Ministère des
Ressources naturelles
et des Forêts
Québec

Bureau de la sous-ministre et Secrétariat général

PAR COURRIEL

Le 17 mars 2026

DEMANDEUR

N/Réf. : 202602-74

**Objet : Demande d'accès à l'information**

Madame,

Nous faisons suite à votre demande d'accès à l'information reçue le 26 février 2026.

La recherche a permis de repérer des documents concernant votre demande qui vous sont accessibles. Vous les trouverez ci-joints. Toutefois, vous remarquerez que nous avons soustrait des renseignements, comme le permet l'article 14 de la Loi sur l'accès aux documents des organismes publics et sur la protection des renseignements personnels (RLRQ, c. A-2.1), ci-après Loi sur l'accès. En effet, nous avons retranché les renseignements confidentiels au sens des articles 23, 24, 53 et 54 de cette loi.

La recherche a également permis de repérer un autre document concernant votre demande. Cependant, nous vous informons que ce document n'est pas accessible suivant les articles 34, 37 et 39 de la Loi sur l'accès.



5700, 4e Avenue Ouest, A-303
Québec (Québec) G1H 6R1
**Téléphone : 418 627-6370**
acces_info_mrnf@mrnf.gouv.qc.ca

Nous vous indiquons que vous pouvez demander à la Commission d'accès à l'information de réviser cette décision. Vous trouverez ci-joint une note explicative concernant l'exercice de ce recours ainsi qu'une copie des articles précités.

Veuillez agréer, Madame, l'expression de nos sentiments les meilleurs.

La responsable de l'accès à l'information,

*Original signé par*

Matilde Théroux-Lemay

p. j. : 3

Rapport

# Ministère des Ressources naturelles et de la Faune Rouyn-Noranda, Québec

## Restauration du site minier Aldermac

## Rapport final des travaux effectués en 2008-2011

**Notre dossier n$^{o}$ 020266-0000-60ER-0001-00**

**Septembre 2011**

SNC·LAVALIN

# Restauration du site minier Aldermac

## Rapport final des travaux effectués en 2008-2011

## Ministère des Ressources Naturelles et de la Faune
## Rouyn-Noranda, Québec

**Notre dossier: 020266**
**Septembre 2011**

*Division Mines et Métallurgie*
**SNC-LAVALIN INC.**
455, boul. René-Lévesque Ouest
Montréal (Québec)
H2Z 1Z3

Téléphone:
(514) 393-1000
Télécopieur:
(514) 390-2765

## TABLE DES MATIÈRES

**PAGE**

**1. INTRODUCTION ..... 1**

**1.1 Étendue des travaux ..... 1**

**1.2 Identification des parties au contrat ..... 2**

**2. DESCRIPTION SOMMAIRE DES TRAVAUX DE RESTAURATION ..... 2**

**3. SÉQUENCE DE RÉALISATION ET PROGRESSION DES TRAVAUX ..... 4**

**4. SANTÉ ET SÉCURITÉ ..... 8**

**4.1 Session d'accueil, comité de chantier et suivi de la CSST ..... 8**

**4.2 Statistiques générales ..... 9**

**5. CONSTRUCTION DES DIGUES ..... 12**

**5.1 Rehaussement de la digue E ..... 12**

5.1.1 Description de l'ouvrage ..... 12

5.1.2 Modifications apportées aux plans initiaux ..... 13

5.1.3 Rehaussement de la digue ..... 14

5.1.3.1 Installation de la géomembrane ..... 16

**5.2 Digue F ..... 17**

5.2.1 Description de l'ouvrage ..... 17

5.2.2 Modifications apportées aux plans initiaux ..... 18

5.2.3 Construction de la digue ..... 18

5.2.3.1 Installation de la géomembrane ..... 20

**5.3 Digue G ..... 21**

5.3.1 Description de l'ouvrage ..... 21

5.3.2 Modifications apportées aux plans initiaux ..... 22
5.3.3 Construction de la digue ..... 22
5.3.3.1 Installation de la géomembrane ..... 23

**5.4 Digue H ..... 24**
5.4.1 Description de l'ouvrage ..... 24
5.4.2 Modifications apportées aux plans initiaux ..... 25
5.4.3 Construction de la digue ..... 25

**5.5 Digue I ..... 26**

**6. RÉHABILITATION DES SECTEURS SUD, NORD, INTERMÉDIAIRE ET RUISSEAU 1 ..... 27**

**6.1 Secteur du Ruisseau 1 ..... 27**

**6.2 Secteur Intermédiaire ..... 29**

**6.3 Secteur Sud ..... 29**

**6.4 Secteur Nord ..... 31**

**6.5 Neutralisation des secteurs nettoyés ..... 31**

**6.6 Nettoyage du roc ..... 32**
6.6.1 Secteur Intermédiaire ..... 33
6.6.2 Secteur Sud ..... 33

**7. DÉVERSOIRS ET OUVRAGES DE CONTRÔLE DE DÉBIT ..... 33**

**7.1 Déversoirs de la digue G ..... 34**
7.1.1 Construction des déversoirs ..... 35

**7.2 Déversoir Nord (digue E) ..... 36**
7.2.1 Construction du déversoir Nord ..... 36

**7.3 Système de contrôle de débits ..... 37**

**7.4 Canaux de dérivation ..... 38**
7.4.1 Canal de dérivation Est ..... 38

7.4.2 Canal de dérivation Ouest ..... 38

**7.5 Bassin de dissipation d'énergie ..... 39**

**7.6 Bassin de décantation du Ruisseau 1 ..... 40**

**8. AMÉNAGEMENT DES TERRASSES AU SECTEUR NORD ..... 40**

**8.1 Aménagement de la terrasse 1 ..... 41**

**8.2 Aménagement de la terrasse 2 ..... 42**

**8.3 Travaux été 2010 ..... 44**

**8.4 Travaux 2011 ..... 46**

**9. CELLULE DE CONFINEMENT DES RÉSIDUS ..... 48**

**9.1 Localisation de la cellule ..... 48**

**9.2 Disposition des résidus excavés ..... 49**

**9.3 Installation de la géomembrane PEHD texturée ..... 50**

**9.4 Fossé de captage et drain français ..... 51**

**9.5 Recouvrement final en sable et gravier ..... 51**

**10. CONSTRUCTION DES CHEMINS PERMANENTS ..... 52**

**10.1 Nettoyage des chemins permanents ..... 53**

**11. CONTRÔLE DE LA QUALITÉ ..... 53**

**11.1 Suivi des travaux de chantier ..... 54**

**11.2 Excavation et nettoyage des secteurs Sud, Nord, Intermédiaire et Ruisseau 1 ..... 54**

**11.3 Matériaux pour les remblais ..... 55**

**11.4 Approbation des fondations et autorisation de remblayage ..... 56**

**11.5 Géomembrane PEHD texturée de 1,5 mm ..... 57**

**11.6 Digue E – Étude géotechnique, analyses de stabilité et instrumentation ..... 58**

**11.7 Cellule de confinement – analyses de stabilité et instrumentation ..... 58**

**11.8 Campagne d'exploration de bancs d'emprunt ..... 59**

**11.9 Dalle de recouvrement du puits d'accès de l'ancienne mine ..... 59**

**11.10 Nettoyage du terrain de M. Francis Gauthier ..... 60**

**12. VÉGÉTALISATION ..... 60**

**12.1 Adéquation et amendement des surfaces nettoyées ..... 61**

**12.2 Extraction, production et mise en place de la terre végétale ..... 62**

**12.3 Ensemencement ..... 63**

**12.4 Aménagement des fagots ..... 65**

**12.5 Aménagement des milieux humides et monticules au secteur Nord ..... 65**

**12.6 Plantation d'arbres, arbustes et plantes multi-cellules ..... 66**

**13. PROVENANCE DES MATÉRIAUX DE REMBLAIS ..... 67**

**13.1 Banc d'emprunt de sable et gravier ..... 67**

**13.2 Dépôt d'argile ..... 69**

**13.3 Carrière ..... 69**

**14. AUTRES TRAVAUX EFFECTUÉS ..... 70**

**14.1 Restauration du terrain de M. Francis Gauthier ..... 70**

**14.2 Dalle de recouvrement sur l'ancien puits d'accès de la mine ..... 71**

**14.3 Installation de piézomètres et d'évents dans la cellule de confinement ..... 72**

**14.4 Puits d'observation aux terrasses ..... 73**

**14.5 Drainage du bassin de la digue C existante ..... 74**

**15. COÛTS DE CONSTRUCTION ..... 74**

**16. PERSONNEL ET RESPONSABILITÉS ..... 78**

**ANNEXES ..... 79**

## LISTE DES TABLEAUX

**Tableau 3-1 Échéancier de progression des travaux** ..... 7
**Tableau 4-1 Résumé des heures travaillées au chantier** ..... 10
**Tableau 4-2 Statistiques de Santé et sécurité** ..... 11
**Tableau 14-1 Localisation des puits d'observation** ..... 74
**Tableau 15-1 Coût total des travaux** ..... 76

## LISTE DES ANNEXES

ANNEXE A – Photos
ANNEXE B – Plans finaux
ANNEXE C – Méthodes de travail
ANNEXE D – Fiches techniques
ANNEXE E – Résultats des essais de laboratoires :

- E1 – Essais sur géomembrane
- E2 – Essais de contrôle qualité sur les sols contaminés excavés
- E3 – Analyses agronomiques
- E4 – Essais géotechniques sur sols et béton
- E5 – Investigations pour banc d'emprunt de sable et gravier

# 1. INTRODUCTION

Le site minier Aldermac est situé à 15 km à l'ouest de la ville de Rouyn-Noranda et à 3 km au nord-est d'Arntfield dans la région administrative de l'Abitibi-Témiscaminque. Le gisement de Cu-Zn a été découvert en 1925 et exploité entre 1931 et 1943. Durant cette période, environ 1,5 Mt de résidus miniers fortement générateurs de drainage minier acide (DMA) ont été produites et rejetées dans l'environnement. Ces résidus étaient dispersés sur une superficie qui comprend un parc à résidus de 53 ha et une zone d'épanchement d'environ 26 ha, étalée sur 10,3 km dans le Ruisseau 1 et la rivière Arnoux.

Dans le but d'arrêter définitivement la détérioration du milieu, le Ministère des Ressources Naturelles et de la Faune (MRNF) a décidé de mettre en œuvre la restauration du site. Dans le cadre de ce projet, les études, la conception, les devis et les plans ont été effectués par SNC-Lavalin et ses partenaires Journeaux Bédard & Associés et Écogénie. Les travaux de construction ont été réalisés par l'entrepreneur Construction Norascon Inc. La gérance, la surveillance et le contrôle de la qualité des travaux ont été accomplis par SNC-Lavalin et ses partenaires, selon le mandat confié par le MRNF.

Le présent rapport décrit les travaux de chantier réalisés pour la restauration du site minier Aldermac et fournit toutes les informations relatives à l'exécution de ces travaux pour la période comprise entre septembre 2008 et septembre 2010. Ces informations permettront de faire le suivi technique et environnemental après la construction.

## 1.1 Étendue des travaux

La restauration du site minier Aldermac prévoyait, entre autres, les principaux éléments énumérés ci-dessous :

- L'aménagement d'une cellule de confinement des résidus miniers;
- Le déboisement de certains secteurs;
- La construction des digues F, G, H et I;
- L'aménagement de nouveaux chemins;
- L'excavation et la disposition des résidus miniers;

- Le recouvrement des résidus placés aux terrasses par la mise en place d'une couche de sable et gravier;
- Le rehaussement et le prolongement de la digue E existante et réaménagement du déversoir à l'extrémité nord de la digue;
- L'aménagement des canaux de dérivation est et ouest;
- Le nettoyage et la réhabilitation du cours du Ruisseau 1;
- La mise en place de terre végétale, l'ensemencement et la plantation d'arbres et d'arbustes;
- L'installation de matelas de fibre de paille et de fagots;
- La mise en œuvre de diverses mesures de contrôle environnemental durant l'exécution des travaux énumérés ci-avant.

## 1.2 Identification des parties au contrat

Au terme de l'analyse des soumissions présentées par plusieurs entrepreneurs, les travaux de restauration ont été confiés à Construction Norascon Inc., d'Amos en Abitibi. À son tour, l'Entrepreneur a délégué en sous-traitance certaines activités :

- Le déboisement à la Compagnie Forestière du Nord Ouest (CFNO);
- La fourniture et l'installation du géotextile et de la géomembrane à Solmax-Texel;
- La fabrication des blocs de béton pour les déversoirs à Béton Fortin Inc de Rouyn-Noranda;
- L'ensemencement et la végétalisation à Centre Jardin Lac Pelletier (CJLP).

Les travaux de restauration ont été mandatés par le MRNF représenté par Mme Johanne Cyr. Le Maître d'œuvre désigné a été SNC-Lavalin Inc., représenté par M. Richard Maurice, directeur du projet. Au chantier, le Maître d'œuvre a été représenté par M. Guillermo Burckhardt, directeur de chantier et par M. Vu Tran, M. Sébastien Lopez et M. Desheng Deng qui ont alterné dans le rôle d'ingénieur résident.

# 2. DESCRIPTION SOMMAIRE DES TRAVAUX DE RESTAURATION

Afin de faciliter la réalisation des travaux de restauration, le projet a été divisé en quatre secteurs distincts :

- Secteur Sud;

- Canaux de dérivation;
- Secteur Nord;
- Ruisseau 1 et secteur Intermédiaire.

Les détails, spécifications et informations nécessaires à la construction des ouvrages prévus étaient indiqués dans les plans émis pour construction S1916-100A à S1916-114A et au devis technique « Cahier des charges – service d'entrepreneur ».

Les travaux dans le secteur Sud comprenaient le nettoyage d'une partie de la surface couverte par les résidus miniers et la construction d'une cellule de confinement des résidus excavés. Cette cellule devait être construite à l'endroit où la couche de résidus était la plus épaisse. Sa construction comportait l'installation d'une géomembrane texturée recouvrant les résidus et la mise en place d'une couche de sable et gravier de 1,0 m d'épaisseur afin de retenir et de protéger la membrane installée. Du côté est du secteur, la construction de la digue I s'avérait nécessaire pour la conservation d'un milieu humide existant. Finalement, la surface nettoyée ainsi que la cellule de confinement devaient être recouvertes d'une couche de terre végétale et ensemencées, et la surface de roc exposée lors du nettoyage devait être lavée jusqu'à la rendre exempte de résidus.

Les canaux de dérivation comportaient la construction d'un système de contrôle de débits et l'aménagement des canaux de dérivation Est et Ouest, indispensables au drainage des surplus d'eau des secteurs Nord et Intermédiaire. De l'ensemencement et l'installation de matelas de paille étaient prévus sur les talus des canaux.

Les travaux requis dans le secteur Nord comprenaient la construction des digues F, G et H, ainsi que le rehaussement de la digue E existante afin de créer les conditions nécessaires à l'aménagement des terrasses où devaient être déposés les résidus miniers provenant du nettoyage du Ruisseau 1 et du secteur Intermédiaire. Le plan de restauration prévoyait que les résidus placés dans les terrasses seraient recouverts d'une couche de sable et gravier d'un mètre d'épaisseur, et que le niveau de l'eau dans les terrasses serait contrôlé par les déversoirs des digues G et E. Les seuils des déversoirs garderaient le niveau de l'eau à une élévation donnée et permanente, évitant ainsi la production de

drainage acide. L'aménagement final de ce secteur devait se terminer par un épandage de terre végétale et un ensemencement.

L'excavation des résidus, l'ensemencement et la végétalisation étaient prévus pour les secteurs du Ruisseau 1 et Intermédiaire. Le nettoyage des affleurements rocheux devait être réalisé au secteur Intermédiaire. Au Ruisseau 1, l'installation de fagots était aussi considérée. Un bassin de sédimentation devait être aménagé à l'extrémité amont du Ruisseau 1 pour retenir les particules de résidus provenant d'un secteur qui n'était pas à nettoyer se trouvant en amont du bassin.

## 3. SÉQUENCE DE RÉALISATION ET PROGRESSION DES TRAVAUX

L'échéancier final des activités de construction réalisées dans le cadre de la restauration du site minier Aldermac est présenté au tableau 3-1. Les travaux ont débuté le 29 septembre 2008 et devaient initialement se terminer à l'automne 2009. Cependant, dû aux modifications techniques apportées au projet pour mieux s'adapter aux conditions de terrain et climatiques rencontrées, le Maître d'œuvre et l'Entrepreneur ont convenu de reporter les travaux de végétalisation concernant la plantation d'arbres, d'arbustes, des vivaces et des plantes aquatiques de tous les secteurs, au printemps 2010 (document 020266-0000-30MB-0001-01). Également, étant donné que des tassements importants sont prévus aux terrasses, leur nivellement sera effectué pendant l'été 2010.

Les travaux de la phase #1 du projet ont débuté par l'aménagement de la zone des roulottes de chantier, le déboisement de tous les secteurs et la construction des chemins d'accès permanents et temporaires. Ils se sont continués avec la construction des digues G et F et le rehaussement de la digue E dans le secteur Nord. Ces activités se sont poursuivies jusqu'au mois de décembre 2008. À la fin de cette première période, les travaux sur les trois digues du secteur Nord et l'aménagement du chemin permanent pour les petits camions ont été complétés. C'est également en décembre 2008 que la construction de la digue H au secteur Intermédiaire a été réalisée.

Parallèlement, les activités concernant l'aménagement du système de contrôle des débits et du canal de dérivation Est ont débuté. Cependant, à cause des conditions de terrain difficiles rencontrées et en accord avec le concepteur, Journeaux,

Bédard & Associés, ces ouvrages ont été annulés. Pour les remplacer, un quatrième déversoir a été ajouté sur la digue G, le déversoir Nord a été élargi et un bassin de dissipation d'énergie, localisé à l'intersection du fossé Est existant et de la terrasse 1, a été aménagé. Par ailleurs, le niveau final des terrasses a été rehaussé de 300 mm. Le 19 décembre 2008, les activités ont été interrompues pour la période des Fêtes.

Les travaux de la phase #2 du projet ont commencé le 5 janvier 2009 avec l'excavation des résidus au Ruisseau 1 et au secteur Intermédiaire. Les résidus excavés ont été transportés et étendus aux terrasses 1 et 2. Les activités de nettoyage de ces deux secteurs ont été complétées au mois de février. Étant donné que le volume prévu de résidus à placer à la terrasse 2 n'a pas été atteint, le nettoyage dans le secteur Sud a débuté vers le 11 février, 4 mois avant la date prévue. Les résidus excavés ont d'abord été acheminés à la terrasse 2 jusqu'atteindre le volume de résidus devant être déposé à cet endroit. Par la suite, ces résidus ont été utilisés dans la construction de la cellule de confinement localisée au secteur Sud. Le nettoyage du secteur Sud a été complété le 25 février. Aussitôt l'épandage des résidus aux terrasses terminé, de la chaux agricole a été épandue à la surface des résidus, après quoi la mise en place de la monocouche de sable et gravier, constituant le recouvrement final des terrasses, s'amorce. La mise en place de cette monocouche a été complétée au mois d'avril.

Au Ruisseau 1, les rives nettoyées ont été profilées selon des pentes 6H :1V afin qu'elles soient prêtes pour l'ensemencement et la plantation de végétaux. Dans le secteur Nord, les déversoirs de la digue G, le déversoir nord et le bassin de dissipation d'énergie ont été aménagés, tandis que dans le secteur Intermédiaire, l'excavation du canal de dérivation ouest a été réalisée. La phase #2 des travaux s'est terminée le 9 avril 2009 en raison de la période de dégel.

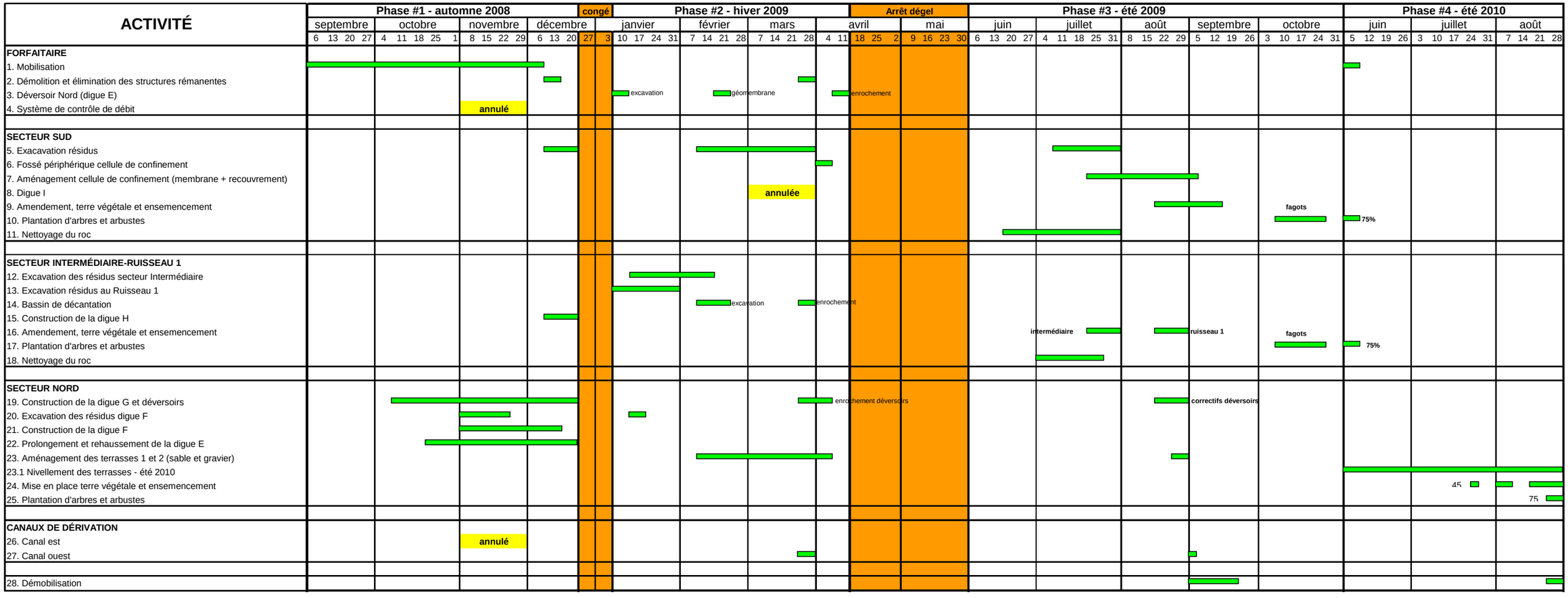
La phase #3 du projet s'amorce à partir du 1er juin 2009. Durant cette période, la cellule de confinement des résidus au secteur Sud a été complétée. Le lavage des affleurements rocheux découverts lors de l'excavation des résidus aux secteurs Sud et Intermédiaire a été effectué. D'autre part, le nivellement des surfaces nettoyées ainsi que l'application de l'amendement, l'épandage de la terre végétale et l'ensemencement aux Ruisseau 1, secteur Intermédiaire et secteur Sud ont été terminés. En raison des tassements survenus au secteur Nord, les digues E, F et G ainsi que la partie est de la terrasse 1, ont été rehaussés aux niveaux de

conception. Les travaux se terminent le 15 septembre et l'entrepreneur démobilise complètement le 18 septembre 2009. Par la suite, au mois d'octobre le sous-traitant CJLP a complété l'aménagement des fagots aux secteurs Sud, Intermédiaire et Ruisseau 1.

La phase #4 des travaux a commencé vers la fin du mois de mai 2010 avec la plantation d'arbres, d'arbustes et plantes des secteurs Sud, Intermédiaire et Ruisseau 1. Par la suite, le nivellement des terrasses 1 et 2 du secteur Nord a débuté. Le pompage de l'étang formé à l'amont de la digue F a été effectué pour permettre la mise en place du remblai nécessaire au nivellement de la terrasse 2. Pour éviter des coûts supplémentaires élevés reliés au remblai du bassin, cet étang a été laissé après le remblayage des terrasses. Lorsque l'avancement des travaux de nivellement l'a permis, l'aménagement paysagiste des terrasses a été effectué. Ensuite, l'épandage de la terre végétale et l'ensemencement de la terrasse 1 a été complété. Par contre, seuls les monticules de la terrasse 2 ont été recouverts de terre végétale et ensemencés.

Les activités 2010 se terminent vers la fin du mois d'août avec la plantation des plantes en pot au secteur Nord. Dû à un problème du fournisseur, la plantation des plantes multi-cellules dans tous les secteurs, a été reportée au printemps 2011.

## Tableau 3-1 Échéancier de progression des travaux



## 4. SANTÉ ET SÉCURITÉ

La santé et la sécurité des travailleurs au chantier ont constitué la principale priorité. Pour répondre aux besoins du projet, un programme cadre de prévention rédigé par le Maître d'œuvre a été joint aux documents d'appel d'offres. De son côté, l'Entrepreneur a produit un programme de prévention spécifique basé sur le programme cadre et adapté à ses activités. Outre ces deux programmes, un plan de mesures d'urgence adapté aux conditions de travail a été élaboré par le Maître d'œuvre. La limite de vitesse au chantier a été établie à 30 km/heure et un plan de circulation, mis à jour régulièrement lors d'un changement de sens, a été produit et affiché.

Au début des travaux et pour le suivi quotidien des activités, un agent en santé-sécurité (S&S) représentant le Maître d'œuvre a été affecté au chantier à temps plein. Lorsque les activités se sont déroulées sur deux quarts de travail de 12 heures chacun et 7 jours sur 7, 4 agents en prévention ont été assignés, soit un par quart de travail avec une relève à toutes les deux semaines. L'Entrepreneur de sa part, a désigné un seul agent de prévention officiant durant le quart de jour pour toute la durée des travaux. En 2010 pendant la durée des travaux, un agent en santé-sécurité représentant le Maître d'œuvre a été affecté au chantier à temps plein.

### 4.1 Session d'accueil, comité de chantier et suivi de la CSST

Tous les travailleurs arrivant au chantier ont participé à une session d'accueil obligatoire avant de se rendre au travail. Ces sessions ont été données par l'agent de prévention de l'Entrepreneur, sous la supervision de l'agent S&S du Maître d'œuvre. Elles avaient pour but de sensibiliser les travailleurs aux risques associés à l'environnement de travail et de les informer de l'existence et du contenu du programme de prévention. Un registre de présence était alors signé lors des sessions d'accueil.

En outre, chaque matin avant de débuter les activités, le contremaître sous la supervision de l'agent de prévention de l'Entrepreneur, réalisait une pause-sécurité avec tous les travailleurs pour promouvoir l'adoption des méthodes de travail

sécuritaires liées aux activités journalières à effectuer. Un registre de présences était obligatoirement signé par les participants à la pause-sécurité.

Tel qu'indiqué au programme cadre de prévention, un comité de chantier en S&S a eu lieu aux deux semaines. Ces rencontres avaient pour objectifs de discuter de toutes les questions relatives à la S&S au chantier et d'établir les diverses consignes et recommandations à suivre pour tout le personnel présent au chantier. Le comité de chantier était composé par un représentant des travailleurs, un représentant officiel de l'Entrepreneur, habituellement le contremaître, l'agent de prévention du Maître d'œuvre et celui de l'Entrepreneur, ainsi qu'un représentant du Maître d'œuvre, normalement le directeur de chantier.

À plusieurs occasions, un inspecteur en S&S de la Commission de la Santé et Sécurité au Travail (CSST) a visité le chantier dans le but de s'assurer que toutes les normes et réglementations en vigueur, ainsi que les programmes de prévention adoptés, étaient suivis et appliqués. Chaque visite de l'inspecteur a été suivie d'un rapport d'intervention où étaient signalées toutes les observations et dérogations à corriger. De plus, SNC-Lavalin a procédé à titre de Maître d'œuvre, à des audits internes pour vérifier la conformité du chantier aux exigences du programme cadre de prévention. Ainsi, deux audits ont eu lieu durant les travaux : le premier à la phase #2 et le deuxième pendant la phase #3 du projet. Les résultats obtenus ont été 66,5% et 98,9% respectivement.

## 4.2 Statistiques générales

Tous les efforts investis dans la prévention, afin de garder le chantier sécuritaire et exempt d'incidents, ont porté fruit à partir de la troisième phase du projet. En effet, entre le 29 septembre 2008 et le 9 avril 2009, soit durant les phases #1 et #2 du projet, 9 incidents et/ou accidents se sont produits, tandis que pendant la troisième étape, entre juin et septembre 2009 et la phase 4 à l'été 2010, aucun incident ne s'est produit. À la fin de la phase #2, un plan de redressement a été produit et mis en œuvre pour améliorer le rendement du chantier en matière de S&S. Les résultats du second audit interne indiquent que le plan de redressement a été appliqué avec succès, puisqu'à la fin de la phase #3 du projet, 76 jours sans incidents avaient été complétés et lorsque l'étape 2010 a été terminée, 53 jours sans accidents se sont ajoutés pour un total de 129 jours.

Le tableau 4-1 présente le nombre total d'heures travaillées au chantier pendant la durée des travaux de restauration. Les activités se sont déroulées entre le 29 septembre 2008 et le 15 septembre 2009, avec les périodes d'arrêt montrées au tableau 3-1.

**Tableau 4-1 Résumé des heures travaillées au chantier**

| COMPAGNIE | 2008 (phase 1) | 2009 (phase 2) | 2009 (phase 3) | 2010 (phase 4) | TOTAL |
|---|---|---|---|---|---|
| SNC – Lavalin Inc. | 3 488 | 5 481 | 3 002 | 2 579 | 14 550 |
| Construction Norascon inc. | 14 456 | 29 297 | 7 822 | 4 251 | 55 826 |
| Compagnie Forestière du Nord Ouest | 810.5 | 413.5 | 0 | 0 | 1 224 |
| Solmax – Texel | 803 | 119 | 726 | 0 | 1 648 |
| Centre Jardin Lac Pelletier | 1 419 | 698 | 1 998 | 2 118 | 6 233 |
| Construction Tech Ltée | 0 | 0 | 202 | 0 | 202 |
| Entreprises René Sigouin | 171 | --- | 1 004 | 0 | 1 175 |

Des 9 incidents survenus durant les phases #1 et #2 du projet, seulement un a occasionné une perte de temps. Trois incidents nécessitant un traitement médical et deux assignations temporaires ont été rapportés pendant cette période. La nature des incidents et les conséquences associées sont décrites dans les lignes qui suivent :

21 octobre 2008 — Un accident sans blessure corporelle ni perte de temps : un camion chargé s'est renversé sur l'un de ses côtés en voulant céder le passage à un autre camion circulant en sens contraire.

| | |
|---|---|
| 10 décembre 2008 | Un incident impliquant un camion de 40 tonnes sans blessure corporelle ni perte de temps : une fausse manœuvre du conducteur a fait glisser le camion dans un fossé. |
| 11 décembre 2008 | Un incident impliquant une assignation temporaire : un employé a été frappé à la jambe par une roche ayant tombé d'un camion passant à proximité. |
| 15 janvier 2009 | Un incident impliquant deux camions de 40 tonnes sans blessure corporelle ni perte de temps : une fausse manœuvre du conducteur de l'un des camions a mené celui-ci à percuter l'autre camion. |
| 22 janvier 2009 | Incident impliquant deux camions sans blessure corporelle ni perte de temps : un des camions s'est retrouvé dans un fossé pour éviter une collision avec celui qui venait en sens inverse. |
| 23 janvier 2009 | Incident impliquant deux camions sans blessure corporelle ni perte de temps : un camion qui faisait marche arrière a percuté un autre camion qui se trouvait stationné. |
| 09 février 2009 | Un travailleur s'est fait une entorse lombaire en déplaçant un boyau. Il s'agit d'un accident avec perte de temps. |
| 11 mars 2009 | Un travailleur a glissé à l'intérieur du godet d'une pelle lorsqu'il procédait au graissage des raccords. Il s'agit d'un accident avec assignation temporaire sans perte de temps. |
| 22 mars 2009 | Un travailleur a reçu un corps étranger dans un œil. Incident sans perte de temps. |

Environ 160 travailleurs différents ont travaillé au chantier du site minier Aldermac pendant la réalisation des travaux en 2008, 2009 et 2010. De plus, environ 25 permis de travail ont été émis par le Maître d'œuvre et 153 pauses-sécurité ont été tenues au cours de la construction. Durant le temps des ouvrages, la CSST a visité le chantier à 9 reprises. Le tableau 4-2 montre les statistiques générales de santé et sécurité pour les phases #1, #2, #3 et #4 du projet.

**Tableau 4-2 Statistiques de Santé et sécurité**

| Groupe | Incidents avec perte de temps | Fréquence de pertes de temps (LTIF= Nx200 000/HT) | Fréquence d'incidents rapportables (RIF= (MA+LTI+AT) x 200 000/HT) |
|---|---|---|---|
| SNC-Lavalin Inc. | 0 | 0 | 0 |
| Construction Norascon Inc. et sous-traitants | 1 | 2.47 | 7.42 |
| **TOTAL** | **1** | **2.47** | **7.42** |

**N= nombre d'incidents avec perte de temps**
**HT= total des heures travaillées**
**MA= Nombre de blessures avec soins médicaux = 2**
**LTI= Nombre de blessures avec perte de temps = 1**
**AT= Assignations temporaires**

# 5. CONSTRUCTION DES DIGUES

## 5.1 Rehaussement de la digue E

### 5.1.1 Description de l'ouvrage

La digue E, située dans la partie nord-est du parc à résidus, a été construite en 1995. Cette digue comporte un noyau en moraine recouvert par un remblai de sable et gravier dont les pentes des talus variaient entre 2H :1V et 3H :1V à l'origine. À son extrémité nord, un déversoir en enrochement a été aménagé. La fonction initiale de la digue était d'empêcher l'infiltration de l'eau propre vers l'intérieur du parc et de créer une retenue d'eau à l'élévation 326.5 m. Le relevé initial de 2008 indique que la digue E existante avait, en moyenne, une élévation de 327.8 m et une largeur de crête de 5,0 m avant les travaux de rehaussement.

Le projet de restauration du site minier Aldermac, prévoyait le rallongement et le rehaussement de la digue E existante et le réaménagement du déversoir. L'élévation finale prévue de la crête était de 331.25 m avec une largeur de 5,0 m. Les pentes des talus devaient être de 2.5H :1V à l'amont et de 3H :1V à l'aval. Une géomembrane en PEHD de 1,5 mm d'épaisseur, ancrée dans le noyau de moraine existant, devait être installée pour imperméabiliser le talus amont de la digue, afin de conserver un niveau d'eau constant à l'intérieur de la terrasse 2. Le surplus d'eau devait être évacué par le déversoir Nord dont l'élévation initiale du seuil était

la cote 330.0 m. La digue comportait aussi une berme aval de 15,0 m de largeur. Du sable et gravier tout venant (matériau de zone 2) devait être utilisé pour le rehaussement de la digue.

En vue des travaux, les détails nécessaires au rehaussement de la digue E existante et au réaménagement du déversoir Nord étaient indiqués aux dessins S1916-103A, S1916 -104A et S1916 -105A émis pour construction. La localisation et la configuration finales de la digue sont montrées sur les plans final 020266-40DD-103A_TQC rév.2 et 020266-40DD-105A_TQC rév.2 à l'annexe B. Les photos 5.1 @ 5.9 présentées à l'annexe A, montrent différentes étapes des travaux effectués.

Les principales caractéristiques de la digue E rehaussée sont les suivantes :

- Élévation de la crête :
  - Du PM 0+000 @ 0+423 et de 0+773 @ 0+872 : 331.25 m
  - Du PM 0+433 @ 0+763 : 331.55 m
  - Du PM 0+423 @ 0+433 et 0+763 @ 0+773 : transitions de niveau
- Largeur de crête : 5,0 m (9,0-10,0 de 0+433 à 0+763)
- Hauteur moyenne : 3,45 m
  - Du PM 0+433 @ 0+763 : 6,65 m
- Longueur en crête : 872 m
- Pentes des talus :
  - Amont : 2.5H :1V
  - Aval : 3H :1V
  - Berme aval : 2H :1V
- Élévation berme aval : 328.7 m
  - Du PM 0+433 @ 0+768 : 329,2 m
- Volume de remblai zone 2 : 103 828 $m^3$
- Géomembrane installée : 8 320 $m^2$

### 5.1.2 Modifications apportées aux plans initiaux

Pour s'adapter aux conditions du terrain, l'axe de la digue a été déplacé de 2,0 m vers le sud et sa longueur augmentée de 6,0 m du côté est. Du côté ouest, l'axe du prolongement a été déplacé d'environ 5,0 m vers le nord.

Une couche de tourbe d'environ 3,0 m d'épaisseur, reposant sur une argile molle compressible, a été trouvée entre les chaînages 0+433 à 0+763. Pour compenser les tassements différentiels qui se produiront, le niveau final de la crête a été augmenté de 300 mm sur ce segment, soit jusqu'à l'élévation 331,55 m. D'autre part, suite au glissement du talus aval survenu le 10 novembre 2008 entre les chaînages 0+558 et 0+668, la berme aval a été élargie de 5,0 m entre les chaînages 0+537 et 0+679 et rehaussée de 500 mm entre les points 0+433 et 0+768.

À la suite du glissement du talus amont, survenu le 30 novembre 2008 entre les chaînages 0+615 et 0+680, il a été convenu d'aménager une berme amont de 13,0 m de largeur pour stabiliser l'ouvrage. La berme, constituée de résidus provenant du secteur Sud et dont le niveau final est la cote 329,0 m, a une longueur égale à celle de la berme aval. Le niveau 329,0 correspond à celui des résidus à entreposer à la terrasse 2.

La pente du talus amont servant d'assise à la géomembrane texturée est de 1H :1V. Les spécifications prévoyaient une protection de la membrane en l'entourant d'une couche de sable 2A de 300 mm d'épaisseur. Cependant, étant donné que la pente du talus était trop abrupte pour assurer la stabilité du sable, celui-ci a été remplacé par un géotextile Texel 918. Cette modification a été effectuée entre les chaînages 0+069 et 0+792. Pour conserver la géométrie originale de la digue, le sable 2A enlevé a été substitué par du sable et gravier tout venant (zone 2). Dans le secteur où la crête de la digue atteint l'élévation 331.55 m, la géomembrane a été installée à partir de la cote 331.25 m.

### 5.1.3 Rehaussement de la digue

Les travaux de rehaussement de la digue E ont débuté le 22 octobre 2008 et se sont terminés le 05 août 2009 avec le régalage final des talus. La construction de la digue a été réalisée conformément aux plans et aux spécifications du devis technique. La géométrie des remblais de la digue était spécifiée aux plans S1916-103A, S1916-104A et S1916-105A émis pour construction.

Tous les matériaux utilisés pour les remblais ont été prélevés ou produits dans le banc d'emprunt existant et désigné à cette fin. Les matériaux placés sur l'ouvrage possèdent une granulométrie étalée et continue, conforme aux exigences granulométriques du devis technique et présentées au plan S1916-114A.

Lorsque le décapage a été terminé, le rehaussement de la digue E a débuté. Les remblais de la zone 2 ont été placés conformément aux lignes, pentes et niveaux indiqués sur les plans, en levées horizontales de 500 mm d'épaisseur. Aucun compactage n'a été requis, puisque la circulation de la machinerie et des camions chargés a été considérée suffisante. L'épandage du matériau a été réalisé à l'aide de bouteurs de type CAT D7H ou CAT D8R, tandis que le régalage des talus a été effectué avec des pelles de type Komatsu PC400 munies d'un godet sans dents. Le transport des matériaux de remblai à partir du banc d'emprunt s'est fait à l'aide des camions articulés CAT 735 ou rigides CAT 769. La méthode de construction MT-NOR-007 décrivant la procédure de travail suivie est présentée à l'annexe C.

Étant donné que l'épaulement amont de la digue reposait sur une fondation composée de résidus miniers et que celui à l'aval reposait sur de la terre noire, des plaques de tassements ont été installées pour le contrôle des tassements et la validation du volume des matériaux placés. En raison des caractéristiques des fondations, la première couche de remblai de zone 2 des épaulements a été construite avec une épaisseur moyenne de 1,0 m, afin de permettre la circulation des engins et d'éviter que les matériaux mous constituant les fondations ne remontent.

Lorsque le remblai a atteint l'élévation 330.25 m, l'installation de la géomembrane a débuté. Les travaux ont commencé le 18 novembre 2008 et se sont poursuivis jusqu'au 30 novembre. Mise à part la modification concernant le remplacement du matériau 2A, la pose de la géomembrane s'est réalisée conformément aux plans et au devis technique. La procédure suivie est décrite dans la méthode de travail MT-SOL-001 présentée à l'annexe C. L'installation a été réalisée par la compagnie Solmax-Texel qui a affecté au chantier une équipe composée de 1 contremaître, 7 journaliers spécialisés et 1 technicien pour le contrôle de la qualité. La géomembrane et le géotextile utilisés sont conformes aux exigences du devis. Les fiches techniques correspondantes sont présentées à l'annexe D.

Entre les chaînages 0+720 à 0+790, le noyau de moraine de la digue existante n'a pu être atteint pour l'ancrage de la géomembrane. Il a été convenu alors de terminer l'installation de la géomembrane et de procéder à la correction du secteur à l'été 2009. Le 22 juillet 2009, une tranchée d'une largeur égale à celui du godet de la pelle a été excavée à partir de l'extrémité inférieure de la membrane installée jusqu'à 300 mm à l'intérieur de la couche de terre végétale existante. La tranchée a été prolongée à chaque extrémité de la zone concernée jusqu'à joindre le noyau existant. Ensuite, l'excavation a été remblayée avec de l'argile jusqu'à 500 mm par dessus le niveau inférieur de la membrane installée. Lorsque la correction a été terminée, le rehaussement de la digue E a été complété.

#### 5.1.3.1 Installation de la géomembrane

L'installation de la géomembrane texturée en PEHD a débuté à l'extrémité est de la digue. La pose a été faite dans le sens de la pente du talus, du haut vers le bas à partir de l'élévation 330.25 m. La partie supérieure de la membrane est ancrée à l'aide d'une clé creusée dans le remblai de zone 2. Quant à son extrémité inférieure, elle est ancrée dans le noyau de moraine existant. Dans les prolongements est et ouest, la membrane a été ancrée dans l'argile existante. La largeur des panneaux installés correspond à celle des rouleaux fournis, soit 6,8 m. L'alignement et le chevauchement des panneaux sont conformes aux spécifications.

Les étapes qui ont été suivies pour l'installation de la géomembrane sont :

- mise en place du géotextile Texel 918 sur le talus amont de la digue;
- installation des panneaux de géomembrane et contrôle de la qualité (essais destructifs et non destructifs réalisés sur place);
- mise en place du géotextile Texel 918 de recouvrement sur la géomembrane;
- remblayage avec du sable et gravier tout venant (zone 2).

Sur les prolongements est et ouest de la digue, l'installation de la géomembrane s'est effectuée telle que prévue sur les plans. En effet, étant donné que la pente des talus amont des prolongements était de 2.5H :1V, le géomembrane a été

entourée de part et d'autre, d'une couche de sable (zone 2A) de 300 mm d'épaisseur.

Pour le déroulement et la manipulation des rouleaux de géomembrane, une pelle John Deere 160 munie d'une barre déroulante a été utilisée. Bien que les conditions climatiques n'aient pas été idéales, l'installation a été réalisée à l'intérieur des délais prévus. Tous les panneaux ont été numérotés et relevés. La configuration finale est présentée au plan final 020266-40DD-117A_TQC rév.0 de l'annexe B.

## 5.2 Digue F

### 5.2.1 Description de l'ouvrage

La digue F est localisée à la limite ouest du secteur Nord du parc à résidus. Elle est caractérisée par une coupe type en sable et gravier, telle que présentée au plan S1916-107A émis pour construction. Sur le talus amont, une géomembrane de PEHD texturée de 1,5 mm d'épaisseur est installée et entourée, de part et d'autre, par une couche de protection de sable (zone 2A) de 300 mm d'épaisseur. Du côté aval, une berme de 5,0 m de largeur devait être aménagée.

La digue F repose sur une fondation constituée principalement d'argile. Les extrémités nord et sud de la digue reposent sur une fondation de till dense. L'élévation finale est la cote 331.25 m avec une largeur de crête de 5,0 m. Les talus ont une pente de 2.5H :1V à l'amont et de 3H :1V à l'aval. La localisation et la configuration finales de la digue sont montrées sur le plan final 020266-40DD-107A_TQC rév.3 à l'annexe B. Les photos 5.10 à 5.16 présentées à l'annexe A montrent différentes étapes des travaux de construction de la digue F.

Les principales caractéristiques de la digue F sont les suivantes :

- Élévation de la crête : 331.25 m
- Largeur en crête : 5,0 m
- Longueur en crête : 443 m
- Hauteur moyenne : 5,35 m

- Pentes des talus :
  - Amont : 2.5H :1V
  - Aval : 3H :1V
  - Berme aval : 3H :1V
- Élévation berme aval : 329.2 m
- Largeur berme aval : 7,0 m
- Volume de remblai zone 2 : 37 916 $m^3$
- Géomembrane installée : 6 588 $m^2$

### 5.2.2 Modifications apportées aux plans initiaux

Pour mieux s'adapter aux conditions du terrain, l'axe de la digue a été décalé par rapport à son emplacement prévu initialement. D'autre part, pour atteindre le mort-terrain à l'élévation finale de la digue, l'extrémité nord (chaînage 0+000) a été allongée de ±50 m tandis que l'extrémité sud a été raccourcie de ±50 m.

Entre les chaînages 0+000 et 0+084, l'axe a été déplacé de 30 m vers l'ouest. Puis, de 0+084 à 0+138, l'axe a été décalé d'environ 20 m vers l'est impliquant ainsi le déplacement du PI central initial de presque 23 m en direction sud. Enfin, à partir du chaînage 0+269 et jusqu'au point 0+443, l'axe a été déplacé de 11 m vers l'ouest.

En raison de ces déplacements, le tracé du nouveau chemin qui devait être construit à l'extrémité ouest du parc s'est retrouvé très proche de la berme aval de la digue. En conséquence, il a été convenu d'élargir la berme de 5,0 à 7,0 mètres, afin de l'utiliser comme une portion du nouveau chemin à construire.

### 5.2.3 Construction de la digue

Les travaux de construction de la digue F ont débuté le 22 octobre 2008 avec le déboisement des secteurs requis. L'excavation des résidus sous l'emprise de la digue, afin d'atteindre une fondation acceptable, a été entreprise le 3 novembre 2008 et complétée le 24 novembre. La mise en place du remblai en sable et

gravier tout venant (zone 2) a également commencé le 3 novembre 2008 pour se terminer le 12 décembre. Le régalage final des pentes a été fait au cours du mois d'août 2009. La construction de la digue a été réalisée conformément aux plans et aux spécifications du devis technique. La géométrie des remblais de la digue était spécifiée au plan S1916-107A émis pour construction.

Tous les matériaux utilisés pour les remblais ont été prélevés ou produits dans le banc d'emprunt désigné à cette fin. Les matériaux placés sur l'ouvrage possèdent une granulométrie étalée et continue, conforme aux exigences granulométriques du devis technique et présentées au plan S1916-114A.

Après la fin du décapage, la construction de la digue a débuté. Du côté amont, l'excavation des résidus miniers a été poursuivie jusqu'à l'atteinte de la fondation d'argile nécessaire à l'ancrage de la géomembrane. Tel que spécifié aux dessins, la couche de terre végétale située sous l'emprise de la digue, et atteignant parfois plus de 2,50 m d'épaisseur, a été complètement excavée. Du côté aval, l'excavation des résidus miniers en place a été effectuée jusqu'à 300 mm à l'intérieur du sol naturel existant. L'épaulement et la berme aval reposent ainsi sur une fondation constituée principalement d'argile grise. L'excavation a été réalisée à l'aide d'excavatrices de type Komatsu PC-400. Les résidus excavés ont été transportés dans des camions articulés CAT 735 vers la terrasse 2, où ils ont été étendus à l'aide d'un bouteur CAT D7H.

Pour contrôler l'eau dans l'excavation, un pompage continu a été nécessaire. Le remblai a été mis en place au fur et à mesure que les travaux d'excavation de l'assise progressaient et, afin d'assurer la qualité de l'ouvrage, une approbation de la fondation suivie d'une autorisation de remblayage étaient nécessaires avant d'entreprendre le remblai de toute nouvelle section de l'assise. La mise en place des remblais a été faite conformément aux lignes, pentes et niveaux indiqués sur les plans, en levées horizontales de 500 mm d'épaisseur à l'exception de la première couche dont l'épaisseur moyenne a été d'environ 1,0 m. Aucun compactage n'a été requis, puisque le passage de la machinerie et des camions chargés a été considéré suffisant. L'épandage du matériau a été réalisé à l'aide de bouteurs de type CAT D7H, tandis que le régalage des talus a été effectué avec des pelles de type Komatsu PC400 munies d'un godet sans dents. Le transport des matériaux de remblai à partir du banc d'emprunt s'est fait à l'aide de camions

articulés CAT 735 ou rigides CAT 769. Les travaux de remblayage de masse de la digue F ont été complétés le 12 décembre 2008.

Des plaques de tassements ont été installées pour le contrôle des tassements et la validation du volume des matériaux placés. La méthode de construction MT-NOR-005, soumise par l'Entrepreneur et présentée à l'annexe C, décrit la procédure suivie lors de la construction de la digue F.

L'installation de la géomembrane débute le 2 décembre 2008 et se termine le 4 décembre. La pose s'est réalisée conformément aux plans et devis technique. La procédure suivie est décrite dans la méthode de travail MT-SOL-001 présentée à l'annexe C. L'installation a été réalisée par la compagnie Solmax-Texel.

#### 5.2.3.1 Installation de la géomembrane

Lorsque le remblai a atteint l'élévation 330.25 m et que les assises étaient acceptés, l'installation de la géomembrane débutait. Elle a été mise en place en suivant la pente du talus amont, du haut vers le bas. Une clé a été excavée dans le remblai de zone 2 afin d'ancrer la partie supérieure de la membrane. Quant à l'extrémité inférieure, elle est ancrée dans l'argile de fondation. La largeur des panneaux installés correspond à celle des rouleaux fournis, soit 6,8 m. L'alignement et le chevauchement des panneaux sont conformes aux spécifications. Durant l'installation de la géomembrane, un pompage continu a été nécessaire pour conserver le fond de l'excavation sec. La géomembrane est entourée d'une couche protectrice de sable 2A de 300 mm d'épaisseur.

Les étapes qui ont été suivies pour l'installation de la géomembrane sont :

- mise en place de la couche inférieure de 300 mm de sable 2A;
- déroulement, découpage et assemblage des panneaux de géomembrane et contrôle de la qualité (essais destructifs et non destructifs réalisés sur place);
- mise en place de la couche supérieure de 300 mm de sable 2A.

Pour le déroulement et la manipulation des rouleaux de géomembrane, une pelle John Deere 160 munie d'une barre déroulante a été utilisée. Bien que les conditions climatiques n'aient pas été idéales, l'installation a été réalisée à l'intérieur des délais prévus. Tous les panneaux ont été numérotés et relevés. La configuration finale est présentée au plan final 020266-40DD-117A_TQC rév.0 à l'annexe B.

## 5.3 Digue G

### 5.3.1 Description de l'ouvrage

La digue G est localisée dans le secteur Nord du site. La digue constitue la limite entre les terrasses 1 et 2. Elle se caractérise par une coupe type en sable et gravier avec une géomembrane texturée en PEHD de 1,5 mm d'épaisseur, installée sur le talus amont et entourée, de part et d'autre, par une couche de protection de sable 2A de 300 mm d'épaisseur. La digue comporte 4 déversoirs servant au contrôle du niveau de l'eau de la terrasse 1. Le seuil des déversoirs est constitué de blocs de béton de 1,0 $m^3$ chacun. Les détails concernant la construction de la digue G étaient présentés au plan émis pour construction S1916-106A.

La majeure partie de la digue G repose sur une fondation constituée de résidus miniers. L'extrémité ouest, entre les chaînages 0+000 et 0+027, se trouve sur une fondation de roc. L'extrémité est, quant à elle, repose sur une fondation constituée de moraine à partir du chaînage 0+378 jusqu'au chaînage 0+412. Enfin, la section de la digue comprise entre les chaînages 0+241 et 0+261 est appuyée sur un affleurement rocheux. L'élévation finale est la cote 333.00 m avec une largeur de crête de 5,0 m. Les talus ont une pente de 2.5H :1V à l'amont et de 3H :1V à l'aval. La localisation et la configuration finales de la digue sont montrées sur le plan final 020266-40DD-106A_TQC rév.3 à l'annexe B. Les photos 5.17 à 5.22 présentées à l'annexe A montrent différentes étapes des travaux de construction de la digue.

Les principales caractéristiques de la digue G sont les suivantes :

- Élévation de la crête : 333.00 m
- Largeur en crête : 5,0 m

- Longueur en crête : 412 m
- Hauteur moyenne : 4,10 m
- Pentes des talus :
  - Amont : 2.5H :1V
  - Aval : 3H :1V
- Volume de remblai zone 2 : 23 762 $m^3$
- Géomembrane installée : 6 835 $m^2$ (incluant les déversoirs)

### 5.3.2 Modifications apportées aux plans initiaux

Pour mieux s'adapter aux conditions du terrain, l'axe de la digue a été déplacé d'environ 17 m vers le sud entre les chaînages 0+000 et 0+055, et de 10 m vers le sud entre les chaînages 0+387 et 0+412. Lorsque l'installation du système de contrôle de débits a été éliminée, le quatrième déversoir a été ajouté dans la partie ouest de la digue.

Là où la fondation de la digue repose sur le roc, une couche de bentonite en poudre a été placée à l'interface entre la géomembrane et le béton de remodelage coulé sur le roc de fondation. La bentonite empêche les exfiltrations d'eau à travers cette interface.

### 5.3.3 Construction de la digue

La construction de la digue G a débuté le 9 octobre 2008. Étant donné que la fondation de la digue repose principalement sur des résidus miniers, la première couche de sable et gravier tout venant (zone 2) mise en place avait une épaisseur d'environ 1,50 m. Par la suite, le remblayage a été effectué conformément aux lignes, pentes et niveaux indiqués sur les plans, en levées horizontales de 500 mm d'épaisseur. Aucun compactage n'a été requis, puisque le passage des engins et camions chargés était considéré suffisant. La mise en place du remblai de masse de la zone 2 a été complétée le 10 décembre 2008, tandis que le régalage final des talus et le nivellement de la crête ont été achevés le 18 août 2009.

La construction de la digue a été réalisée conformément aux plans et aux spécifications du devis technique. La géométrie des remblais de la digue est spécifiée sur le plan S1916-106A émis pour construction. Tous les matériaux

utilisés pour les remblais ont été prélevés ou produits dans le banc d'emprunt désigné à cette fin. Les matériaux placés sur l'ouvrage possèdent une granulométrie étalée et continue, conforme aux exigences granulométriques du devis technique et présentées au plan S1916-114A. Les blocs de béton des déversoirs ainsi que le coulis de béton ont été produits à l'usine de Béton Fortin de Rouyn-Noranda. Le nettoyage du roc et la mise en place du coulis de béton ont été réalisés par Les Entreprises René Sigouin Inc.

L'épandage du matériau de remblai a été fait à l'aide d'un bouteur CAT D7H. Le régalage des talus a été effectué avec des pelles de type Komatsu PC400 munies d'un godet sans dents. Quant au transport des matériaux de remblai à partir du banc d'emprunt, il a été fait à l'aide de camions articulés CAT 735 ou rigides CAT 769. Des plaques de tassements ont été installées pour le contrôle des tassements et la validation du volume des matériaux placés. La méthode de construction MT-NOR-003 soumise par l'Entrepreneur est présentée à l'annexe C. Elle décrit la procédure suivie pendant la construction de la digue G.

L'installation de la géomembrane s'est réalisée en deux étapes débutant le 12 novembre 2008 et se terminant le 5 décembre. La pose s'est réalisée conforme aux plans et devis technique. La procédure suivie est décrite dans la méthode de travail MT-SOL-001 présentée à l'annexe C. L'installation a été réalisée par la compagnie Solmax-Texel.

#### 5.3.3.1 Installation de la géomembrane

Lorsque le remblai a atteint l'élévation 332.30 m, l'installation de la géomembrane a débuté. La membrane a été placée en suivant la pente du talus amont de la digue, du haut vers le bas. Afin de retenir l'extrémité supérieure de la membrane, une clé d'ancrage a été excavée dans le remblai de zone 2. L'extrémité inférieure, quant à elle, est ancrée dans les résidus ou sur le roc remodelé recouvert d'une mince couche de bentonite en poudre. La largeur des panneaux installés correspond à celle des rouleaux fournis, soit 6,8 m. L'alignement et le chevauchement des panneaux sont conformes aux spécifications. Lors de l'installation de la géomembrane, un pompage continu a été nécessaire pour conserver le pied de talus amont le plus sec possible. La géomembrane est entourée d'une couche protectrice de sable 2A de 300 mm d'épaisseur.

Les étapes qui ont été suivies pour l'installation de la géomembrane sont :

- mise en place de la couche inférieure de 300 mm de sable 2A;
- épandage d'une mince couche de bentonite sur les surfaces de roc bétonnées;
- déroulement, découpage et assemblage des panneaux de géomembrane et contrôle de la qualité (essais destructifs et non destructifs réalisés sur place);
- mise en place de la couche supérieure de 300 mm de sable 2A.

Pour le déroulement et la manipulation des rouleaux de géomembrane, une pelle John Deere 160 munie d'une barre déroulante a été utilisée. Bien que les conditions climatiques n'aient pas été idéales, l'installation a été réalisée à l'intérieur des délais prévus. L'ajout d'un quatrième déversoir n'a pas eu d'influence importante sur l'échéancier des travaux. Tous les panneaux ont été numérotés et relevés. La configuration finale est présentée au plan final 020266-40DD-117A_TQC rév.0 à l'annexe B.

## 5.4 Digue H

### 5.4.1 Description de l'ouvrage

La digue H se trouve à l'extrémité nord-est du secteur Intermédiaire. Elle constitue la limite entre la terrasse 1 et ce secteur. La digue empêche l'écoulement de l'eau de la terrasse 1 vers le secteur Intermédiaire.

La coupe type de la digue, montrée dans le plan S1916-107A émis pour construction, comporte un noyau d'argile (zone 1) entouré d'un remblai de sable et gravier (zone 2). Les talus amont et aval ont une pente de 2.5H :1V avec une largeur en crête de 5,0 m. La digue H repose sur une fondation constituée d'argile grise et ses extrémités sont accotées au roc. L'épaulement amont de la digue repose sur des résidus miniers. Les photos 5.23 et 5.24 présentées à l'annexe A illustrent différentes étapes des travaux de construction de la digue H.

Les principales caractéristiques de la digue H sont les suivantes :

- o Élévation de la crête : 334.00 m
- o Largeur en crête : 5,0 m
- o Longueur en crête : 54 m
- o Hauteur moyenne : 5,0 m
- o Pentes des talus :
  - Amont : 2.5H :1V
  - Aval : 2.5H :1V
- o Volume de remblai zone 2 : 1 600 $m^3$
- o Volume d'argile du noyau : 900 $m^3$

### 5.4.2 Modifications apportées aux plans initiaux

Le chaînage 0+000 a été déplacé de 8,0 m vers le sud-est après quoi, pour mieux s'adapter aux conditions du terrain, l'axe de la digue a été déplacé d'environ 1,0 m vers le sud. Pour réduire le volume d'excavation, les pentes des talus du noyau d'argile ont été changées de 1H :1V à 1H :5V. D'autre part, les talus du noyau ont été protégés avec un remblai de sable et gravier de zone 2C, mis en place avant le remblai de masse de zone 2. Ce remblai de zone 2C a remplacé le géotextile Texel 918 prévu initialement. Les niveaux finaux des crêtes du noyau et de la digue sont restés tel que prévus.

### 5.4.3 Construction de la digue

La construction de la digue H a débuté le 5 décembre 2008 par l'excavation des résidus sous l'emprise du noyau et du talus aval. L'excavation a été effectuée à l'aide d'une pelle CAT 365 BL. Les résidus excavés ont été chargés dans des camions CAT 735 et transportés vers la terrasse 1. La zone du talus amont, étant à l'intérieur de la terrasse 1, n'a pas été nettoyée. Des accès temporaires ont été aménagés pour faciliter l'opération des engins.

L'excavation de la clef pour le noyau d'argile s'est déroulée au fur et à mesure que le nettoyage progressait. Lorsque cette opération a été complétée, la mise en place de l'argile du noyau a commencé. La pose de l'argile a été réalisée par levées horizontales de 300 mm d'épaisseur, compactées avec le godet de la pelle jusqu'à l'atteinte du degré de compaction exigé. Simultanément, on a procédé à la mise en place du remblai de sable et gravier de zone 2C et de zone 2 de part et d'autre du noyau, et ce jusqu'à ce que le niveau final de la digue, à l'élévation 334,0 m, soit atteint. La digue H a été complétée le 18 décembre 2008.

La construction de la digue a été réalisée conformément aux plans et aux spécifications du devis technique. La géométrie des remblais de la digue est spécifiée sur le plan S1916-107A rév.2 émis pour construction. Les matériaux granulaires utilisés pour les remblais ont été prélevés ou produits dans le banc d'emprunt désigné à cette fin. L'argile du noyau provient d'un dépôt situé au sud du site à l'extérieur de la zone des travaux. Les matériaux placés sur l'ouvrage possèdent une granulométrie étalée et continue, conforme aux exigences granulométriques du devis technique et présentées au plan S1916-114A. La teneur en eau de l'argile était adéquate pour atteindre le niveau de compaction exigé.

La mise en place de l'argile et le régalage des talus ont été effectués à l'aide d'une pelle de type Komatsu PC400 munie d'un godet sans dents. Des camions articulés CAT 735 ont été utilisés pour le transport des matériaux à partir des dépôts. La méthode de construction MT-NOR-008, soumise par l'Entrepreneur et présentée à l'annexe C, décrit la procédure suivie pour la construction de la digue H. La configuration finale est présentée au plan final 020266-40DD-107A_TQC rév.2 à l'annexe B.

## 5.5 Digue I

Selon les plans, la digue I projetée se trouvait au centre-est du secteur Sud. L'extrémité est de la digue était accotée sur la digue B existante, tandis que l'extrémité ouest s'appuyait dans un  boisé existant et à conserver. La coupe type se caractérisait par un remblai de matériau granulaire de zone 2. Sur le talus amont, une géomembrane texturée en PEHD de 1,5 mm d'épaisseur devait être installée. La digue I avait été conçue dans le but de préserver un milieu humide

existant. Une excavation dans la terre noire, d'au moins 2,50 m de profondeur, était nécessaire pour atteindre la fondation d'argile exigée.

Cependant, lors des travaux de nettoyage et d'excavation des résidus miniers dans cette zone du secteur sud, il a été constaté que l'existence du milieu humide ne serait pas compromise, même sans la présence de la digue I. Pour cette raison, il a été déterminé que la construction de la digue n'était plus pertinente et sa construction a été annulée.

## 6. RÉHABILITATION DES SECTEURS SUD, NORD, INTERMÉDIAIRE ET RUISSEAU 1

Les secteurs Sud, Nord, Intermédiaire et Ruisseau 1 ont été réhabilités par le biais d'un nettoyage. Le nettoyage a consisté en l'excavation de tous les résidus présents dans chacun des secteurs, suivi de l'enlèvement d'une couche de 300 mm d'épaisseur du terrain naturel en contact avec eux. Les matériaux excavés ont été transportés et entreposés aux endroits désignés, soient les terrasses 1 et 2 au secteur Nord ou la cellule de confinement au secteur Sud.

Les travaux de nettoyage se sont déroulés entre les mois de janvier et juillet 2009, débutant par les secteurs Intermédiaire et Ruisseau 1 et finissant au secteur Sud. Suite au nettoyage, les surfaces ont été neutralisées par l'ajout d'un amendement basique composé de chaux dolomitique dans les secteurs Sud et Ruisseau 1, et de chaux agricole dans le secteur Intermédiaire. Des échantillons du fond des excavations ont été prélevés pour vérifier la conformité des sols laissés en place par rapport aux exigences du certificat d'autorisation (CA). Le nettoyage de ces secteurs a été effectué conformément au devis technique. Les photos 6.1 à 6.21 présentées à l'annexe A montrent différentes étapes des travaux de nettoyage réalisés dans les différents secteurs. Le plan final 020266-40DD-101A-2_TQC rév.2 de l'annexe B, montre une vue générale des zones nettoyées.

### 6.1 Secteur du Ruisseau 1

Tout d'abord, les limites de la zone à nettoyer ont été établies. À cette fin, des sondages d'exploration ont été réalisés afin de déterminer l'étendue des travaux.

C'est ainsi qu'il a été établi que le nettoyage serait fait sur la longueur totale prévue indiquée sur les plans, limitée de chaque côté par la végétation existante.

Les travaux de nettoyage ont débuté le 6 janvier 2009 et se sont terminés le 8 février. Au total, 139 685 $m^3$ de matériaux ont été excavés, transportés et entreposés à la terrasse 2. Le Ruisseau 1 a été nettoyé à partir du déversoir Nord jusqu'à l'intersection avec la rivière Arnaud. Une épaisseur moyenne de 800 mm a été excavée.

Pour faciliter le transport des matériaux excavés durant les travaux, un chemin temporaire de glace a été aménagé sur le lit du ruisseau. Les activités se sont déroulées sur deux quarts de travail, jour et nuit, 7 jours sur 7 jusqu'au 8 février. Le nettoyage a débuté à l'extrémité ouest du Ruisseau 1. Afin d'assurer un meilleur contrôle de l'eau, l'excavation a été réalisée par secteurs, en alternant entre les deux côtés du ruisseau. Des pelles John Deere 800, CAT 365 et CAT 330 ont été utilisées pour l'excavation. Les matériaux excavés ont été transportés à la terrasse 2 à l'aide de camions articulés CAT 735 et rigides CAT 769. Le fond d'excavation des zones qui resteront non inondées a été profilé et nivelé afin d'empêcher les accumulations d'eau en surface et de les préparer pour l'ensemencement. Outre le profilage du fond, un chenal central et des rigoles ont été aménagés pour canaliser l'écoulement de l'eau et assécher les zones à ensemencer.

Lors du nettoyage, les berges ont été aménagées suivant une pente douce d'au moins 4H :1V afin de faciliter les futurs travaux d'amendement et d'ensemencement. Des remblais de consolidation en sable et gravier tout venant ont également été mis en place à certains endroits préétablis pour la conservation des milieux humides existants. Ces travaux ont été effectués à l'aide d'une pelle CAT 330 munie d'un godet à fossé. Le sable et gravier tout venant des remblais de consolidation provient du banc d'emprunt désigné. L'argile utilisée pour l'aménagement des rives a été prélevée du fond nettoyé du ruisseau. Le nivellement des surfaces et l'aménagement du chenal central et des rigoles ont été effectués avec des pelles de type John Deere 160. La configuration finale du Ruisseau 1 est présentée au plan final 020266-40DD-111A_TQC rév.2 à l'annexe B.

## 6.2 Secteur Intermédiaire

L'excavation des résidus au secteur Intermédiaire a commencé le 19 janvier 2009. Les travaux ont été exécutés sur deux quarts de travail, jour et nuit, 7 jours sur 7. Au terme du nettoyage, 146 230 $m^3$ de matériaux avaient été excavés, transportés et épandus aux terrasses, dont 130 789 $m^3$ à la terrasse 1. L'épaisseur des matériaux excavés est de 2,70 m en moyenne et dépasse les 4,0 m à certains endroits.

Vue la grande quantité d'eau provenant de l'esker voisin, un pompage en continu a été nécessaire pour l'évacuer. L'eau a d'abord été canalisée et par la suite pompée vers un fossé temporaire qui se déversait dans le bassin situé à l'aval de la digue F. Plusieurs tranchées de drainage ont été aménagées au fond de l'excavation pour diriger l'écoulement de l'eau vers les points de pompage.

L'excavation a été exécutée à l'aide de pelles de type CAT 365 et Komatsu PC400. Dans certaines zones où le dépôt de résidus était très épais, la pelle CAT 365 a dû être remplacée par une pelle JD 800 afin de profiter d'une plus grande portée. À certains moments, un bouteur JD 650 a également été utilisé pour pousser les matériaux présents au fond de l'excavation, afin de les rendre plus accessibles aux pelles. Les matériaux excavés ont été transportés vers la terrasse 1 dans des camions articulés CAT 735. Les travaux de nettoyage du secteur Intermédiaire ont été réalisés conformément aux exigences du devis technique et se sont terminés le 16 février 2009.

La majeure partie de la surface nettoyée dans le secteur Intermédiaire restera inondée. Les secteurs se trouvant à l'extérieur de la zone inondée ont été aménagés avec des pentes douces de 6H :1V afin de faciliter les travaux d'amendement, de plantation et d'ensemencement prévus. Ces travaux ont été effectués à l'aide d'une pelle CAT 330 et d'un bouteur CAT D8R, dans une opération de remblai-déblai. Du côté est, le roc exposé lors de l'excavation de masse des résidus a été nettoyé tel que décrit à la section 6.6.

## 6.3 Secteur Sud

L'excavation des résidus au secteur Sud a été réalisée en deux étapes. Une première étape au cours de laquelle les matériaux excavés ont été transportés

vers la terrasse 2, et une seconde durant laquelle les matériaux ont été placés dans la cellule de confinement. Au total, 69 605 $m^3$ de matériaux ont été transportés vers la terrasse 2 et 144 696 $m^3$ ont été placés dans la cellule. Le volume final excavé est de 214 301 $m^3$. Le nettoyage a débuté le 10 décembre 2008 et a été suspendu le 9 avril 2009 pour la période du dégel. Il a ensuite repris le 16 juin pour être complété le 09 juillet 2009.

Les travaux de nettoyage au secteur Sud étaient initialement prévus pour être exécutés durant l'été 2009. Cependant, certains événements ont fait en sorte que les activités ont débuté à l'hiver 2008-2009. En effet, suite au glissement du talus amont de la digue E survenu le 30 novembre, des résidus du secteur Sud ont été excavés et transportés vers la terrasse 2 en vue de construire une berme au pied du talus amont de la digue E (mémo de chantier #04). Un volume total de 6 720 $m^3$ a donc été transporté et placé jusqu'à l'élévation 329,0 m, correspondant au niveau final prévu pour les résidus qui devaient ultérieurement être déposés dans la terrasse 2. La deuxième phase du nettoyage du secteur Sud a commencé le 11 février 2009 et s'est terminée le 09 juillet 2009. Durant cette période, 207 758 $m^3$ de matériaux ont été excavés. De ce volume, 62 885 $m^3$ ont été transportés et étendus à la terrasse 2 afin d'en compléter le remplissage, et 144 696 $m^3$ ont été placés à l'intérieur de la cellule de confinement.

Au fur et à mesure que les travaux ont progressé, les nouvelles zones à nettoyer ont d'abord été déneigées, puis des chemins d'accès temporaires en glace et/ou gravier y ont été aménagés pour permettre la circulation des camions et engins. Les matériaux ont été excavés à l'aide d'excavatrices JD 800 et CAT 365, puis transportés vers leur destination finale dans des camions articulés CAT 735. Un bouteur JD 650 a été utilisé pour le déneigement et l'aménagement des accès. Lorsque la surface était trop molle, des pelles plus petites, telle qu'une Komatsu PC400, étaient alors utilisées. Bien que les conditions de circulation aient été restreintes en raison du terrain mou, le nettoyage du secteur Sud a été complété à l'intérieur des délais prévus et conformément aux exigences du devis technique.

Lors du retour aux activités en juin 2009, il a été constaté que certaines zones présentaient encore des résidus. Le nettoyage de ces zones a été effectué à l'aide d'une pelle CAT 330 et les résidus excavés ont été transportés vers la cellule dans des camions articulés CAT 735. Les minces couches de résidus collés aux surfaces des affleurements rocheux ont aussi été enlevées à l'aide d'une pelle

Case 9020. Lorsqu'il est devenu impossible d'enlever ces résidus avec la pelle, le roc a alors été lavé. Le processus de nettoyage du roc est décrit à la section 6.6. Enfin, un nivellement des surfaces nettoyées a été effectué pour permettre les activités d'amendement et d'ensemencement prévues. Ces travaux sont décrits au chapitre 12 du présent rapport.

## 6.4 Secteur Nord

La zone à nettoyer au secteur Nord était localisée sous l'emprise de la digue F. Les résidus ont été excavés et transportés vers la terrasse 2. Une pelle Komatsu PC400 a été utilisée lors de l'excavation. Les matériaux ont été transportés dans des camions articulés CAT 735.

Les travaux ont été effectués en deux phases. La première comportait l'excavation des résidus se trouvant directement sous l'emprise de la digue, alors que la deuxième visait à excaver les résidus situés en aval de la digue. Le nettoyage sous l'emprise de la digue F a débuté le 3 novembre 2008 et a été complété le 24 novembre. Du côté aval, l'excavation s'est déroulée entre le 13 et le 17 janvier 2009. Une fois nettoyé, le secteur aval s'est inondé créant un bassin. À la fin des travaux, 21 916 $m^3$ de matériaux ont été excavés et transportés vers la terrasse 2.

## 6.5 Neutralisation des secteurs nettoyés

Afin de réduire l'acidité présente dans les sols des surfaces nettoyées, un amendement minéral basique devait être appliqué. L'amendement devait être incorporé mécaniquement au sol sur une profondeur de 150 mm. Conformément à la norme BNQ 0419-070 et aux exigences du devis technique, la chaux agricole fine a été choisie pour la neutralisation des surfaces. La fiche technique de la chaux agricole est présentée à l'annexe D.

Cependant, une alternative consistant à appliquer de la chaux dolomitique granulaire a été proposée et acceptée en prévision des cas où, dû aux conditions molles des surfaces nettoyées, l'incorporation mécanique de la chaux agricole deviendrait impossible. Étant donné que la chaux dolomitique n'est pas incorporée au sol, il faut attendre au moins une semaine par précaution avant de procéder à

l'ensemencement, afin que la chaux se dissolve et se mélange au substrat. La fiche technique est présentée à l'annexe D.

Les travaux de neutralisation des surfaces nettoyées ont débuté au mois de juillet 2009 avec l'incorporation de chaux agricole fine dans le secteur Intermédiaire. Le taux d'application à cet endroit a été de 20 tm/ha. L'application de l'amendement s'est poursuivie avec l'épandage de chaux dolomitique au Ruisseau 1, dans le secteur situé en amont du seuil. En raison des conditions très molles du terrain, la neutralisation du secteur situé en aval du seuil doit être réalisée après que la surface ait gelé, à la fin du mois de novembre 2009. Quand les conditions du terrain le permettaient, la chaux a été appliquée à l'aide d'un tracteur agricole muni d'un dispositif d'épandage. Dans les cas où le terrain était trop mou, l'application a été réalisée à l'aide de véhicules tout-terrain munis d'un semoir ou encore manuellement. L'amendement des surfaces nettoyées s'est terminé au secteur Sud avec l'application de chaux dolomitique vers la fin du mois d'août 2009. Le taux d'application au Ruisseau 1 a été de 5 tm/ha, tandis que dans le secteur Sud le taux a été de 25 tm/ha.

## 6.6 Nettoyage du roc

Lors de l'excavation des résidus, des affleurements rocheux ont été exposés dans les secteurs Sud et Intermédiaire. Suite à ces travaux, une mince couche de résidus est demeurée collée sur la surface du roc. De plus, de faibles quantités de résidus étaient toujours présentes dans les joints, les creux et les irrégularités du roc. Tous ces résidus devaient être totalement enlevés, pour se conformer aux exigences du CA et du devis. En conséquence, un nettoyage du roc a été effectué afin de le rendre exempt de résidus.

Le nettoyage du roc a commencé le 8 juin 2009 du côté nord-est du secteur Intermédiaire. Il s'est ensuite poursuivi dans le secteur Sud et s'est terminé le 14 juillet avec le lavage des affleurements rocheux au sud-est du secteur Intermédiaire. Mandatée par Norascon, Les Entreprises René Sigouin Inc a réalisé les travaux de nettoyage et de lavage du roc. Les photos 6.22 à 6.25 présentées à l'annexe A illustrent la méthode employée pour réaliser le nettoyage du roc.

### 6.6.1 Secteur Intermédiaire

Les affleurements rocheux à nettoyer se trouvaient tous du côté est et nord-est du secteur Intermédiaire. Le lavage a été réalisé à l'aide d'un jet d'eau à haute pression. Une pompe à essence prenait l'eau du bassin du secteur Intermédiaire. Pour le lavage des affleurements se trouvant au milieu du bassin, une chaloupe a été utilisée. À la fin des travaux, 1 670 $m^2$ ont été nettoyés. L'eau du nettoyage était rejetée directement au bassin.

### 6.6.2 Secteur Sud

Le nettoyage du roc dans le secteur Sud a débuté par les affleurements adjacents à la cellule de confinement. À l'aide d'une pelle Case 9020, la majeure partie des résidus collés a été enlevée. Par la suite, on a procédé au lavage avec le jet d'eau à haute pression jusqu'à l'enlèvement complet des résidus. Afin de permettre la décantation des particules de résidus avant de rejeter l'eau de lavage à l'environnement, celle-ci a été entreposée dans de petits bassins aménagés à proximité des zones de lavage à l'intérieur de la cellule. À la fin de cette première étape, 4 347 $m^2$ de roc avaient été nettoyés.

Le nettoyage s'est ensuite poursuivi avec les affleurements rocheux mis au jour lors des travaux d'excavation des résidus. Pour ce faire, la pelle Case 9020 a d'abord enlevé le plus gros des résidus collés puis, à l'aide d'un jet d'eau à haute pression, le roc a été lavé jusqu'à l'enlèvement complet des résidus. Les résidus grattés avec la pelle ont été empilés pour ensuite être transportés à la cellule de confinement. L'eau de lavage a été entreposée dans des fossés temporaires, excavés autour des zones de travail, pour permettre la décantation des particules. Par la suite, l'eau a été rejetée à l'environnement et les fossés remblayés avec les matériaux excavés lors de leur mise en place. De cette façon, 7 738 $m^2$ de roc ont été nettoyés conformément aux exigences techniques.

## 7. DÉVERSOIRS ET OUVRAGES DE CONTRÔLE DE DÉBIT

Le concept de nappe surélevée a été retenu pour la réhabilitation du secteur Nord du parc à résidus du site minier Aldermac. Cette technique est efficace pour

réduire la production de drainage acide des résidus miniers actifs. Pour garder et contrôler la position de la nappe à l'élévation requise et maintenir le sol saturé, outre les digues, des ouvrages d'évacuation et de contrôle de débits devaient être construits.

L'ensemble initial des ouvrages à construire comportait les éléments suivants :

- Système de contrôle de débits;
- Canal de dérivation Est;
- Canal de dérivation Ouest;
- Déversoirs digue G;
- Déversoir Nord (digue E);
- Bassin de décantation au Ruisseau 1.

Suite aux modifications techniques apportées au projet, certains ouvrages ont été annulés et d'autres ont été ajoutés. En conséquence, le système de contrôle de débits ainsi que le canal de dérivation Est ont été annulés et remplacés par l'ajout d'un quatrième déversoir à la digue G, la mise en place d'un bassin de dissipation d'énergie et l'élargissement du déversoir Nord et de ceux déjà prévus à la digue G. Les photos 7.1 à 7.13 présentées à l'annexe A montrent différentes étapes des travaux de construction des ouvrages de contrôle.

## 7.1 Déversoirs de la digue G

Initialement, la digue G devait comporter trois déversoirs pour le contrôle du niveau de l'eau de la terrasse 1. Le seuil de ces déversoirs est à l'élévation 332,0 m. La coupe type se caractérise par un enrochement de calibre 150-1000 mm placé du côté aval avec une pente de 3H :1V, et par une géomembrane en PEHD texturée de 1,5 mm d'épaisseur installée du côté amont et protégée par un remblai de sable et gravier. Le seuil des déversoirs est constitué de 18 blocs de béton de 1,0 $m^3$ chacun, distribués en deux lignes de 7 blocs surmontées de deux blocs supérieurs à chaque extrémité. L'épaisseur de l'enrochement aval varie de 1,00 m à 1,5 m. Les détails des déversoirs étaient présentés sur le plan S1916-106A émis pour construction.

En raison de l'annulation du système de contrôle de débits et du canal de dérivation Est, un plus grand volume d'eau allait devoir être géré à la terrasse 1. À cette fin, un quatrième déversoir a été ajouté, les dimensions du côté aval des déversoirs ont été modifiées (augmentées) et l'épaisseur de l'enrochement est passée à 1,20 m avec un $D_{50}$ de 600 mm. Tous les détails de ces changements se trouvaient sur le dessin S1916-106A – rév.2.

### 7.1.1 Construction des déversoirs

La phase initiale de la construction des déversoirs a été effectuée entre le 29 octobre et le 18 décembre 2008. Lorsque la digue G a atteint l'élévation 332,0 m, l'excavation des déversoirs a débuté. Ces travaux d'excavation ont été arrêtés au niveau 331,0 m pour chacun des quatre déversoirs. Par la suite, on a procédé à la mise en place de la ligne aval des blocs de béton, puis à l'installation de la géomembrane. Lorsque la pose de la géomembrane a été terminée, la ligne amont des blocs a été installée et la mise en place du remblai amont a été complétée jusqu'à l'élévation 332,0 m. La deuxième phase de la construction a compris l'aménagement des talus aval des déversoirs et la mise en place de l'enrochement de protection. Ces travaux se sont déroulés de la fin mars jusqu'au début d'avril 2009. Quelques réparations ont été effectuées sur la géomembrane installée et un enrochement de protection a été ajouté sur les talus amont des déversoirs pour éviter l'érosion. Suite à ces correctifs, les quatre déversoirs ont finalement été complétés le 13 août 2009.

Les travaux d'excavation et de mise en place de l'enrochement ont été effectués à l'aide d'une pelle Komatsu PC400. Les blocs de béton, préfabriqués à l'usine de Béton Fortin à Rouyn-Noranda, ont été installés à l'aide d'une pelle John Deere 160 munie d'un appareil spécial pour les soulever et les manipuler en toute sécurité. Les matériaux pour l'enrochement ont été transportés dans des camions articulés CAT 735 ou rigides CAT 769 et proviennent de l'exploitation de la petite carrière développée à cette fin. L'installation de la géomembrane a été effectuée en suivant la procédure décrite à la section 5.3.3.1. La configuration finale des déversoirs est montrée dans le plan final 020266-40DD-106A_TQC rév.3 présenté à l'annexe B.

## 7.2 Déversoir Nord (digue E)

Le déversoir Nord se trouve à l'extrémité nord de la digue E. Il contrôle le niveau de la nappe surélevée de la terrasse 2. Le seuil était prévu initialement à l'élévation 330,0 m. D'une largeur de 15,0 m, le déversoir se caractérisait par un enrochement de calibre 150-1000 mm de 1,00 m d'épaisseur placé du côté aval, et par une géomembrane en PEHD texturée de 1,5 mm d'épaisseur installée en amont. La pente du talus amont était 2.5H :1V tandis que celle à l'aval était 3H :1V. Le seuil était constitué de 38 blocs de béton de 1,0 $m^3$ chacun, distribués en deux lignes de 17 blocs surmontées de deux blocs supérieurs à chaque extrémité du déversoir. Les détails étaient indiqués sur le plan S1916-104A émis pour construction.

Suite à l'annulation des ouvrages de contrôle et de dérivation, et pour s'adapter aux nouvelles conditions de débit, le déversoir Nord a été élargi à 22,0 m, l'épaisseur de l'enrochement augmentée à 1,20 m et le $D_{50}$ passant de 350 mm à 600 mm. En conséquence, le nombre de blocs est passé de 38 à 52 unités, la quantité de géomembrane à installer a augmenté et le niveau final du seuil a été abaissé à la cote 329,20 m. Le calibre de l'enrochement, les caractéristiques de la géomembrane et les pentes des talus sont demeurés les mêmes que ceux prévus à l'origine. Tous les détails concernant les changements apportés se trouvaient sur le dessin S1916-104A – rév.2.

### 7.2.1 Construction du déversoir Nord

Les travaux de construction ont débuté par l'enlèvement de l'enrochement et des feuilles de contreplaqué constituant l'ancien déversoir. Par la suite, l'excavation de la clé amont nécessaire à l'ancrage de la géomembrane s'est amorcée. Cette opération a permis de constater que la moraine du noyau existant n'avait pas les conditions d'étanchéité requises. Une clé d'une largeur correspondant au godet de la pelle et d'une profondeur égale à l'épaisseur de la moraine, a alors été excavée dans le noyau existant. Par la suite, cette clé a été remblayée avec de l'argile et la géomembrane ancrée à l'intérieur.

Parallèlement à ces travaux, l'aménagement du plateau supérieur à l'élévation 328,20 m ainsi que le profilage du talus et des épaulements du côté aval ont été effectués. Lorsque l'aménagement a été terminé, la pose de la ligne aval des blocs constituant le seuil a été réalisée suivie par l'installation de la géomembrane.

Une fois la géomembrane installée, la mise en place du reste des blocs, de l'argile de la clé, du remblai de zone 2 sur le côté amont et de l'enrochement sur le côté aval a été terminée. La construction du déversoir Nord a été complétée le 8 avril 2009 et a donc été réalisée en 3 étapes en s'adaptant aux conditions de terrain rencontrées. La première étape a comporté l'excavation, l'aménagement des talus et la pose des blocs du côté aval du seuil, tandis que la deuxième a consisté en l'installation et l'ancrage de la géomembrane. La mise en place des blocs du côté amont du seuil et l'enrochement du côté aval ont été réalisés au cours de la troisième étape.

Les travaux d'excavation, de profilage et de mise en place de l'enrochement ont été effectués à l'aide d'une pelle Komatsu PC400. Les blocs de béton, préfabriqués à l'usine de Béton Fortin à Rouyn-Noranda, ont été installés à l'aide d'une pelle John Deere 160 munie d'un appareil spécial pour les soulever et les manipuler en toute sécurité. Les matériaux pour l'enrochement aval ont été transportés dans des camions articulés CAT 735 à partir de la carrière. L'installation de la géomembrane a été effectuée en suivant la procédure décrite à la section 5.1.3.1. La configuration finale du déversoir est montrée sur le plan final 020266-40DD-104A_TQC rév. 3 présenté à l'annexe B

## 7.3 Système de contrôle de débits

Le système de contrôle de débits proposé était localisé à l'extrémité sud-est du secteur Nord. Il comportait deux déversoirs ainsi qu'une berme entourant les déversoirs créant ainsi un bassin dont le niveau d'eau maximum prévu correspondait à la cote 335.5 m. Le rôle de ce système était de contrôler l'écoulement d'eau vers la terrasse 1, afin de maintenir le niveau de la nappe surélevée des terrasses à l'élévation requise. Pour ce faire, il était prévu que les seuils des déversoirs seraient situés à différentes élévations : 334.9 m pour celui qui versait sur la terrasse 1 et 335,0 m pour celui versant au canal de dérivation Est. Les détails de construction étaient montrés sur le dessin S1916-108A.

Cependant, en raison des conditions de terrain difficiles rencontrées à l'emplacement du système et suite à l'annulation du canal de dérivation Est, il a été décidé d'annuler la construction de cet ouvrage. Les surfaces qui avaient été

décapées ont donc été réaménagées et les matériaux de décapage remis en place. Aucune végétalisation n'a été effectuée.

## 7.4 Canaux de dérivation

L'aménagement de deux canaux de dérivation était prévu dans le cadre de la réhabilitation du site minier Aldermac : le canal de dérivation Est et le canal de dérivation Ouest. Ces canaux devaient servir à l'évacuation du surplus d'eau des secteurs Nord et Intermédiaire respectivement. Toutefois, pour les raisons précisées à la section suivante, seul le canal Ouest a été construit.

### 7.4.1 Canal de dérivation Est

Le canal de dérivation Est originalement prévu était localisé dans le secteur Nord, à l'aval de la digue E. Il comportait deux sections distinctes : la première s'étendant du système de contrôle de débits jusqu'au prolongement est de la digue E et se déversant dans une tourbière, et la deuxième commençant au prolongement est de la digue et se terminant au Ruisseau 1, quelques mètres au nord-est du déversoir Nord.

Les conditions de terrain rencontrées sous l'emprise de la première section n'étaient pas idéales pour aménager le canal tel qu'indiqué sur les plans. Quelques alternatives ont alors été étudiées pour essayer de changer l'alignement initial du canal, tout en minimisant les coûts associés. Cependant, les solutions envisagées présentaient autant de difficultés techniques reliées à la construction que la version originale. Avec l'accord du concepteur, il a donc été convenu d'annuler la construction du canal de dérivation Est. Les surfaces qui avaient été décapées ont été réaménagées et les matériaux de décapage remis en place. Aucune végétalisation n'a été effectuée et les matelas de paille qui étaient prévus à cet endroit ont été supprimés du projet.

### 7.4.2 Canal de dérivation Ouest

Le canal de dérivation Ouest se trouve à l'extrémité nord-ouest du secteur Intermédiaire. Il s'agit d'un canal horizontal dont la cote du radier est 332,25 m.

L'excavation du canal a été effectuée pendant le mois de mars 2009. Pour compléter le canal, l'intersection avec le chemin permanent a été excavée le 3 septembre 2009. À cet endroit, un enrochement 0-300 mm a été placé sur des pentes aménagées à 10H :1V pour faciliter la circulation des véhicules.

Les travaux d'excavation de masse ont été effectués à l'aide d'une pelle CAT 365. Les déblais ont été rejetés et épandus dans une dépression existante située à l'extrémité nord-est du canal. Les matériaux excavés ont été transportés dans des camions articulés CAT 735. Le canal a été construit conformément au plan S1916-109A-2. Cependant, étant donné que le plan montrait la fin du canal à l'intersection du chemin, il a été convenu de le prolonger jusqu'au bassin aval de la digue F pour mieux contrôler l'écoulement. Ces travaux ont été effectués à l'aide d'une pelle Komatsu PC-400. Les talus et le fond du prolongement ont été protégés avec de l'enrochement 0-300 mm étant donné la pente naturelle existante. Le plan final 020266-40DD-109A_TQC rév.0 présenté à l'annexe B, montre l'emplacement et la configuration finale du canal.

## 7.5 Bassin de dissipation d'énergie

Le bassin de dissipation d'énergie fait partie des nouveaux ouvrages qui ont été conçus lors de l'annulation du système de contrôle de débit et du canal de dérivation Est. Le bassin se trouve dans le secteur Nord du parc, plus précisément à l'intersection du canal Est existant et de la terrasse 1. Le bassin réduit la vitesse de l'eau arrivant sur la terrasse, évitant ainsi l'érosion du recouvrement de sable et une exposition potentielle des résidus.

La coupe type est caractérisée par un remblai de roche de calibre 150-1000 mm d'une épaisseur de 1,20 m, posé sur un géotextile Texel 918. Les travaux d'excavation et de remblayage ont été effectués durant le mois de mars 2009. Une pelle CAT 330 a été utilisée pour l'excavation et la mise en place de l'enrochement. Des camions articulés CAT 735 ont été utilisés pour le transport des déblais et des matériaux d'enrochement. Les matériaux excavés ont été déposés à la terrasse 1. Le plan final 020266-40DD-108A_TQC rév.2 présenté à l'annexe B montre la localisation et la configuration finale du bassin.

## 7.6 Bassin de décantation du Ruisseau 1

Le plan S1916-111A émis pour construction montrait la localisation, la coupe type et les détails concernant le bassin de décantation du Ruisseau 1. Ayant une superficie de 3 750 $m^2$, ce bassin favorise la sédimentation des matières en suspension provenant des terrasses. L'emplacement et la géométrie du bassin ont été adaptés aux conditions de terrain rencontrées. Par exemple, en raison de sa largeur (50 m), le bassin a été déplacé vers le nord afin d'éviter de devoir déboiser les berges du ruisseau. La localisation et la configuration finale sont montrées au plan final 020266-40DD-111A_TQC rév.2 présenté à l'annexe B.

Les travaux d'excavation ont été effectués à l'aide d'une pelle CAT 330 entre le 7 et le 19 février 2009. Les déblais ont été transportés vers la terrasse 2 dans des camions articulés CAT 735. La pose de l'enrochement a été réalisée en deux étapes. Une première qui comportait l'empierrement de l'extrémité nord du bassin, effectuée le 8 février 2009 et la deuxième, comportant l'enrochement de l'extrémité sud, réalisée du 26 au 30 mars 2009. Les matériaux de remblai ont été transportés dans des camions articulés CAT 735 à partir de la carrière. La mise en place a été effectuée à l'aide d'une pelle CAT 330.

# 8. AMÉNAGEMENT DES TERRASSES AU SECTEUR NORD

L'application du concept de nappe surélevée au secteur Nord impliquait l'aménagement d'une ou de plusieurs terrasses. Le scénario retenu prévoyait que les résidus présents à cet endroit resteraient en place, et que ceux des secteurs Intermédiaire et Ruisseau 1 seraient excavés, transportés et étendus sur la surface des résidus du secteur Nord, jusqu'à l'atteinte d'une élévation prédéterminée. Une couche de sable et gravier tout venant de 1,0 m d'épaisseur serait ensuite placée à la surface des résidus comme recouvrement final. L'aménagement des terrasses se terminerait par leur végétalisation.

Pour optimiser la mise en place des résidus importés sur le terrain existant, il a été déterminé que la configuration idéale consisterait en deux terrasses séparées par une digue centrale (digue G). Ainsi, la terrasse 1, dont le niveau final est 2,0 m plus haut que celui de la terrasse 2, se trouve en amont de la digue G tandis que la terrasse 2 se situe en aval. Le plan S1916-105A émis pour construction présentait

les détails concernant l'aménagement des terrasses. Les photos 8.1 à 8.10 présentées à l'annexe A montrent les différentes phases suivies durant les travaux d'aménagement.

Étant donné que l'aménagement des terrasses a été réalisé durant l'hiver 2008-2009, les matériaux provenant des secteurs Intermédiaire et Ruisseau 1 qui ont été placés sur les terrasses, contenaient des quantités importantes de glace. Pour compenser les tassements qui allaient se produire lors du dégel, le niveau final des matériaux importés a été rehaussé tout en conservant l'épaisseur du recouvrement de sable et gravier à 1,0 m. Le rehaussement a été adapté en fonction des conditions particulières de chaque terrasse.

## 8.1 Aménagement de la terrasse 1

La terrasse 1 est limitée au nord par la digue G et par la digue H au sud. Aux extrémités est et ouest, la terrasse est accotée au terrain naturel. Elle occupe une surface d'environ 10.1 ha. À la fin des travaux de 2009, le niveau final de la terrasse 1 variait de 332,30 m du côté est jusqu'à 333,50 m dans la zone centrale-ouest.

Lors de l'annulation du système de contrôle de débits et du canal de dérivation Est, le niveau final de la terrasse 1 a été rehaussé à l'élévation 332,30 m, et le niveau final prévu des résidus a également été modifié de 331,0 m à 331,30 m. Le niveau final de la terrasse est 0,30 m plus haut que celui du seuil des déversoirs de la digue G. Cette différence permettra le développement normal des végétaux qui seront plantés dans la terrasse.

Les travaux d'aménagement ont débuté le 12 janvier 2009. Les résidus déposés dans la terrasse proviennent du nettoyage du secteur Intermédiaire. En raison des conditions hivernales et de la présence de glace, il a été accordé de monter le niveau final des résidus à la cote 331,50 m. Cependant, la terrasse a atteint cette élévation avant que le volume total de résidus devant y être placés ne soit atteint. Afin de compléter ce volume, il a alors été convenu de rehausser le niveau final des résidus à la cote 332,50 m dans la zone centrale-ouest de la terrasse. Quant au côté est, il est demeuré à l'élévation 331,50 m. La mise en place des résidus a été complétée le 11 février 2009. Au total, 130 789 $m^3$ ont été transportés et placés à la terrasse 1.

Les résidus ont été transportés dans des camions articulés CAT 735. L'épandage a été fait à l'aide d'un bouteur CAT D7H ou CAT D8R, muni d'un senseur qui captait le signal d'un niveau laser rotatif installé pour faciliter le contrôle du niveau final d'épandage. Le nivellement définitif a été effectué à l'aide d'une niveleuse CAT N10 munie d'un peigne.

Une fois que les résidus ont atteint leur niveau final, un amendement de chaux y a été fait. La chaux a été appliquée directement à la surface des résidus sans y être incorporée, à l'aide d'un épandeur conventionnel tiré par un tracteur agricole. Au total, 2 525 tonnes de chaux ont été appliquées à la terrasse 1 à un taux moyen de 25 kg/m$^2$.

La mise en place du recouvrement de sable et gravier de 1,0 m d'épaisseur a débuté le 16 février 2009. Le remblai a été fait au fur et à mesure que les travaux d'amendement ont progressé. Le matériau granulaire provenant du banc d'emprunt désigné a été transporté dans des camions articulés CAT 735 ou rigides CAT 769. L'épandage a été réalisé à l'aide d'un bouteur CAT D7H ou CAT D6R, muni d'un senseur captant le signal d'un niveau laser rotatif utilisé pour faciliter le contrôle de l'élévation finale du remblai. Le nivellement définitif a été effectué à l'aide d'une niveleuse CAT N10 munie d'un peigne. La terrasse 1 a été complétée le 26 mars 2009; 101 000 m$^3$ de sable et gravier y ont été placés.

Lors de la reprise des travaux en juin 2009, il a été constaté qu'un tassement moyen d'environ 400 mm s'était produit dans le secteur est de la terrasse. Étant donné que ce secteur n'avait pas été rehaussé, le niveau du recouvrement de sable et gravier a été ramené à son élévation finale prévue, soit la cote 332.30 m. Pour ce faire, 18 040 m$^3$ de matériau ont été ajoutés. Les plans finaux 020266-40DD-101A-2_TQC rév.2 et 020266-40DD-102A_TQC rév.2 présentés à l'annexe B montrent la configuration et les coupes finales de la terrasse 1.

## 8.2 Aménagement de la terrasse 2

La terrasse 2 est limitée au sud par la digue G, à l'ouest par les digues E et F et au nord-est par la digue E. Au sud-est la terrasse est accotée au terrain naturel. Sa superficie est d'environ 23 ha. À la fin des travaux de 2009, le niveau final de la

terrasse 2 variait de 330,50 m dans le secteur nord jusqu'à 329,50 m dans le secteur sud, près de la digue G.

En raison de l'annulation du système de contrôle de débits et du canal de dérivation Est, le niveau de la monocouche de recouvrement de la terrasse a été abaissé à la cote 329,50 m, soit 0,50 m plus bas que le niveau prévu initialement. Ce niveau est à la fois, 0,30 m plus haut que celui du seuil modifié du déversoir Nord établi à 329,20 m. Cette différence permettra le développement normal des végétaux qui seront plantés dans la terrasse. Le niveau des résidus placés a été donc modifié à la cote 328,50 m afin de conserver l'épaisseur de 1,00 m, prévue pour le recouvrement de sable et gravier.

Les travaux d'aménagement ont débuté le 6 janvier 2009. Les résidus déposés dans la terrasse proviennent du nettoyage du Ruisseau 1. En raison des conditions hivernales et de la présence d'une quantité importante de glace dans les résidus à placer, il a été accordé de rehausser le niveau final de ceux-ci à la cote 329,0 m à l'intérieur d'une zone délimitée et définie directement sur le terrain. L'élévation finale des résidus importés se trouvant à l'extérieur de cette zone est demeurée à la cote modifiée de 328,50 m. Cependant, la zone définie a atteint l'élévation 329,0 m avant que le volume total de résidus devant y être placés ne soit atteint. Afin de compléter ce volume, il a alors été convenu de rehausser encore le niveau des résidus importés à la cote 329,50 m. La mise en place des résidus a été complété le 25 février 2009. Au total, 267 249 $m^3$ de résidus ont été transportés et placés à la terrasse 2. Ces résidus provenaient du nettoyage du Ruisseau 1 et du secteur Sud.

Les résidus ont été transportés dans des camions articulés CAT 735 ou rigides CAT 769. L'épandage a été fait à l'aide d'un bouteur CAT D7H ou CAT D8R, muni d'un senseur qui captait le signal d'un niveau laser rotatif installé pour faciliter le contrôle du niveau final d'épandage. Le nivellement définitif a été effectué à l'aide d'une niveleuse CAT N10 munie d'un peigne.

Une fois que les résidus ont atteint leur niveau final, un amendement de chaux y a été fait. La chaux a été appliquée directement à la surface des résidus sans y être incorporée, à l'aide d'un épandeur conventionnel tiré par un tracteur agricole. Au total, 5 750 tonnes de chaux ont été appliquées à la terrasse 2 à un taux moyen de 25 $kg/m^2$.

La mise en place de la monocouche de sable et gravier de 1,0 m d'épaisseur, a débuté le 9 février 2009. Le remblai a été fait au fur et à mesure que les travaux d'amendement ont progressé. Le matériau granulaire provenant du banc d'emprunt a été transporté dans des camions articulés CAT 735 ou rigides CAT 769. L'épandage a été réalisé à l'aide d'un bouteur CAT D7H ou CAT D6R, muni d'un senseur captant le signal d'un niveau laser rotatif utilisé pour faciliter le contrôle de l'élévation finale du remblai. Le nivellement définitif a été effectué à l'aide d'une niveleuse CAT N10 munie d'un peigne. Les pentes 6H :1V accotées aux digues ont été aménagées à l'aide d'un bouteur CAT D7R. À la fin des travaux, au mois de juillet 2009, 232 492 $m^3$ de sable et gravier ont été placés. Les plans finaux 020266-40DD-101A-2_TQC rév.2 et 020266-40DD-102A_TQC rév.2 présentés à l'annexe B montrent la configuration et les coupes finales de la terrasse 2.

## 8.3 Travaux été 2010

Le fait d'avoir excavé et étendu les résidus dans les terrasses pendant la période hivernale a impliqué qu'une quantité importante de glace y était mélangée au moment où ils ont été mis en place. Le niveau final des résidus déposés dans les terrasses a donc été modifié, afin d'obtenir les volumes d'entreposage nécessaires pour respecter les niveaux prévus lors de la conception. Au début de l'été 2010, il a été constaté que des tassements différentiels importants se sont présentés lors de la fonte de la glace. La surface des terrasses se montrait très irrégulière, sous les niveaux prévus et en grande partie inondée.

Les travaux de nivellement des terrasses ont débuté le 7 juin 2010. Un relevé d'arpentage a été effectué vers la fin du mois de mai. À partir de ces données, il a été déterminé de niveler la terrasse 1 à la cote 332.45 m, soit 0.15 m plus haut que le niveau prévu, tandis que la terrasse 2 serait nivelée à la cote prévue, soit le niveau 329.50 m.

Étant donné que le niveau de l'eau à la terrasse 1 se trouvait à l'élévation 332.25 m et afin de permettre la mise en place de la terre végétale, l'ensemencement et plantations prévus conformément aux spécifications, la cote finale de la terrasse a été changée au niveau 332.45 m. Pour ce faire, la partie centrale de la terrasse a été profilée tandis que le secteur nord-est jusqu'à la digue H et la zone ouest ont été remblayées pour atteindre ce nouveau niveau.

Les travaux de nivellement de la terrasse 1 ont débuté le 7 juin 2010. Le matériau provenant du banc d'emprunt désigné était transporté sur des camions à benne (artisans) et épandu à l'aide des bouteurs munis d'un senseur captant le signal d'un niveau laser rotatif utilisé pour faciliter le contrôle de l'élévation finale du remblai. Un fossé horizontal dont le niveau du fond est la cote 332.00 m, correspondant au niveau des seuils des déversoirs de la digue G, a été aménagé dans le secteur nord-est de la terrasse pour aider au drainage de la surface afin de permettre l'épandage de la terre végétale dans les zones prévues. L'excavation s'est effectuée avec une pelle Komatsu PC 200. L'évacuation de l'eau se réalise par les déversoirs de la digue G vers la terrasse 2.

La terrasse 2 quant à elle, présentait une surface beaucoup plus irrégulière que celle de la terrasse 1, avec des tassements allant jusqu'à plus d'un mètre par rapport au niveau prévu, et la terrasse 2 à moitié inondée. Ainsi, un étang d'environ 5 ha s'est formé à l'amont de la digue F où les tassements de la terrasse ont été les plus élevés. Il a été décidé alors de remettre la plupart de la terrasse à son niveau prévu la cote 329.50 m et de laisser l'étang tel qu'il était car le nivellement de ce secteur impliquait à lui seul un volume d'environ 50 000 $m^3$ de matériau à placer.

Le nivellement de la terrasse 2 a commencé le 16 juin 2007 par l'extrémité nord. Le matériau tout venant transporté à partir du banc d'emprunt sur des camions à benne était épandu à l'aide de bouteurs munis d'un senseur captant le signal d'un niveau laser rotatif utilisé pour faciliter le contrôle de l'élévation finale du remblai. Étant donné les conditions molles du sable et gravier sur place, une pompe submersible de 6" a été installée à l'étang amont de la digue F pour faire baisser le plus possible le niveau de l'eau à l'intérieur de la terrasse afin de faciliter les activités de mise en place du remblai granulaire. Le pompage était effectué au besoin selon les secteurs qui étaient en train d'être remblayés. Plusieurs fossés temporaires ont été aménagés pour diriger l'eau vers l'étang.

À cause des conditions molles de l'assise, le volume de tout venant granulaire placé a dépassé les quantités estimées à partir du relevé d'arpentage du mois de mai. Également, un nouveau relevé effectué le 28 juillet a montré une différence moyenne de 0.20 m avec les données de mai, indiquant ainsi que la fonte de la glace continuait et que probablement la terrasse n'avait pas encore terminée de tasser.

Un réseau de fossés horizontaux a été implanté pour faciliter le drainage superficiel de la terrasse 2 afin de permettre la mise en place à sec de la terre végétale. Le fond des fossés est à la cote 329.20 m correspondant à celle du seuil du déversoir Nord. Ils ont été excavés à l'aide d'une pelle Komatsu PC 200. L'eau est évacuée par le déversoir Nord.

Le volume total final de matériau granulaire tout venant placé dans les terrasses est de 87 379 $m^3$. Le banc d'emprunt désigné est présentement épuisé.

## 8.4 Travaux 2011

Les travaux correctifs réalisés en juin 2011 ont consisté en :

1. Des travaux de remblai le long du pied amont de la digue F;
2. L'abaissement de 50 cm du déversoir Nord sur 2 mètres de largeur;
3. L'extension du réseau de drainage de la terrasse 2 débuté en 2010;
4. L'installation d'un drain enfoui sur 122 m au pied aval de la digue E

*Remblai au pied de la digue F*

Les tassements importants qui se sont produits sur la terrasse 2 ont créé un plan d'eau qui s'étendait jusqu'au talus de la digue F. Comme la mise à niveau de ce secteur aurait requis l'apport d'un volume considérable de remblai, il a été décidé de revoir le plan de végétalisation dans ce secteur pour s'adapter à la présence de ce plan d'eau et l'éloigner du talus de la digue F par des travaux de remblai. Ces travaux de remblai ont consisté en la construction d'une berme de 10 mètres de largeur sur environ 400 mètres de longueur. Au total, 6 557 m3 de sable et gravier ont été mis en place pour ces travaux de remblai (voir la photo 8.11 à l'annexe A ainsi que l'étendue de cette berme sur les dessins 020266-40DD-101A-1, 101A-2 et 107A_TQC).

*Abaissement du déversoir Nord*

Pour éviter d'avoir à remettre à niveau pour une seconde fois et à grands frais la monocouche de sable et gravier sur une portion importante de la terrasse 2, il a été décidé d'abaisser le seuil du déversoir Nord de 50 cm. Pour ce faire, l'Entrepreneur a dû dégager la rangée de blocs de béton constituant le seuil du

déversoir, enlever la géomembrane qui recouvre ces blocs, tailler ces derniers pour obtenir une ouverture trapézoïdale de 2 mètres de largeur à la base et de 50 cm de hauteur (voir la photo 8.12 à l'annexe A).

*Extension du réseau de drainage*

Le fossé d'amenée de l'eau de surface vers le déversoir Nord a dû être approfondi pour permettre de drainer partiellement le plan d'eau vers le déversoir Nord récemment abaissé de 50 cm (voir la photo 8.12 à l'annexe A ainsi que la localisation de ce fossé sur les dessins 020266-40DD-101A-1 et 101A-2_TQC).

*Installation du drain enfoui en aval de la digue E*

Comme la présence de quelques exfiltrations acides mineures en aval de la digue E à proximité du déversoir Nord nuisait à la reprise de la végétation dans ce secteur, il a été décidé de capter et rediriger ces exfiltrations via un drain enfoui avant qu'elles ne suintent en surface. La localisation de ce drain enfoui, long d'un peu plus de 120 mètres, est montrée sur les dessins 020266-40DD-101A-1 et 101A-2_TQC).

## 9. CELLULE DE CONFINEMENT DES RÉSIDUS

Pour la restauration du secteur Sud, le concept retenu comprend l'excavation des résidus et leur disposition à l'intérieur d'une cellule de confinement. Cette cellule devait être aménagée à l'endroit où la couche des résidus était la plus épaisse, mais son emplacement a été modifié pour les raisons précisées à la section 9.1. L'étanchéité de la cellule est assurée par une géomembrane en PEHD texturée de 1,5 mm d'épaisseur qui recouvre les résidus. Une couche de sable de 1,0 m d'épaisseur a été placée sur la géomembrane afin de la protéger. Finalement, cette couche de protection sera ensemencée et végétalisée. Les photos 9.1 à 9.9 présentées à l'annexe A montrent les différentes étapes de la construction de la cellule. La végétalisation a été effectuée en 2010.

### 9.1 Localisation de la cellule

L'emplacement initialement prévu de la cellule de confinement étaient montré sur le plan S1916-110A émis pour construction. Avec une superficie d'environ 5.2 ha, la cellule était placée au centre du secteur sud, au-dessus de la couche de résidus la plus épaisse et orientée dans le sens sud-est/nord-ouest.

Outre l'excavation et la disposition des résidus dans la cellule, le nettoyage du secteur Sud comprenait aussi le lavage des affleurements rocheux exposés lors de l'excavation, ainsi que celui de la zone rocheuse localisée au sud-ouest de l'emplacement prévu de la cellule. Afin de minimiser cette opération de nettoyage d'affleurements rocheux, la cellule a plutôt été aménagée sur cette zone rocheuse. Ce nouvel emplacement, présenté sur le plan de construction S1916-110A rév. 2, impliquait par contre l'excavation de tous les résidus présents dans le secteur sud. Le plan final 020266-40DD-110A_TQC rév.3 de l'annexe B montre la localisation, les détails et la configuration finale de la cellule.

## 9.2 Disposition des résidus excavés

Les résidus excavés ont été transportés à l'intérieur de la cellule dans des camions articulés CAT 735. Une fois déchargés, les résidus ont été placés à l'aide de bouteurs et de pelles, en couches d'épaisseur variable, jusqu'à l'atteinte du niveau final du plateau à l'élévation 360,5 m. Le profilage des talus à la pente prévue de 4H :1V a été réalisé à l'aide de pelles Komatsu PC 400 et d'un bouteur JD650. Les travaux ont débuté le 3 mars 2009 et se sont terminés vers le 17 juillet avec le profilage du secteur autour du puits d'accès à l'ancienne mine. Au total, 144 696 $m^3$ de résidus ont été placés dans la cellule. Lorsque le profilage des résidus a été terminé, une couche de recouvrement a été mise en place à leur surface. Ce recouvrement est constitué d'une couche de sable 2A de 300 mm d'épaisseur sur le plateau de la cellule, et d'une couche de gravier 5-20 mm de 300 mm d'épaisseur sur les talus. Aussitôt le recouvrement terminé, l'installation de la géomembrane texturée a commencé.

La mise en place de la couche de recouvrement sur les résidus a été faite à l'aide de bouteurs de type Komatsu 51 et CAT D6R. Dans les espaces restreints, tel que la tranchée du drain français, une pelle Komatsu PC400 a été utilisée. Les matériaux ont été transportés à partir du banc d'emprunt dans des camions CAT 735 ou CAT 769. Afin d'obtenir une surface uniforme pour l'installation de la géomembrane, le recouvrement a été lissé à l'aide d'un matelas de pneus tiré par le bouteur Komatsu. Cinq évents ont été installés pour l'évacuation des gaz qui pourraient se développer à l'intérieur de la cellule.

## 9.3 Installation de la géomembrane PEHD texturée

La fourniture et l'installation de la géomembrane ont été effectuées par Solmax-Texel Inc. Le recouvrement de la cellule a nécessité la pose de 38 892 $m^2$ de géomembrane texturée en PEHD de 1,5 mm d'épaisseur. Les caractéristiques générales de la membrane installée sont présentées ci-dessous :

- Manufacturier : Solmax International
- Produit : Solmax 460T-2000
- Type : Texturée
- Épaisseur : 1,5 mm
- Application : Plateau et talus de la cellule
- Dimensions des rouleaux : 158,5 m x 6,80 m (surface 1078 $m^2$)

La géomembrane Solmax 460T-2000 est conforme aux exigences du devis technique. L'installation a été réalisée entre le 30 juillet et le 13 août 2009. Durant cette période, l'équipe d'installation de Solmax-Texel était généralement composée d'un contremaître, de deux ou trois maîtres-soudeurs pour l'assemblage des panneaux, d'un soudeur à l'extrusion pour effectuer les réparations, d'un technicien responsable du contrôle de la qualité et de quatre manœuvres pour la manipulation des rouleaux.

L'installation de la géomembrane a débuté par les secteurs où le recouvrement des résidus avait été complété. Les rouleaux ont été manipulés par les manœuvres à l'aide d'une pelle John Deere 160 fournie par Norascon et munie d'une barre déroulante. Dans les talus, la mise en place de la géomembrane a été effectuée du haut vers le bas. L'alignement et le chevauchement des bandes de membrane étaient conformes aux spécifications. Au pied des talus de la cellule, la géomembrane a été déposée sur le terrain naturel nettoyé, ou sur de l'argile mise en place afin d'éviter un contact direct avec le roc. Aucune clé d'ancrage n'a été effectuée. Au fur et à mesure que l'installation de la géomembrane progressait, celle-ci a été protégée par la mise en place d'un géotextile Texel 918. Aux sorties du drain français, ainsi qu'aux endroits où des évents avaient été installés, un manchon étanche de géomembrane a été effectué tel que spécifié au devis

technique. La configuration finale des panneaux de géomembrane installés est montrée au plan final 020266-40DD-117A_TQC rév.3 de l'annexe B.

## 9.4 Fossé de captage et drain français

Il était prévu d'aménager un fossé périphérique autour de la cellule pour capter l'écoulement superficiel pendant la construction. Également, un drain français périphérique devait être installé pour drainer l'eau provenant des résidus après leur recouvrement avec la géomembrane. Suite à la décision de modifier l'emplacement de la cellule, le fossé et le drain ont dû être adaptés aux nouvelles conditions du terrain. Les détails figuraient sur le plan émis pour construction S1916-110A rév. 2.

L'excavation du fossé de captage a été réalisée les 30 et 31 mars 2009 à l'aide d'une pelle Komatsu PC400. Un total de 2 325 $m^3$ de matériaux a été excavé et mis en pile sur place. Étant donné que la mise en place du remblai de recouvrement de la géomembrane devait être effectuée du bas vers le haut, le fossé a été remblayé après avoir complété le profilage des résidus, pour permettre la construction d'un chemin périphérique nécessaire aux activités de recouvrement de la géomembrane. Aucun autre fossé périphérique n'a été excavé.

Quant au drain français, il a été installé directement sur le roc ou le till et recouvert par une couche de gravier 5-20 mm d'épaisseur variable. Le drain entourant la cellule a servi au ramassage de l'écoulement superficiel produit lors des pluies et au drainage de l'eau provenant de l'intérieur de la cellule. Trois sorties différentes ont dû être aménagées en raison de la topographie du nouvel emplacement. À chacune des sorties, l'eau est d'abord acheminée à un bassin de décantation, après quoi elle s'écoule dans les fossés de drainage aménagés dans le secteur Sud pour être finalement évacuée au secteur Intermédiaire. Chaque sortie est munie d'un manchon étanche composé de géomembrane. Un total de 684 mètres de drain français a été installé.

## 9.5 Recouvrement final en sable et gravier

La mise en place du recouvrement final de la cellule a débuté le 13 aout 2009 par les secteurs où le géotextile était déjà installé. La couche de sable et gravier de 1,00 m d'épaisseur a été placée à partir du pied du talus en allant vers le haut, pour éviter de créer des plis dans la géomembrane. Les pentes du recouvrement sont en moyenne de 4H :1V et correspondent à celles des talus avant recouvrement. Le matériau utilisé provient du banc d'emprunt et a été transporté dans des camions CAT 735 ou CAT 769. L'épandage a été réalisé à l'aide d'un bouteur CAT D6R. Afin d'assurer un contrôle de l'épaisseur du remblai, un suivi continuel a été effectué par un arpenteur. La mise en place du recouvrement a été complétée le 1er septembre et a nécessité 42 828 $m^3$ de matériau.

## 10. CONSTRUCTION DES CHEMINS PERMANENTS

La construction des chemins permanents a été effectuée sporadiquement en trois étapes, entre 2008 et 2009. La première étape a comporté la construction du tronçon situé entre l'extrémité nord du secteur Sud et la digue F. La deuxième étape a compris l'aménagement du tronçon débutant au sud de la digue F et se terminant près du bassin de décantation du Ruisseau 1. Quant à la dernière étape, elle a inclus le tronçon du secteur Sud qui fait le lien entre le chemin existant, situé à l'extrémité sud du secteur, et la première fraction effectuée. Dans le cas de ce dernier tronçon, une partie du tracé correspond à la crête de la digue C existante. Les photos 10.1 à 10.6 de l'annexe A présentent quelques étapes de l'aménagement des chemins permanents.

Le tracé des chemins a été adapté aux conditions de terrain et aux modifications techniques effectuées durant la construction. Les deux premiers tronçons construits ont été utilisés comme voies de transport durant les travaux de construction des digues et d'excavation et transport des résidus. Le tronçon sud a servi au transport des matériaux nécessaires au recouvrement final de la cellule de confinement.

De façon générale, l'assise des chemins est constituée du mort terrain composé principalement de sable et gravier. Toutefois, certaines portions des chemins, tel que celle à l'aval de la digue F, reposent sur une argile grise-bleuâtre molle ou sur de la terre végétale. D'autre part, l'assise du tronçon compris entre l'extrémité nord de la digue F et le bassin de décantation au Ruisseau 1 a été construite selon les critères applicables à un chemin forestier. La compagnie CFNO, sous-traitant de Norascon, a

exécuté cette partie des travaux. Le tronçon sud a été construit sur le terrain nettoyé, constitué principalement de till et/ou d'argile.

Les chemins sont constitués de sable et gravier tout venant provenant du dépôt désigné à cette fin. L'épaisseur de la couche de roulement varie en fonction de l'assise, allant de 0,50 m à plus de 1,0 m dans les secteurs où l'assise est composée de terre végétale. La largeur moyenne des chemins est d'environ 10 m. L'entretien régulier des chemins a été réalisé à l'aide d'une niveleuse CAT N10. Aucun compactage n'a été effectué, puisque la circulation quotidienne des engins et des camions chargés a été considérée suffisante. Lorsque nécessaire, des fossés ont été aménagés de part et d'autre des chemins pour assurer le drainage des eaux de ruissellement. Le tracé final des chemins permanents est présenté au plan final 020266-40DD-101A-2_TQC rév.2, présenté à l'annexe B.

## 10.1 Nettoyage des chemins permanents

Étant donné que certaines portions des chemins permanents ont été utilisées pour transporter les résidus du Ruisseau 1 et du secteur Sud vers les terrasses, la surface de roulement de ces tronçons a été contaminée.

Afin de nettoyer les chemins, une couche d'environ 150 mm d'épaisseur a été enlevée sur toute la largeur des tronçons visés, puis remplacée par du matériel propre provenant du banc d'emprunt. Le nettoyage a été fait à l'aide d'une niveleuse CAT N10. Les matériaux enlevés ont d'abord été empilés, puis chargés dans des camions articulés CAT 735 à l'aide d'un chargeur CAT 966 pour être transportés vers la cellule de confinement. L'épandage du matériau granulaire propre et la finition de la surface de roulement ont été faits avec la niveleuse CAT N10. Les travaux de nettoyage des chemins ont été réalisés durant le mois de juillet 2009.

# 11. CONTRÔLE DE LA QUALITÉ

Les contrôles qualitatifs durant les travaux de restauration du site minier Aldermac ont été effectués par Journeaux, Bédard & Assoc sous la surveillance du directeur de chantier. L'équipe de travail affectée au chantier était composée d'un ingénieur et d'un technicien. Lorsque des travaux de nuit ont été effectués, un technicien a

été affecté. L'équipe était chargée de la surveillance et du suivi des travaux de construction des ouvrages prévus. Du personnel supplémentaire a également été mobilisé au chantier pour des travaux additionnels non prévus.

L'ingénieur de chantier assurait le support technique sur le site. Des rapports journaliers, mémos de chantier et notes techniques étaient rédigés par l'ingénieur de chantier. La surveillance des travaux lorsque le personnel de Journeaux, Bédard & Assoc. était en congé, a été effectuée par le directeur de chantier de SNC-Lavalin.

## 11.1 Suivi des travaux de chantier

La construction des ouvrages prévus a été effectuée conformément aux plans et au devis technique. Outre ces ouvrages, quelques travaux additionnels ont été réalisés et suivis par l'équipe de surveillance :

- Étude géotechnique, instrumentation et analyse de stabilité d'une section de la digue E;
- Analyse de stabilité additionnelle et instrumentation de la cellule de confinement de résidus;
- Travaux d'exploration pour la recherche de bancs d'emprunt de matériaux granulaires;
- Dalle de recouvrement de l'ancien puits d'accès à la mine;
- Nettoyage du terrain de M. Francis Gauthier.

Toutes les activités journalières réalisées et les heures des équipements utilisés chaque jour, ont été notées dans des rapports quotidiens de chantier.

## 11.2 Excavation et nettoyage des secteurs Sud, Nord, Intermédiaire et Ruisseau 1

L'excavation et la préparation des fondations des ouvrages de retenue ont été effectuées conformément aux plans et au devis technique. Des tranchées d'exploration ont été réalisées le long de l'axe projeté des digues afin d'évaluer visuellement les caractéristiques des sols de fondation. La localisation des tranchées est présentée sur les plans finaux N° S1916 – 103 et 105 à 107_TQC de l'annexe B. Les fondations étaient inspectées avant le début des remblais. Lorsque

la fondation était approuvée, une autorisation de remblayage était alors émise et donnée à l'Entrepreneur.

Le nettoyage des secteurs Sud, Intermédiaire et Ruisseau 1 a été effectué conformément aux plans et au devis technique. Des échantillons de sols de fond des excavations ont été prélevés pour des analyses. Au total, 104 échantillons ont été ramassés. Pour les analyses de métaux ICP-OES, les services du laboratoire AGAT de la ville de Saint-Laurent, ont été retenus. D'autre part, les analyses agronomiques ont été effectuées par le Laboratoire Agri-Direct à Longueuil. Certaines dont les résultats ont indiqués des concentrations en métaux supérieures au critère C du MDDEP, ont été ré-excavées. Les résultats des analyses sont présentés à l'annexe E. La localisation des prélèvements est montrée aux plans final N° S1916 - 115A_TQC rév.0 et S1916 - 116A_TQC rév.0 à l'annexe B.

## 11.3 Matériaux pour les remblais

Les matériaux qui ont été utilisés pour la construction des ouvrages sont les suivants :

- Zone 1 : Till ou argile;
- Zone 2 : Sable et gravier tout-venant;
- Zone 2A : Sable autour de la géomembrane;
- Zone 2B : Sable pour la pente de la cellule;
- Zone 2C : Sable et gravier de surface de la cellule;
- Zone 4 : Enrochement 150 – 1000 mm;
- Zone 5B : Remblai de résidus

Les caractéristiques granulométriques sont présentées au plan final S1916 - 114A_TQC rév. 2 de l'annexe B. Les matériaux étaient inspectés avant le remblayage pour assurer qu'ils ne contenaient pas de matériel gelé, déchets, combustibles ou décomposables. Les matériaux des zones 2A, 2B et 2C ont été produits avec un concasseur, le matériau de base provenant du banc d'emprunt.

Dix-neuf essais de granulométrie et de teneur en eau ainsi qu'un essai de sédimentométrie ont été effectués sur des échantillons des matériaux de remblai

zones 1, 2A, 2B, 2C et 5B. Sept échantillons ont été analysés par le laboratoire Qualitas, à Val-d'Or. Le reste des échantillons, ont été analysés sur le site et au laboratoire d'AMEC à Val-d'Or. Les essais avaient pour objectif de vérifier la conformité des matériaux mis en place aux exigences techniques.

Les essais sur les matériaux de remblai ont été effectués selon les normes du ministère des Transport du Québec et de l'American Society for Testing Materials (ASTM), plus spécifiquement la norme LC 21-040 pour les essais de granulométrie, la norme LC 21-201 pour les teneurs en eau et l'ASTM D422 pour l'essai de sédimentométrie. Tous les résultats sont montrés à l'annexe E.

## 11.4 Approbation des fondations et autorisation de remblayage

L'approbation des fondations des remblais était réalisée après l'excavation. L'inspection de la fondation permettait à l'équipe de surveillance de juger de façon qualitative la nature des matériaux d'assise. Lorsque la fondation était approuvée, l'autorisation de remblayage était donnée à l'entrepreneur. Ce processus a été suivi pendant la construction de la digue F seulement étant donné les exigences techniques.

Un formulaire de demande d'approbation de fondation et un autre d'autorisation de remblayage, étaient complétés par l'entrepreneur et présentés aux surveillants. Lorsque la demande d'approbation était soumise, la fondation était inspectée conjointement avec le représentant de l'Entrepreneur. Après l'approbation (signature du formulaire), l'Entrepreneur présentait le formulaire d'autorisation de remblayage avant de débuter les remblais dans la zone approuvée. Lorsque signée, les travaux commençaient. Un exemple des formulaires utilisés est montré à l'annexe E.

## 11.5 Géomembrane PEHD texturée de 1,5 mm

La fourniture et les travaux d'installation de géomembrane ont été confiés à la compagnie Solmax-Texel. Au total, 77 rouleaux de géomembrane étanche PEHD de 1,5 mm ont été livrés au chantier. Les certificats de conformité, les documents de contrôle de qualité du manufacturier et l'identification de chacun des rouleaux sont présentés à l'Annexe E. L'installation de la géomembrane s'est réalisée conformément aux plans et devis.

Les surfaces des assises pour la géomembrane étaient inspectées avant l'installation, pour assurer la non-présence de tout élément pouvant endommager la membrane. Lors de la mise en place, chaque rouleau a été numéroté par l'installateur et noté par le surveillant de chantier. Cette méthode de suivi permet de retracer l'historique de chaque rouleau au besoin. L'emplacement de chaque rouleau a été noté et relevé par l'arpenteur. L'emplacement des rouleaux est présenté sur le plan final N° S1916 - 117A_TQC rév.3 à l'Annexe B.

La surface de la géomembrane installée était examinée minutieusement afin d'identifier toute défectuosité ou anomalie. Des essais destructifs et non destructifs étaient réalisés par l'installateur. Un essai non destructif sur chaque soudure pour vérifier la continuité intégrale. Un essai destructif à tous les 150 mètres de soudure était réalisé pour évaluer la résistance mécanique des soudures des panneaux de géomembrane assemblés. Un échantillon d'environ 300 mm de largeur par 600 mm de longueur était ensuite prélevé, pour des essais relatifs à la résistance des soudures aux essais de pelage et de cisaillement. Les essais ont été suivis par le surveillant de chantier et devaient rencontrer les spécifications techniques du produit. Les résultats des essais destructifs et non destructifs ont été documentés par l'installateur et transmis au Maître d'œuvre. Ces résultats sont présentés à l'Annexe E et montrent la conformité de l'installation.

Une portion de ces échantillons était recueillie par le surveillant de chantier pour des essais supplémentaires effectués par un laboratoire indépendant afin de corroborer les résultats obtenus au chantier. Ainsi, 62 échantillons de joint de géomembrane ont été envoyés au Groupe CTT à Saint-Hyacinthe, pour les essais de résistance au pelage et au cisaillement. Les essais ont été effectués selon la

norme ASTM D6392 - 99 (2006). Les résultats des essais sont présentés à l'Annexe E.

Toutes les soudures déficientes ou anomalies de surface observées par le surveillant de chantier ont été réparées. L'emplacement des essais destructifs et les réparations ont été notés par le surveillant de chantier et relevés par l'arpenteur. L'emplacement des essais destructifs et les réparations sont présentés sur les plans final N° S1916 - 117A_TQC rév.3 à l'Annexe B.

## 11.6 Digue E – Étude géotechnique, analyses de stabilité et instrumentation

Suite aux deux glissements survenus durant la construction de la digue E, une étude géotechnique et des analyses de stabilité ont été effectuées sur la section affectée. Le suivi des travaux de chantier et des résultats de l'étude a été réalisé par l'équipe de chantier. Le rapport géotechnique et les analyses de stabilité S-08-2189, sont présentés à l'Annexe E.

Quatre piézomètres ont été installés dans la couche d'argile pour surveiller la variation des pressions interstitielles durant la construction. L'un des piézomètres a été enterré par erreur lors des travaux de nuit, pourtant les lectures et données ont été prises sur les trois restants. Ces données étaient envoyées au bureau d'Amec pour le contrôle de l'évolution et variation des pressions interstitielles de la couche d'argile où se sont présentés les glissements.

## 11.7 Cellule de confinement – analyses de stabilité et instrumentation

L'emplacement de la cellule de confinement a été changé. Ce changement a impliqué une augmentation de la quantité de résidus à placer à l'intérieur de la cellule et une nouvelle géométrie. Afin d'assurer la stabilité de la nouvelle cellule, des analyses de stabilité ont été effectuées. Les résultats sont présentés sur la note technique S – 09 – 2210 à l'annexe E.

Pour faire le suivi des variations des pressions interstitielles durant la construction de la cellule, deux piézomètres ont été installés sur la crête de la cellule. Les données prises étaient envoyées au bureau d'Amec pour le contrôle des

pressions. Les lectures ont montré qu'aucune variation des pressions ne s'est présentée.

## 11.8 Campagne d'exploration de bancs d'emprunt

La possibilité d'un manque de matériau granulaire a été soulevée par l'Entrepreneur durant les travaux de construction. En conséquence, une campagne d'exploration pour la recherche de bancs d'emprunt additionnels a été planifiée et réalisée par l'équipe de chantier d'AMEC en novembre 2008.

Au total, 95 tranchées d'exploration ont été effectuées. Les sols ont été identifiés visuellement et au moins un échantillon de sol par tranchée a été prélevé et conservé au chantier; aucune analyse de laboratoire n'a été effectuée. Plusieurs zones prometteuses ont été identifiées du côté ouest du site minier. Une estimation de volume a été effectuée en se basant sur les logs d'exploration. Ces zones ainsi que l'emplacement des tranchées d'exploration et leurs stratigraphies sont présentés aux dessins S-2167-3 et S2167-4 à l'Annexe E.

## 11.9 Dalle de recouvrement du puits d'accès de l'ancienne mine

Conformément aux articles du chapitre 9 et de la section 2 de la loi sur les mines (L.R.Q., c. M-13.1), du Règlement sur les substances minérales autres que le pétrole, le gaz naturel et la saumure (R.Q. c. M-13.1, r.2), les puits ou les orifices d'une mine doivent être bouchés ou couverts. Une dalle de béton armé devrait être alors utilisée pour couvrir le puits d'accès à la mine, localisé au pied de talus est de la cellule. Les travaux ont été suivis par le surveillant de chantier d'AMEC, afin de s'assurer que la dalle était effectuée conformément aux exigences des plans et spécifications.

Des cylindres de béton ont été prélevés pour les essais de compression, par le technicien du laboratoire LVM Technisol à Rouyn Noranda. Des essais de teneur en air et d'affaissement ont été effectués par le technicien, lors de la coulée au chantier. Les essais de résistance en compression ont été réalisés selon la norme de l'Association canadienne de normalisation CSA-A23.2-9C. Les résultats des essais sont présentés à l'Annexe E. Puisqu'il s'agissait d'une dalle préfabriquée,

une attention particulière a été portée pour s'assurer que la dalle atteignait une résistance minimale admissible avant de procéder à sa mise en place.

## 11.10 Nettoyage du terrain de M. Francis Gauthier

L'Équipe de surveillance de chantier a aussi suivi les travaux de restauration du terrain de M. Francis Gauthier, situé à proximité du site minier. Les travaux se sont réalisés conformément aux spécifications techniques. Des échantillons de sol du fond de l'excavation ont été prélevés et envoyées pour les analyses en métaux ICP-OES, cadmium, cobalt, cuivre sélénium et zinc, au laboratoire accrédité d'analyses AGAT à ville Saint-Laurent. Les résultats sont présentés à l'annexe E.

# 12. VÉGÉTALISATION

Afin de favoriser l'établissement rapide d'écosystèmes naturels, le plan de restauration du site minier Aldermac comportait la végétalisation des secteurs nettoyés. Le recouvrement de certaines zones avec de la terre végétale, l'ensemencement adapté aux conditions existantes, le contrôle de l'érosion à l'aide d'armatures végétales telles que les matelas de paille ou les fagots et l'implantation de haies brise-vent, constituaient entre autres, les critères de conception choisis pour le programme de végétalisation.

Les travaux ont été effectués par la compagnie « Centre Jardin Lac Pelletier », sous-traitant de Construction Norascon Inc., sous la supervision d'Écogénie partenaire de SNC-Lavalin. La végétalisation devait être réalisée en deux phases : une première durant l'été 2009 et une deuxième, qui comportait le reconditionnement du secteur Nord et la végétalisation de tous les secteurs réhabilités, à exécuter au printemps 2010. Cependant, la plantation des plantes multi-cellules a été reportée au printemps 2011 en raison d'un problème de gel survenu à la pépinière du fournisseur pendant l'hiver 2009-2010.

Les travaux suivants ont été effectués dans les secteurs Sud, Intermédiaire et Ruisseau 1 durant la campagne 2009 :

- Adéquation des surfaces nettoyées;

- Amendement des surfaces nettoyées (application de la chaux);
- Extraction, production et mise en place de la terre végétale;
- Ensemencement;
- Aménagement des fagots.

Pendant la campagne 2010 les travaux suivants ont été exécutés :

- Plantation d'arbres et arbustes aux secteurs Sud, Intermédiaire, Nord et Ruisseau 1;
- Aménagement des milieux humides et monticules au secteur Nord;
- Mise en place de la terre végétale et ensemencement de la terrasse 1 et des monticules à la terrasse 2 du secteur Nord;
- Implantation des haies brise-vent au secteur Nord et installation des clôtures à neige.

## 12.1 Adéquation et amendement des surfaces nettoyées

Les surfaces nettoyées ainsi que les berges de certains secteurs ont été aménagées conformément aux plans et aux exigences techniques, afin de les rendre adéquates à la végétalisation proposée. Les photos 12.1 à 12.4 présentées à l'annexe A illustrent les travaux d'adéquation des surfaces.

Les berges des secteurs Intermédiaire et Ruisseau 1 ont été profilées suivant des pentes 6H :1V. Au Ruisseau 1, de l'argile provenant du fond d'excavation a été utilisée pour le profilage. Au secteur Intermédiaire, une opération de remblai-déblai a été réalisée afin de profiter des matériaux de décapage empilés à proximité. Une pelle Komatsu PC400 ou CAT 330 a été utilisée pour effectuer ces travaux.

Dans les secteurs Sud et Ruisseau 1, les surfaces nettoyées ont été nivelées et profilées pour éviter l'accumulation d'eau en surface. Cette opération a été exécutée durant l'été 2009 à l'aide de bouteurs de type JD 650 et de pelles John Deere 160. Une fois le nivellement terminé, l'amendement à l'aide de chaux a été réalisé à un taux d'application permettant d'atteindre un pH de 5.5, jugé adéquat

pour la végétalisation à venir. L'application de la chaux a été réalisée de différentes manières, dépendamment de la consistance du sol présent dans chaque secteur. La méthode d'application de la chaux est décrite à la section 6.5 de ce rapport.

Afin de vérifier la conformité environnementale des sols nettoyés, une série d'échantillons ont été prélevés dans chaque secteur et envoyés au laboratoire. De plus, quelques échantillons ont également été prélevés et soumis à des analyses agronomiques, pour déterminer le taux d'application de la chaux. Les résultats des analyses présentés à l'annexe E, ont indiqué que tous les fonds d'excavation étaient conformes aux exigences, à l'exception d'une zone de tourbière située dans le secteur Sud qui a nécessité une excavation supplémentaire pour que les sols soient conformes aux critères de nettoyage établis. Les dessins finaux 020266-40DD-115A_TQC rév.0 et 020266-40DD-116A_TQC rév.0 de l'annexe B, montrent la localisation de tous les échantillons prélevés pour le contrôle de la conformité des sols des surfaces nettoyées.

## 12.2 Extraction, production et mise en place de la terre végétale

Une demande de permis pour l'extraction de terre végétale sur un terrain à l'intérieur des limites du site Aldermac, a été soumise au MRNF par le Centre Jardin Lac Pelletier, sous-traitant de Construction Norascon Inc. Le permis d'intervention annuel a été délivré en novembre 2008. Une autorisation de la Société de protection des forêts contre le feu (SOPFEU) a également été obtenue en septembre 2008 afin d'effectuer des travaux en forêt. Suite à la réception des permis, l'extraction de la terre végétale a débuté.

Après le déboisement de la zone concernée, le sous-traitant a procédé à l'extraction de la terre à l'aide d'une excavatrice. La terre a été chargée et transportée dans des camions à benne (10 roues). Elle a ensuite été mise en réserve sur un terrain aménagé à l'avance.

Pendant la phase 3 du projet, été 2009, la terre végétale entreposée a été préparée pour sa mise en place. À l'aide d'un tamiseur rotatif, toutes les racines, souches et branches ont été enlevées. Ces débris ont été retournés au site d'extraction. La terre ainsi tamisée a alors été mélangée avec du sable, puis

amendée (engrais + chaux) jusqu'à l'obtention des mélanges conformes aux exigences du devis. L'amendement a été réalisé après la mise en place de la terre.

Deux types différents de terre végétale devaient être produits. Le mélange #1 destiné au secteur Nord et le mélange #2 devant être utilisé dans le secteur Sud, le Ruisseau 1 (sur le seuil) et le secteur Nord. Cependant, lors de l'aménagement du secteur Intermédiaire, il a été décidé d'utiliser le mélange #2 sur la surface nivelée. Tous les mélanges utilisés ont respecté les exigences du devis.

La mise en place de la terre végétale a été faite uniformément selon les épaisseurs définies aux plans. Lorsque les conditions du terrain le permettaient, un tracteur agricole muni d'un épandeur à fumier a été utilisé. Une fois l'épandeur chargé, il a été possible de calibrer l'épandage selon l'épaisseur de terre végétale exigée. Dans les zones molles, l'épandage a été réalisé à l'aide d'une mini-pelle mécanique Kubota, la terre étant transportée dans des camions à benne (10 roues) et déversée à proximité. Dans la cellule de confinement, la mise en place de la terre a été effectuée avec le tracteur agricole muni de l'épandeur à fumier.

L'amendement a été incorporé à la terre, une fois celle-ci épandue. À cette fin, un tracteur agricole muni d'un épandeur à fumier a été utilisé dans les secteurs Intermédiaire, Nord et sur une partie du secteur Sud, où les conditions du terrain l'ont permis. Dans les zones où le terrain était trop mou, le travail a été effectué à l'aide d'un VTT muni d'un épandeur d'engrais. Le taux d'application utilisé pour l'engrais et la chaux est conforme aux exigences pour chacun des mélanges.

À la fin de l'été 2009, 81 065 $m^2$ de terre végétale #2 avaient été épandus dans les secteurs Sud, Intermédiaire et Ruisseau 1. Lors des travaux 2010, la terre végétale # 2 a été épandue à la terrasse 1 et sur les monticules aménagés à la terrasse 2. Au total, 61 312 $m^2$ de terre végétale #2 ont été placés.

## 12.3 Ensemencement

Selon le plan de restauration, trois mélanges de semences différents devaient être préparés et appliqués en fonction des caractéristiques du terrain. Ainsi, le mélange E1 était prévu pour le sol sableux utilisé pour le recouvrement de la cellule de confinement. Le mélange E2 était conçu pour les terrains avec ou sans terre végétale et possédant un bon drainage, tels que ceux du secteur Intermédiaire ou

de certaines zones du secteur Sud. Enfin, le mélange E3 était destiné aux terrains humides, tels que ceux présents dans le secteur Ruisseau 1, secteur Nord et dans la tourbière du secteur Sud.

De façon générale, les quantités de semences appliquées respectent les exigences du devis. Cependant, étant donné qu'au Ruisseau 1 une partie des sols n'a pas été amendée et que les conditions de terrain n'étaient pas favorables, le taux d'application réel des mélanges E2 et E3 dans ce secteur a été de 200 kg/ha au lieu des 150 kg/ha prévus au devis. Sauf le secteur Nord, l'ensemencement de tous les secteurs a été effectué à l'intérieur des délais prévus, entre les mois d'août et septembre 2009, sans toutefois dépasser la date limite exigée du 15 septembre.

Les travaux d'ensemencement ont débuté dans le secteur Intermédiaire. Un semoir hydraulique de type Bowie de 2 700 gallons, monté sur un camion (10 roues) et muni d'un canon, a été utilisé. Le canon a permis de pulvériser le mélange E2 sur une distance maximum de 30 m. L'eau nécessaire au mélange a été prise l'extérieur du site en raison de l'acidité de l'eau disponible sur place. Dans ce secteur, 2,26 ha ont ainsi été ensemencés.

L'ensemencement s'est poursuivi dans le secteur du Ruisseau 1. Étant donné les conditions de terrain difficiles rencontrées à cet endroit, l'ensemencement a été effectué mécaniquement et parfois manuellement. Un véhicule tout terrain ou un tracteur agricole muni d'un semoir a été utilisé pour réaliser l'opération au cours de laquelle 5,75 ha ont été ensemencés avec le mélange E2 et 4,15 ha ont reçu le mélange E3.

Le secteur Sud a été divisé en deux zones d'ensemencement : une zone comprenant les surfaces nettoyées et une autre correspondant à la cellule de confinement. Pour ensemencer les surfaces nettoyées, les deux procédures ont été utilisées. L'ensemencement hydraulique a pu être réalisé dans les zones où le mélange E2 a été appliqué. Dans la zone de tourbière, un ensemencement mécanique ou parfois manuel a été utilisé pour l'épandage du mélange E3. Au total, 10,8 ha ont été ensemencées avec le mélange E2 et 1.8 ha avec le mélange E3.

L'ensemencement hydraulique a été utilisé pour la pulvérisation des mélanges E1 et E2 sur la cellule de confinement. Au terme de l'opération, une surface de 0,5 ha

avait reçu le mélange E1 et 3,35 ha avaient été ensemencés à l'aide du mélange E2. Quant au canal de dérivation Ouest, l'ensemencement y a été réalisé hydrauliquement avec le mélange E2 sur une surface de 0,41 ha.

La terrasse 1 du secteur Nord a été ensemencée à l'été 2010. L'ensemencement a été effectué mécaniquement à l'aide d'un tracteur muni d'un semoir approprié. Pour améliorer la germination, les semences ont été enfouies avec un peigne à chaine trainé par un tracteur agricole. Le taux d'application du mélange E2 a été de 200 kg/ha. À la terrasse 2, seulement les monticules ont été ensemencés avec le mélange E2. Le mélange E3 prévu au secteur Nord a été éliminé en raison des conditions du terrain rencontrées et le maintien de l'étang amont de la digue F; la redistribution des zones à ensemencer a permis l'élimination du mélange E3 en conservant la surface initiale ensemencée avec le mélange E2. À la fin des travaux 2010, 6.13 ha ont été ensemencées au secteur Nord.

## 12.4 Aménagement des fagots

L'installation des fagots s'est effectuée entre le 13 et le 28 du mois d'octobre 2009. Lorsque les emplacements des fagots ont été définis au Ruisseau 1, au secteur Sud et au secteur Intermédiaire, CJLP à procéder à la préparation du terrain et à l'épandage de la terre végétale. Les branches d'espèces arbustives ou arborescentes ont été prélevées durant leur période de dormance, au début du mois d'octobre. Les sites de prélèvement avaient été identifiés durant le mois d'aout par le représentant d'Écogénie.

Une fois les branches coupées, les tiges ont été rassemblées en forme d'un boudin compacte d'au moins 100 mm de diamètre. Des tranchées d'une profondeur adéquate permettant la mise en place des boudins (fagots) ont été excavées dans la terre végétale placée aux emplacements choisis. Les tranchées ont été remplies par une couche de terreau où les fagots sont placés et fixés à l'aide de piquets de bois. Lorsqu'installés, un arrosage copieux a été effectué avec un jet fin d'eau. À la fin des travaux, 1 034 mètres des fagots ont été installés dont 190 m au secteur Sud, 240 m au secteur Intermédiaire et 604 m au Ruisseau 1.

## 12.5 Aménagement des milieux humides et monticules au secteur Nord

L'aménagement des milieux humides et des monticules au secteur Nord a été effectué à l'été 2010. Les excavations des milieux humides ont débutés par la terrasse 1 suivant les spécifications de la feuillette #3 des plans de végétalisation. Trois milieux ont été aménagés à la terrasse 1 et un grand bassin à la terrasse 2. Les travaux ont été effectués à l'aide d'une pelle Komatsu PC 400. Les déblais ont été transportés à l'intérieur des terrasses sur des camions à benne et réutilisés pour l'aménagement des monticules et le nivellement des terrasses. Lorsque les travaux ont été terminés 7 609.50 $m^3$ ont été excavés et placés.

## 12.6 Plantation d'arbres, arbustes et plantes multi-cellules

Toutes les activités concernant la plantation d'arbres et d'arbustes ont été reportées en 2010 lors d'une réunion de coordination tenue au chantier le 30 mars 2009. Après en avoir discuté, les représentants de SNCL, Écogénie et Construction Norascon présents à cette rencontre ont convenu que, dans le but d'assurer le succès des plantations, celles-ci devront se faire au printemps 2010.

La plantation d'arbres et arbustes a débuté au printemps 2010 par les secteurs Sud, Intermédiaire et Ruisseau 1. Au total 4 620 arbres et arbustes ont été plantés dans ces secteurs. La plantation d'arbres et arbustes du secteur Nord a commencé au mois d'août 2010. Un total de 11 703 plantes a été planté. Lorsque la plantation a été terminée au secteur Nord, l'implantation des haies brise-vent et l'installation de la clôture à neige ont été effectuées. Au total, 900 ml ont été installés.

Tel que mentionné à la section 12 et pour garantir la réussite, la plantation des plantes multi-cellules a été reportée au printemps 2011 en raison d'un problème de gel survenu à la pépinière du fournisseur pendant l'hiver 2009-2010, qui l'a empêché de livrer les plantes avec le délai requis pour les planter en 2010.

## 13. PROVENANCE DES MATÉRIAUX DE REMBLAIS

Les différents matériaux utilisés pour les remblais proviennent des dépôts désignés ou des sources identifiées au chantier pendant la construction. Les ouvrages à construire nécessitaient 575 800 $m^3$ de remblais en sable et gravier correspondant aux zones 2, 2A, 2B et 2C, 900 $m^3$ d'argile de la zone 1 et environ 2 800 $m^3$ d'enrochement pour les remblais de la zone 4.

Le seul dépôt de sable et gravier désigné se trouve à l'intérieur des limites de la propriété, du côté ouest du site. Ce dépôt devait garantir le volume total de sable et gravier requis pour la construction des remblais des zones 2, 2A, 2B et 2C. En ce qui concerne l'enrochement et l'argile, étant donné les faibles quantités requises, les sources d'approvisionnement devaient être identifiées sur place. Ainsi, la carrière pour l'approvisionnement en enrochement a été localisée au sud-ouest du site minier, à l'extérieur de la zone des travaux et en bordure du chemin d'accès principal. Quant à l'argile, elle provient d'un dépôt situé au sud-ouest du site dans la zone d'extraction de terre végétale.

Durant la réalisation des travaux, une campagne d'exploration a été effectuée afin de trouver d'autres sources de matériaux granulaires, car les résultats des sondages initiaux effectués au dépôt désigné indiquaient que la probabilité de manquer de matériaux était élevée. Cette campagne a permis d'identifier un nouveau banc d'emprunt localisé du côté nord-ouest du parc à résidus. Les estimations initiales ont établi un potentiel d'exploitation d'au moins 200 000 $m^3$ de sable et gravier conforme aux exigences. Ce volume, ajouté à celui du banc d'emprunt désigné, aurait permis de compléter sans problèmes les ouvrages prévus. Cependant, les travaux ont été complétés avec les matériaux provenant du dépôt existant. Le nouveau dépôt identifié n'a pas été exploité et a été mise en réserve en vue de futurs travaux. La localisation des bancs d'emprunt est montrée au plan final 020266-40DD-101A-1_TQC rév.2 de l'annexe B.

### 13.1 Banc d'emprunt de sable et gravier

Tel que mentionné, le banc d'emprunt existant a été utilisé comme source d'approvisionnement pour les remblais des zones 2, 2A, 2B et 2C. Le dépôt

présentait une face d'exploitation d'environ une dizaine de mètres de hauteur. La stratigraphie était caractérisée par un horizon de cailloux, blocs et gravier grossier situé dans la partie supérieure du banc dont la dimension maximale des blocs pouvait atteindre les 500 mm ou plus. Sous cet horizon, une strate constituée de sable moyen à grossier et de gravier moyen complétait la face ouverte du banc. Lors de l'exploitation du dépôt, des poches d'argile et/ou de moraine ainsi qu'un horizon constitué de sable fin d'environ 1,50 m d'épaisseur ont été trouvés. Ces conditions n'ont toutefois pas empêché l'entrepreneur de produire les matériaux requis, conformes aux exigences de granulométrie présentées sur le dessin S1916-114A.

La production des matériaux des zones 2A et 2B a débuté le 15 octobre 2008 et a été complétée le 20 novembre. Un concasseur installé sur place a été utilisé pour leur fabrication. Deux chargeurs Komatsu WA500 ont été employés pour les opérations de chargement du concasseur et d'empilement des matériaux produits. Étant donné la granulométrie exigée pour le matériau 2B (5 - 25 mm), il a été accepté de se servir du rejet $\leq$5 mm comme matériau de zone 2A. Le sable 2A était nécessaire sur le plateau de la cellule de confinement et sur les talus des digues où il devait servir d'assise et de recouvrement de la géomembrane. Au total, 33 000 tonnes de 2B et environ 40 000 tonnes de 2A ont été produites.

Le sable et gravier tout venant de la zone 2 a été chargé au dépôt et transporté aux digues et aux terrasses dans des camions articules CAT 735 et rigides CAT 769. Le chargement a été effectué à l'aide d'un chargeur Komatsu WA500 ou de pelles John Deere 800 et CAT 365. Le matériau conforme aux exigences est passé directement du banc aux sites de remblayage, tandis que les blocs dépassant 500 mm ont été séparés. À la fin des travaux en 2009, un total de 506 140 $m^3$ de remblai de zone 2 a été effectué. Lors des travaux de nivellement des terrasses à l'été 2010, 87 379 $m^3$ de tout venant ont été chargés et mis en place augmentant ainsi le volume total placé à 593 519 $m^3$.

Pour l'obtention du matériau de la zone 2C nécessaire au recouvrement de la géomembrane de la cellule de confinement, des zones d'exploitation potentielles ont été identifiées au dépôt. Des échantillons ont ensuite été prélevés pour valider la conformité des zones choisies. Les résultats des analyses granulométriques effectuées ont confirmé la conformité du matériau. L'excavation et le chargement du 2C ont été effectués avec une pelle CAT 365. Des camions articulés CAT 735 ou

rigides CAT 769 ont été utilisés pour transporter ce matériau vers la cellule de confinement. Cependant, au cours des travaux, il a été constaté que les sources de 2C trouvées ne possédaient pas le volume nécessaire pour compléter le remblai. Alors, afin de profiter des matériaux présents au dépôt, le concepteur a réduit la teneur en sable exigée de 60% à 45%. Au total, 42 828 $m^3$ de sable et gravier 2C ont été excavés et placés à la cellule.

Lorsque l'exploitation a été terminée, le banc a été reprofilé. Le régalage et le profilage réalisés permettront l'écoulement naturel des eaux de surface et empêcheront l'accumulation d'eau stagnante.

## 13.2 Dépôt d'argile

Le dépôt d'argile a été exploité lors de la construction du noyau de la digue H. Suite à l'extraction de la terre végétale, l'argile a été excavée et chargée à l'aide d'une pelle Komatsu PC 400. Le transport vers la digue a été effectué dans des camions articulés CAT 735. Lorsque le noyau a été terminé, le dépôt a été réaménagé et fermé. La restauration du dépôt a essentiellement consisté à reprofiler les parois et à remettre en place et régaler les matériaux de décapage et les rejets du tamisage de la terre végétale. Au total, 900 $m^3$ d'argile ont été excavés et transportés vers la digue H.

## 13.3 Carrière

Une carrière s'avérait indispensable pour la fourniture des matériaux requis pour l'enrochement prévu aux déversoirs et au bassin de décantation. Étant donné qu'il n'existait pas de carrière désignée, la localisation d'un site d'approvisionnement a été effectuée directement sur le chantier. Lorsque l'endroit a été identifié, des échantillons de roc ont été prélevés et envoyés au laboratoire de l'Unité de recherche et de service en technologie minérale (URSTM) à Rouyn-Noranda pour en vérifier le potentiel de génération d'acide. Les résultats des tests ont indiqué que le roc n'était pas générateur.

Pour l'exploitation de la carrière, un certificat d'autorisation (CA) était nécessaire. La demande a été soumise au MDDEP lors de la réception des résultats des analyses. Le CA a été émis le 25 février 2009. Suite à l'obtention du CA,

l'exploitation de la carrière a débuté au mois de mars. Les travaux de développement et d'exploitation ont tous été effectués par Construction Norascon.

Afin d'obtenir un matériau d'enrochement conforme aux exigences, le patron de dynamitage a été modifié pour l'adapter aux conditions de friabilité du roc. Cinq sautages ont été nécessaires pour produire les volumes requis. Les forages ont été effectués avec une foreuse Scout 700. La préparation, la manipulation, le chargement des explosifs et les sautages ont été réalisés et contrôlés par le boutefeu de l'entrepreneur. Le minage de la carrière et le chargement des camions ont été exécutés à l'aide d'une pelle Komatsu PC 400. La pierre a été transportée au chantier dans des camions articulés CAT 735 ou rigides CAT 769. L'exploitation de la carrière s'est terminée le 8 avril 2009 après avoir produit environ 4 200 $m^3$ de matériau. Lors de sa fermeture, le site de la carrière a été restauré.

## 14. AUTRES TRAVAUX EFFECTUÉS

Dans le cadre du projet de restauration du site minier Aldermac, quelques travaux non prévus initialement ont été réalisés soit pour compléter des ouvrages planifiés, soit pour répondre à une demande particulière du MRNF ou du MDDEP, ou soit pour des besoins strictement techniques. Une brève description de ces travaux est présentée dans les lignes qui suivent.

### 14.1 Restauration du terrain de M. Francis Gauthier

Suite à une demande du MRNF, le terrain de M. Francis Gauthier devait être nettoyé et restauré. Situé sur la route 117 nord à une distance de 6 km du site minier, le terrain avait été contaminé lors du démantèlement du débarcadère de l'ancienne mine. Sur une surface d'environ 0,5 ha, une mince couche de résidus miniers s'était déposée sur l'argile sablonneuse en place. Les résidus ont été excavés et transportés vers le secteur Sud. Le nettoyage a été exécuté selon les spécifications du devis, soit une excavation jusqu'à une profondeur de 300 mm en dessous des matériaux contaminés. Dans ce cas particulier, la profondeur moyenne de l'excavation a été approximativement de 500 mm. Les travaux ont été effectués à l'aide d'une pelle CAT 330 et les résidus ont été transportés dans des camions à benne (10 roues).

Après l'excavation, le terrain a été nivelé à l'aide un bouteur CAT D5, puis amendé par incorporation de 10 tonnes de chaux agricole. La restauration a été complétée par un ensemencement hydraulique. À cette fin, 75 kilogrammes du mélange E2 ont été pulvérisés sur le terrain.

Pour la réalisation des travaux, l'aménagement d'un chemin en gravier a été effectué afin de faciliter l'accès au terrain. Une fois la restauration terminée, il a été convenu avec le propriétaire du terrain de laisser le chemin en place.

## 14.2 Dalle de recouvrement sur l'ancien puits d'accès de la mine

Les installations de l'ancienne mine Aldermac se trouvaient dans le secteur Sud. Par mesures de sécurité, le puits d'accès de la mine souterraine devait être localisé et couvert pour se conformer aux normes actuelles concernant la cessation des activités minières. Également, l'épaisseur du pilier du chantier minier devait être vérifiée pour éviter des possibles effondrements à cause de la circulation des engins et camions.

Les coordonnées de localisation du puits et du pilier le plus proche de la surface, ont été fournies par les représentants de Mines Abcourt et ont servi à délimiter une zone de travail dans les résidus recouvrant le secteur visé. Un forage effectué a montré que l'épaisseur du pilier était supérieure à 7,00 m et que ce pilier ne représentait pas un danger potentiel. Toutefois, le secteur a été excavé en prenant les mesures de sécurité nécessaires afin d'éviter un possible effondrement. Les travaux d'excavation ont été réalisés alors à l'aide d'une pelle Komatsu PC 400. Lorsque l'emplacement du puits a été exposé, le secteur a été sécurisé afin que personne ne puisse y travailler sans avoir obtenu une autorisation spécifique au préalable. Par ailleurs, il a été constaté que l'emplacement se trouvait sous l'emprise de la cellule de confinement.

Le puits devait être fermé avec une dalle de béton armé possédant des caractéristiques particulières. La conception de la dalle a été effectuée par Journeaux Bédard & Associés. Conformément aux normes, la dalle de recouvrement est constituée de 9 dalles préfabriquées de 6,60 x 1,00 x 0,45 m

reposant sur un muret de 0,40 m de largeur et de hauteur variable. Le muret a été coulé directement sur le socle rocheux entourant le puits. Le béton utilisé a une résistance à la compression de 35 MPa. Un évent de 100 mm de diamètre a été installé pour permettre l'évacuation des gaz provenant de l'intérieur des galeries.

Après l'enlèvement des résidus, le lavage du roc autour du puits a été entrepris. Lorsque terminé, les barres d'armature du muret ont été mises en place. Afin d'obtenir une surface plus uniforme pour la pose du coffrage du muret, une assise en béton de 35 MPa a été coulée; 5,0 $m^3$ ont été utilisés. Aussitôt ce béton durci, le coffrage a été installé. Simultanément, la plateforme de préfabrication des dalles a été aménagée. Cette dernière était constituée d'une base en contreplaqué renforcé sur laquelle le coffrage et l'armature des 9 dalles préfabriquées ont été préparés. Le 10 juillet 2009, la coulée des dalles et du muret a été effectuée à l'aide d'une pompe à béton; 40 $m^3$ de béton 35 MPa ont été utilisés. Le 22 juillet, les dalles préfabriquées ont été placées sur le muret à l'aide d'une grue de 45 tonnes. Deux fardiers ont servi pour le transport des dalles de la plateforme de préfabrication vers l'emplacement du puits. Après la fermeture, ce secteur de la cellule de confinement a été complété. Quelques détails de la construction des dalles sont montrés sur les photos 14.1 à 14.3 de l'annexe A.

## 14.3 Installation de piézomètres et d'évents dans la cellule de confinement

Dans le but de suivre la variation des pressions interstitielles à l'intérieur de la cellule de confinement durant sa construction, deux piézomètres à corde vibrante ont été installés dans les résidus à une profondeur moyenne de 5,0 m. L'installation de ces deux piézomètres a été recommandée par le concepteur lors de la vérification de la stabilité de la cellule à court et à long terme, dû au changement de l'emplacement original impliquant une nouvelle géométrie. L'installation a été effectuée à l'aide d'une pelle Komatsu PC 200 le 3 avril 2009. Durant les travaux de confinement des résidus, les lectures des piézomètres n'ont montré aucune variation des pressions interstitielles étant toujours proche de zéro. Les lectures ont montré que la stabilité de la cellule n'a jamais été compromise. Lors du recouvrement avec la géomembrane, les piézomètres sont demeurés dans la cellule.

Outre les piézomètres, 5 évents pour l'évacuation des gaz de décomposition provenant de la cellule ont été installés sur le plateau, tel qu'indiqué sur le plan

final 020266-40DD-110A rév.2. La localisation des évents a été réalisée directement sur le terrain de manière aléatoire. La mise en place a été faite suivant les détails montrés sur le dessin, à l'aide de la pelle Komatsu PC 200. Un manchon de géomembrane a été installé dans chacun des évents pour conserver l'étanchéité requise.

## 14.4 Puits d'observation aux terrasses

Dans le but de suivre la variation du niveau de la nappe phréatique dans les terrasses 1 et 2, six puits d'observation devaient être aménagés. Cependant, en raison des conditions hivernales durant lesquelles les terrasses ont été construites, une quantité importante de glace était présente dans les résidus entreposés. Des tassements différentiels importants étaient attendus et un nivellement des terrasses devrait être fait. Pour cette raison, l'aménagement des puits d'observation a dû être reporté à l'été 2010.

Lorsque l'avancement du nivellement des terrasses l'a permis, l'aménagement des 6 puits a été effectué durant la journée du 26 juillet 2010. À l'aide d'une pelle Komatsu PC 200, les étapes qui suivent ont été effectuées lors de l'installation des puits :

- Excavation du sable et gravier jusqu'à atteindre le niveau supérieur des résidus;
- Pose du géotextile Texel 918;
- Installation du tuyau PVC perforé de 6";
- Mise en place de la pierre nette 5-20 mm autour du tuyau;
- Remblayage final de l'excavation.

Les photos 14.4 à 14.8 à l'annexe A montrent les étapes suivies lors de l'aménagement des puits. Pour éviter le mélange du sable et gravier avec la pierre nette, celle-ci a été enrobée avec le géotextile avant le remblayage final. Le tableau 14.1 présente les coordonnées de localisation des 6 puits installés ainsi que le niveau de la nappe phréatique au 29 juillet, 4 et 10 août 2010.

**Tableau 14-1 Localisation des puits d'observation**

| Puits # | Localisation | Coordonnées | | Niveau résidus (m) | Niveau de l'eau (m) | | | Hauteur d'eau (m) | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | Nord | Est | | 29 juillet | 04 aout | 10 aout | 29 juillet | 04 aout | 10 aout |
| 1 | Terrasse 1 | 5342943.77 | 324719.91 | 331.16 | 332.36 | 332.22 | 332.23 | 1.20 | 1.06 | 1.07 |
| 2 | | 5343187.27 | 324892.15 | 330.97 | 332.12 | 332.19 | 332.15 | 1.15 | 1.22 | 1.18 |
| 3 | | 5343174.01 | 324622.07 | 331.09 | 331.98 | 331.99 | 332.01 | 0.89 | 0.90 | 0.92 |
| 4 | Terrasse 2 | 5343529.73 | 324890.27 | 328.20 | 329.11 | 329.02 | 329.14 | 0.91 | 0.82 | 0.94 |
| 5 | | 5343553.54 | 324724.13 | 328.39 | 329.15 | 329.29 | 329.26 | 0.76 | 0.90 | 0.87 |
| 6 | | 5343883.86 | 324625.08 | 328.27 | 328.80 | 328.69 | 328.77 | 0.53 | 0.42 | 0.50 |

## 14.5 Drainage du bassin de la digue C existante

À la demande du MRNF, le bassin aval de la digue C existante devait être drainé. La digue C se localise du côté ouest du secteur Sud. La digue a été rehaussée lors des travaux de restauration de ce secteur. L'eau de l'étang, étant stagnante, provient de l'accumulation des pluies et de la fonte de la neige; aucune autre source d'approvisionnement d'eau n'existe.

À l'été 2009, une première brèche a été ouverte à l'extrémité nord du bassin. Un fossé intérieur, aménagé vers le centre du bassin au fur et à mesure de l'avancement du drainage, permettait que l'eau fût évacuée vers le secteur Intermédiaire. Cependant, les conditions du fond du bassin n'ont pas permis d'atteindre l'extrémité sud-ouest avec le fossé pour terminer le drainage. Lors des travaux 2010, une nouvelle brèche a été faite au coin nord-ouest du bassin ce qui a permis d'évacuer l'eau restant.

Un fossé permanent a été alors aménagé à partir de l'extrémité sud-ouest du bassin jusqu'à la brèche nord-ouest. Pour éviter de nouvelles accumulations d'eau, le fond a été profilé vers le fossé permanent. Les photos 14.9 à 14.14 présentées à l'annexe A, illustrent les travaux réalisés.

# 15. COÛTS DE CONSTRUCTION

Le tableau 15-1 établit le rapport entre le budget approuvé et les coûts réels encourus durant la restauration du site minier Aldermac. Le tableau présente le bilan de toutes les phases du projet qui ont débuté en septembre 2008 et qui ont terminé vers la fin du mois de juin 2011. Il inclut toutes les directives de changement approuvées et exécutées durant ces phases.

D'après le tableau, il ressort qu'à la fin des travaux en juin 2011, le coût final des activités réalisées a été de 15 385 053.10$, soit 91.0% du budget total approuvé de 16 901 282.36$. Cet écart s'explique par le fait que les quantités finales de certains items ont été jusqu'à 50% inférieures à celles initialement estimées au bordereau, de même que par l'annulation de certaines activités prévues ayant une incidence importante dans le coût total, mais qui n'étaient plus techniquement applicables en raison des conditions de terrain existantes.

D'autre part, le coût total des travaux a dépassé de 430 053$ (2.9%) le montant du contrat original avec Construction Norascon qui était de 14 955 000$. Ce dépassement est dû principalement au rehaussement des terrasses 1 et 2 du secteur Nord et des travaux correctifs de 2011, tous requis suite aux tassements importants (de l'ordre d'au moins 50 cm) des résidus provenant des travaux de nettoyage réalisés durant l'hiver.

La synthèse de l'exécution budgétaire d'après le tableau 15-1, se résume comme suit :

- **A. BUDGET TOTAL APPROUVÉ : 16 901 282.36$**
- **B. CONTRAT ORIGINAL DE L'ENTREPRENEUR : 14 955 000.00$**
- **C. COÛT TOTAL DES TRAVAUX : 15 385 053.10$**
- **DIFFÉRENCE SELON CONTRAT ORIGINAL (C-B)/C: +2.9%**
- **DIFFÉRENCE SELON BUDGET APPROUVÉ (C-A)/A: -9.0%**

**Tableau 15-1 Coût total des travaux**

23-24

**Tableau 15-1 – suite**

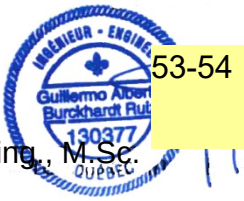
23-24

## 16. PERSONNEL ET RESPONSABILITÉS

Ce rapport a été rédigé par Guillermo Burckhardt, ing. avec la collaboration de Vu Tran, ing. jr. de Amec-Journeaux Bédard et Gaétan Couture d'Écogénie. Il a été révisé et vérifié par Richard Maurice, ing.

SNC-Lavalin a rédigé ce rapport en utilisant les meilleures informations et données disponibles au moment de la préparation. Le contenu reflète le meilleur jugement de SNC-Lavalin à la lumière des informations existantes, en se basant sur ses compétences professionnelles en la matière et avec les précautions qui s'imposent. Le document doit être interprété dans le contexte des procédures et techniques utilisées, ainsi que des circonstances et des contraintes qui ont prévalu lors de l'exécution de ce mandat. Ce document appartient au client et tout emploi du rapport fait par le client ou un tiers, ou toute décision prise ou basée sur son contenu, sont de l'entière responsabilité du client et de ce tiers. Le rapport doit être lu comme un tout, à savoir qu'un extrait isolé ne peut pas être pris hors contexte.

*Division Mines et Métallurgie*
**SNC-LAVALIN INC.**




53-54

Guillermo Burckhardt, ing., M.Sc.
Chargé de projet

53-54

Revu par:
Richard Maurice, ing.
Directeur de projet
RM/lj

Distribution :
2 copies papier + version électronique - MRNF (M. Jean Dionne)

# ANNEXES

# ANNEXE A
# PHOTOS




Photo 5.1 : Digue E – Bassin Nord




Photo 5.2 : Digue E est – Talus amont




Photo 5.3 : Digue E est – Berme aval



Photo 5.4 : Digue est – Glissement du talus aval



Photo 5.5 : Digue est – Glissement du talus amont




Photo 5.6 : Digue E est – Aménagement berme amont




Photo 5.7 : Digue E est – Excavation de la clé d'ancrage pour la géomembrane

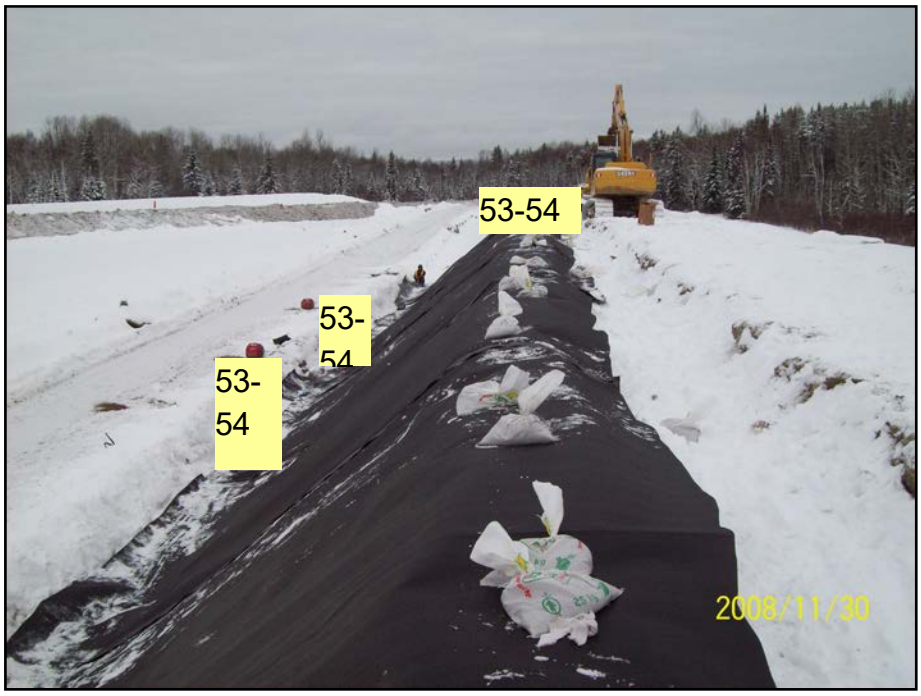



Photo 5.8 : Digue E est – Installation géomembrane




Photo 5.9 : Digue E est – Remblayage de la crête




Photo 5.10 : Digue F – Fondation sur argile




Photo 5.11 : Digue F – Remblai granulaire zone 2




Photo 5.12 : Digue F – Construction de la berme aval




Photo 5.13 : Digue F – Remblayage côté aval




Photo 5.14 : Digue F – Mise en place du sable 2A d’assise pour la géomembrane




Photo 5.15 : Digue F – Installation géomembrane




Photo 5.16 : Digue F – Aménagement berme amont avec de résidus




Photo 5.17 : Digue G – Fondation sur roc




Photo 5.18 : Digue G – Coulis de béton sur fondation rocheuse




Photo 5.19 : Digue G – Talus aval




Photo 5.20 : Digue G – Vue générale




Photo 5.21 : Digue G – Sable 2A d'assise pour géomembrane




Photo 5.22 : Digue G – Installation de la géomembrane




Photo 5.23 : Digue H – Fondation sur argile




Photo 5.24 : Digue H – Noyau en argile



Photo 6.1 – Ruisseau 1 – Épaisseur moyenne de résidus à excaver




Photo 6.2 : Ruisseau 1 – Excavation des résidus



Photo 6.3 : Ruisseau 1 – Surface nettoyée à l'aval du seuil




Photo 6.4 : Ruisseau 1 – Surface nettoyée à l'amont du seuil




Photo 6.5 : Ruisseau 1 – Surface nettoyée secteur du bassin de décantation



Photo 6.6 : Ruisseau 1 – Surface nettoyée vue aérienne




Photo 6.7 : Secteur Intermédiaire – Épaisseur moyenne de résidus à excaver




Photo 6.8 : Secteur Intermédiaire – Excavation des résidus




Photo 6.9 : Secteur Intermédiaire – Excavation des résidus sous l'ancien chemin




Photo 6.10 : Secteur Intermédiaire – Aménagement de fossés de drainage temporaires




Photo 6.11 : Secteur Intermédiaire – Surface nettoyée vue ouest




Photo 6.12 : Secteur Intermédiaire – Surface nettoyée vue est




Photo 6.13 : Secteur Sud – Excavation des résidus zone centrale




Photo 6.14 : Secteur Sud – Excavation des résidus zone du puits d’accès




Photo 6.15 : Secteur Sud – Excavation des résidus côté est




Photo 6.16 : Secteur sud – Excavation des résidus zone sud-ouest




Photo 6.17 : Secteur Sud – Excavation des résidus



Photo 6.18 : Secteur Sud – Surface nettoyée vue aérienne




Photo 6.19 : Secteur Nord – Excavation des résidus à l'amont de la digue F



Photo 6.20 : Secteur Nord – Excavation des résidus à l'aval de la digue F




Photo 6.21 : Secteur Nord – Surface nettoyée




Photo 6.22 : Secteur Intermédiaire – Lavage de roc

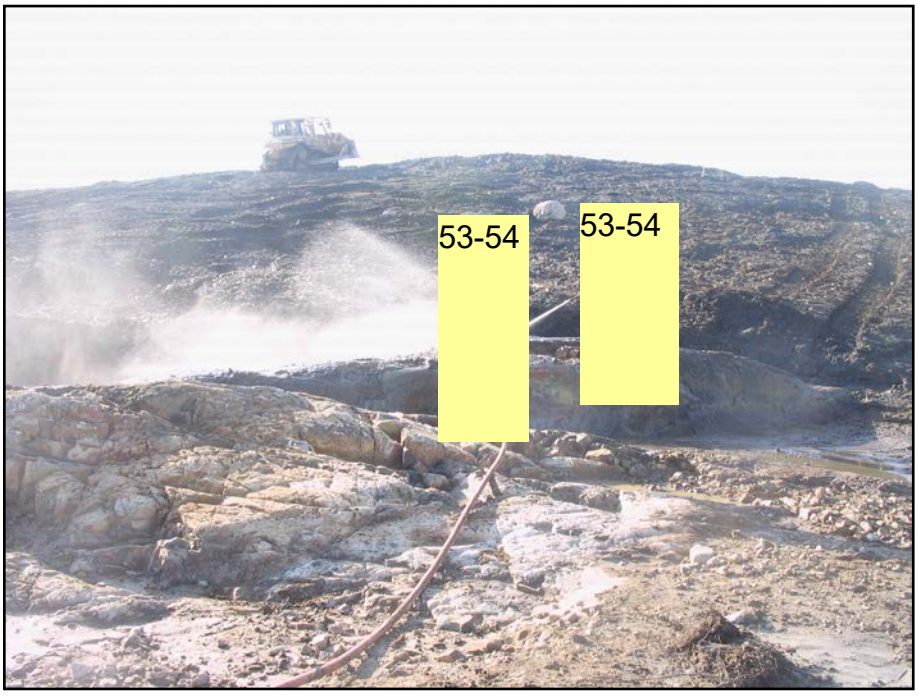



Photo 6.23 : Secteur Sud – Lavage du roc




Photo 6.24 : Secteur Sud – Nettoyage du roc avec pelle

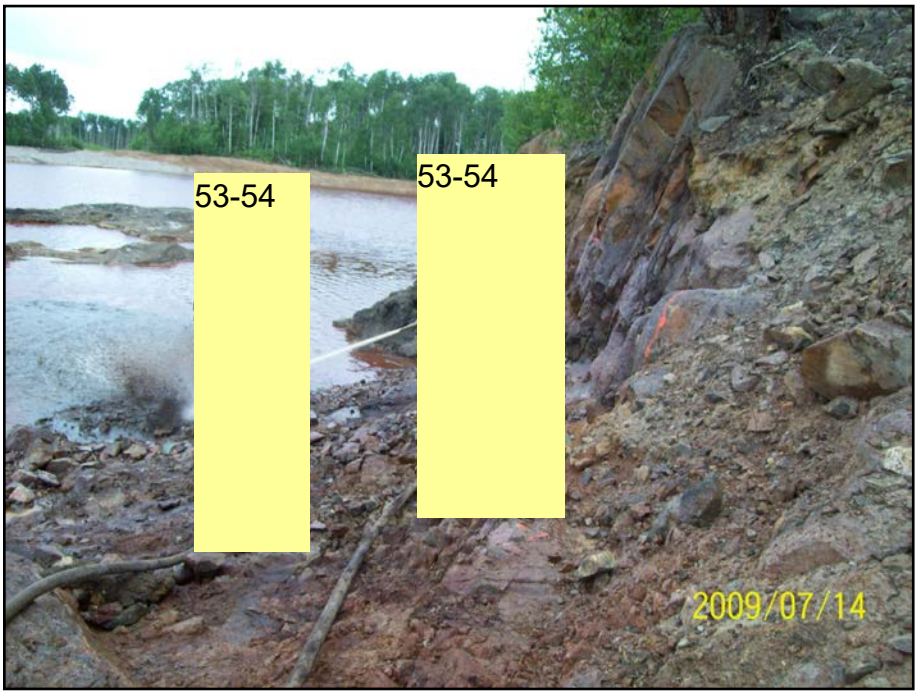



Photo 6.25 : Secteur Intermédiaire – Lavage de roc côté est




Photo 7.1 : Digue G – Excavation de déversoirs




Photo 7.2 : Digue G – Pose des blocs de béton des déversoirs




Photo 7.3 : Digue G – Géomembrane des déversoirs installée

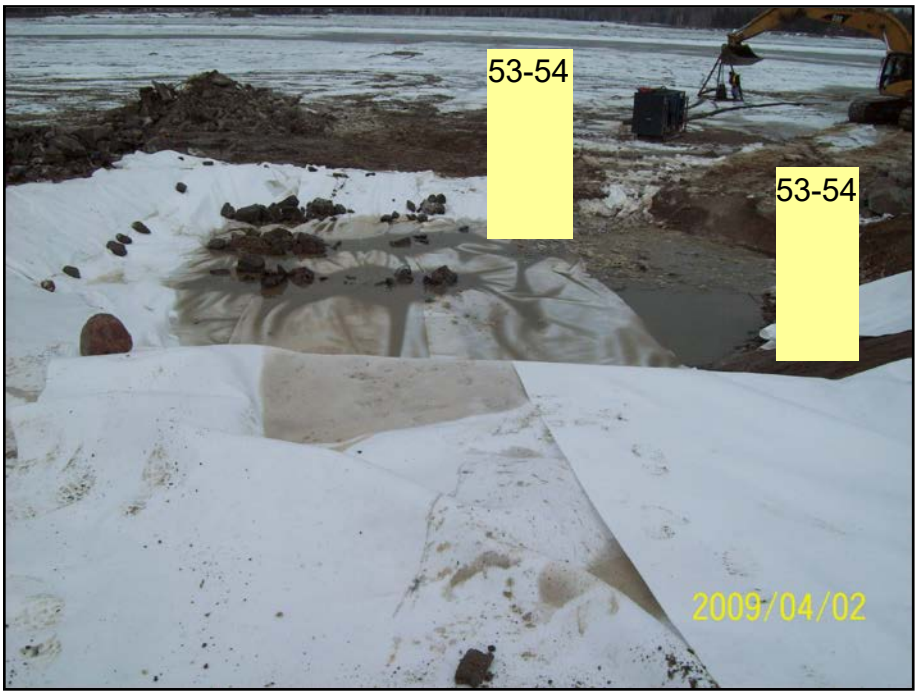



Photo 7.4 : Digue G – Installation du géotextile aux déversoirs




Photo 7.5 : Digue G – Enrochement aval des déversoirs




Photo 7.6 : Déversoir Nord – Talus aval




Photo 7.7 : Déversoir Nord – Clé en argile pour ancrage de la géomembrane




Photo 7.8 : Déversoir Nord – Installation géomembrane sur le talus aval




Photo 7.9 : Déversoir Nord – Blocs de béton




Photo 7.10 : Déversoir Nord – Enrochement aval




Photo 7.11 : Terrasse 1 – Bassin de dissipation d'énergie




Photo 7.12 : Ruisseau 1 – Excavation bassin de décantation




Photo 7.13 : Ruisseau 1 – Bassin de décantation




Photo 8.1 : Terrasse 1 – Résidus en place




Photo 8.2 : Terrasse 1 – Épandage des résidus




Photo 8.3 : Terrasse 1 – Épandage de chaux




Photo 8.4 : Terrasse 1 – Mise en place de la monocouche




Photo 8.5 : Terrasse 2 – Résidus en place




Photo 8.6 : Terrasse 2 – Épandage de résidus




Photo 8.7 : Terrasse 2 – Épandage de chaux




Photo 8.8 : Terrasse 2 – Surface amendée




Photo 8.9 : Terrasse 2 – Monocouche en place




Photo 8.10 : Terrasse 1 – Rehaussement de la terrasse



Photo 8.11 : Terrasse 2 – Nouvelle berme au pied du talus amont de la digue F (travaux 2011)



Photo 8.12 : Déversoir Nord – Seuil du déversoir abaissé de 50 cm et fossé de drainage adapté (travaux 2011)




Photo 9.1 : Aménagement de la cellule de confinement




Photo 9.2 : Mise en place d’argile pour ancrage de la géomembrane




Photo 9.3 : Cellule de confinement – Profilage des résidus




Photo 9.4 : Cellule de confinement – Profilage des résidus




Photo 9.5 : Remblai de gravier 5-20 mm sur résidus




Photo 9.6 : Géotextile de protection de la géomembrane

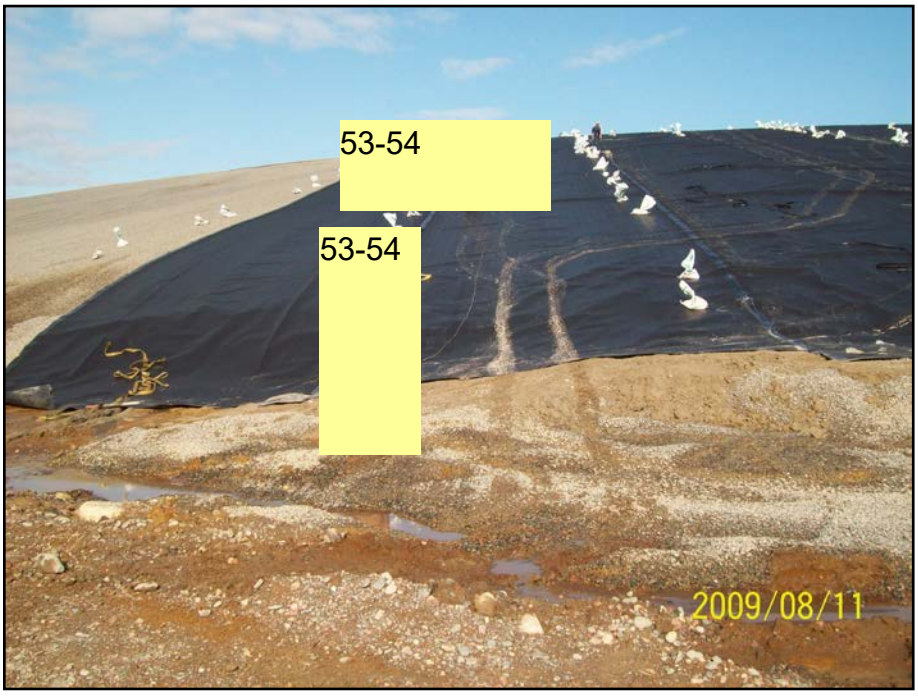



Photo 9.7 : Installation de géomembrane de la cellule




Photo 9.8 : Mise en place du recouvrement final de la cellule



Photo 9.9 : Cellule de confinement – Vue générale




Photo 10.1 : Élargissement des chemins




Photo 10.2 : Déboisement pour chemin d’halage nord




Photo 10.3 : Chemin d’halage nord




Photo 10.4 : Chemin d’halage Ruisseau 1




Photo 10.5 : Construction chemin sud



Photo 10.6 : Chemin sud sur digue C existante



Photo 12.1 : Ruisseau 1 – Aménagement des rives pour ensemencement



Photo 12.2 : Secteur Intermédiaire – Adéquation et régalage des talus




Photo 12.3 : Ruisseau 1 – Adéquation des surfaces nettoyées



Photo 12.4 : Secteur Sud – Surfaces terminées et nivelées



Photo 12.5 : Ruisseau 1 – Surface gazonnée



Photo 14.1 : Puits d’accès à l’ancienne mine

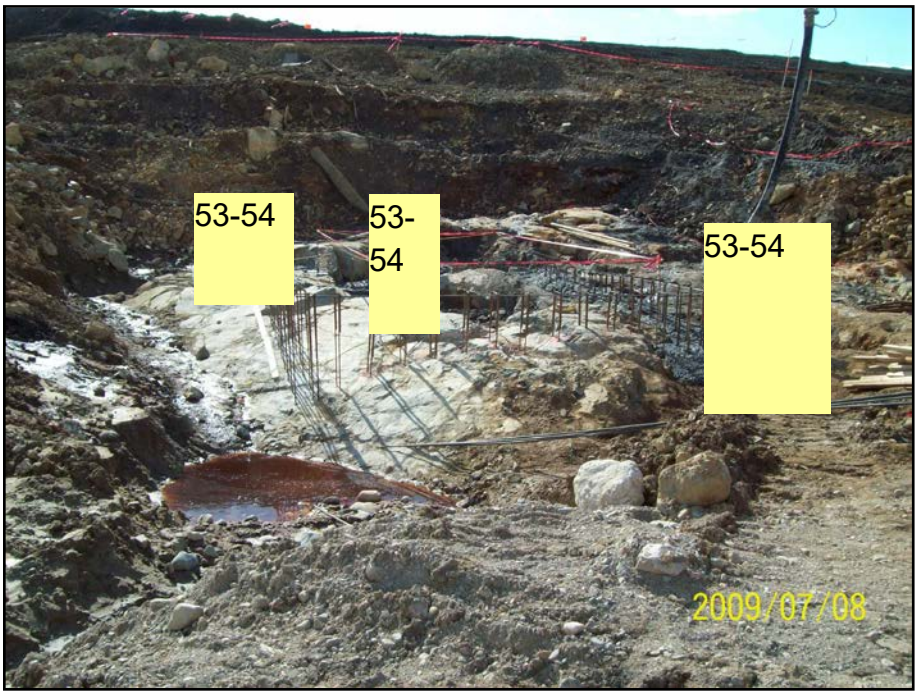



Photo 14.2 : Armature pour muret d’assise des dalles




Photo 14.3 : Mise en place des dalles de béton



Photo 14.4 : Excavation pour puits d’observation



Photo 14.5 : Puits d’observation – géotextile installé




Photo 14.6 : Puits d’observation – Mise en place du filtre




Photo 14.7 : Puits d’observation – enrobage du filtre




Photo 14.8 : Puits d’observation terminé



Photo 14.9 : Bassin aval de la digue C



Photo 14.10 : Bassin digue C – brèche nord et fossé temporaire



Photo 14.11 : Bassin digue C – brèche nord-ouest



Photo 14.12 : Bassin digue C – profilage du fond



Photo 14.13 : Bassin digue C – Fossé de drainage permanent



Photo 14.14 : Bassin digue C – fond profilé

# ANNEXE B
# PLANS FINAUX

DESSIN No 101A-1_TQC

REV. 1

5 344 000 m Nord

5 343 500 m Nord

5 343 000 m Nord

5 342 500 m Nord

325 000 m Est

324 500 m Est

BASSIN DISSIPATION D'ENERGIE

LIMITE DE LA MONOCOUCHE

LIMITE DES RÉSIDUS PLACÉS

LIMITE DES RÉSIDUS EXCAVÉS

DIGUE B

DIGUE E
EL. VARIABLE

DRAIN ENFOUI (TRAVAUX 2011)

DEVERSOIR NORD

FOSSE DE DRAINAGE 2011

SECTEUR NORD

SECTEUR NORD

DEVERSOIR #4

DEVERSOIR #3

DEVERSOIR #2

DEVERSOIR #1

TERRASSE 2
EL. RESIDUS: VARIABLE
EL. GRAVIER: VARIABLE

TERRASSE 1
EL. RESIDUS: VARIABLE
EL. GRAVIER: VARIABLE

DIGUE G
EL. 333.0m

DIGUE H
EL. 334.0m

REMBLAI POUR BERME 2011

DIGUE F
EL. 331.25m

SECTEUR SUD

F-1

DALLE DE BÉTON DU PUIT
EL. 344.56m

CELLULE DE CONFINEMENT

DRAINAGE

CANAL BASSIN DE LA DIGUE C

DIGUE C

DIGUE A

CHEMIN PERMANENT

SECTEUR INTERMEDIAIRE

CANAL DE DERIVATION OUEST

BANC D'EMPRUNT SABLE ET GARVIER

BANC D'EMPRUNT SABLE ET GARVIER À EXPLOITER

B

## LEGENDE

- F-1 — FORAGE
- TR-36 — TRANCHÉE D'EXPLORATION
- LIMITE DE RESIDUS PLACÉS
- LIMITE DE RÉSIDUS EXCAVÉS
- LIMITE MONOCOUCHE

## NOTES:

1. LA TOPOGRAPHIE CORRESPOND AUX RELEVÉS D'ARPENTAGE AVANT LE DÉBUT ET DURANT LA RÉALISATION DES TRAVAUX AINSI QU'À CELLE DE LA CARTE 32D03-030-5173 (LAC MACKAY, 1:30000) TIRÉE DES PHOTOGRAPHIES AÉRIENNES DE 1980.
2. LES COORDONNEES SONT EN REFERENCE AU SYSTÈME S.CO.P.Q. NAD 83.
3. LES TRANCHÉES D'EXPLORATIONS MONTRÉS CORRESPONDENT À CELLES RÉALISÉES PENDANT LES TRAVAUX.

0 50m 100m 150m 200m

ECHELLE 1:2000

| No | DESSINS DE REFERENCE |
|---|---|
| FIG-M6087-15 | PLAN ORIGINAL |
| FIG-M6652-1 | CONTOURS DES RESIDUS EXISTANTS |
| FIG-M6652-6-3 | LIMITE DES RESIDUS EXISTANT |
| | CARTE DES SURFACES DE ROUYN (32 D/3) |

| No | AA-MM-JJ DATE | REVISIONS | PAR | APPR. |
|---|---|---|---|---|
| 2 | 10-01-08 | TEL QUE CONSTRUIT | J.S. | G.B. |
| 1 | 08-09-18 | EMIS POUR CONSTRUCTION | S.H. | J.L. |
| 0 | 08-03-25 | EMIS POUR CONSTRUCTION | S.H. | J.L. |
| S3 | 07-05-03 | EMIS POUR SOUMISSION | S.H. | J.L. |
| S2 | 07-04-02 | EMIS POUR SOUMISSION | S.H. | J.L. |
| S1 | 07-03-30 | EMIS POUR SOUMISSION | S.H. | J.L. |

CAHIER DES CHARGES

DOSSIER

JOURNEAUX, BÉDARD & assoc. inc.

SNC·LAVALIN Mines et métallurgie — Certifié ISO 9001

5500, boul. des Galeries, bur. 200, Québec (Québec), Canada G2K 2E2

Ressources naturelles et Faune Québec

| | |
|---|---|
| ECHELLE | TELLE QU'INDIQUÉE |
| DATE AA-MM-JJ | 09-10-27 |
| SIGNATURES | |
| PROJETE PAR : | S. CHERRIER 09-10-27 |
| DESSINE PAR : | J. SIMARD 09-10-27 |
| VERIFIE PAR : | G. BURCKHARDT 10-01-08 |
| APPROUVÉ PAR : | R. MAURICE 10-01-08 |

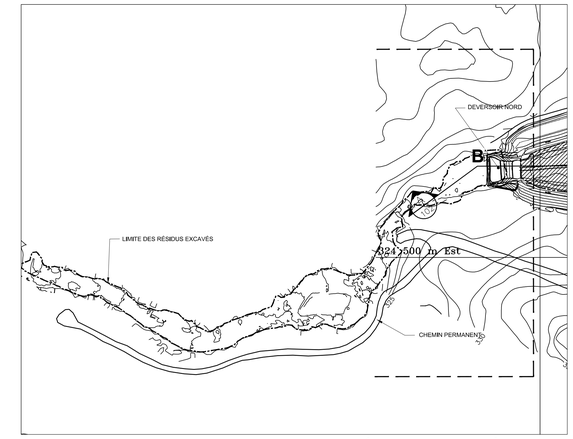
PLAN DE RESTAURATION
DU SITE MINIER ALDERMAC
PARC A RESIDUS
PLAN GENERAL

CLASSEUR No S1916

DESSIN No 101A-1_TQC

REV. 2

DESSIN No 101A-2_TQC REV 2




RUISSEAU 1 - SECTION NON-PRÉVUE NETTOYÉE

5 344 000 m Nord
5 343 500 m Nord
5 343 000 m Nord
5 342 500 m Nord
325 000 m Est
324 500 m Est
CANAL DE DERIVATION EXISTANT
BASSIN DISSIPATION D'ÉNERGIE
DIGUE B
DIGUE E EL. 331.25
LIMITE DES RÉSIDUS PLACÉS
LIMITE DE LA MONOCOUCHE
SECTEUR NORD
SECTEUR SUD
DALLE DE BÉTON DU PUIT EL. 344.58m
LIMITE DES RÉSIDUS EXCAVÉS
DRAIN ENFOUI (TRAVAUX 2011)
DEVERSOIR #4
DEVERSOIR #3
DEVERSOIR NORD
DIGUE E EL. 331.55
FOSSE DE DRAINAGE 2011
TERRASSE 2 EL. RESIDUS: 329.5m EL. GRAVIER: 330.5m
TERRASSE 2 EL. RESIDUS: 328.5m EL. GRAVIER: 329.5m
TERRASSE 1 EL. RESIDUS: 332.5m EL. GRAVIER: 333.5m
TERRASSE 1 EL. RESIDUS: 331.5m EL. GRAVIER: 332.5m
DEVERSOIR #2
DEVERSOIR #1
DIGUE G EL. 333.0m
DIGUE H EL. 334.0m
DIGUE C
CELLULE DE CONFINEMENT
CHEMIN PERMANENT
CANAL BASSIN DE LA DIGUE C
SECTEUR REMBLAYÉ LE 6 JUIN 2011
DIGUE F EL.331.25m
SECTEUR INTERMÉDIAIRE
CANAL DE DERIVATION OUEST
VOIR ENCADRÉ RUISSEAU 1 - SECTION NON-PRÉVUE NETTOYÉE

## LÉGENDE

- SECTEURS EXCAVÉS
- ROC NETTOYÉ
- RÉSIDUS NIVELÉS
- SECTEURS DES TERRASSES REHAUSSÉES

## NOTES:

1. LA TOPOGRAPHIE CORRESPOND AUX RELEVÉS D'ARPENTAGE AVANT LE DÉBUT ET DURANT LA RÉALISATION DES TRAVAUX AINSI QU'À CELLE DE LA CARTE 32D03-030-5173 (LAC MACKAY, 1:30000) TIRÉE DES PHOTOGRAPHIES AÉRIENNES DE 1980.
2. LES COORDONNEES SONT EN REFERENCE AU SYSTÈME S.CO.P.Q. NAD 83.

0 50m 100m 150m 200m
ECHELLE 1:2000

SNC·LAVALIN Mines et métallurgie — Certifié ISO 9001
5500, boul. des Galeries, bur. 200, Québec (Québec), Canada G2K 2E2

JB JOURNEAUX, BÉDARD inc.

Ressources naturelles et Faune Québec

| No | DESSINS DE REFERENCE | No | |
|---|---|---|---|
| | CARTE DES SURFACES DE ROUYN (32 D/3) | | |
| FIG-M6087-15 | PLAN ORIGINAL | | |
| FIG-M6652-1 | CONTOURS DES RESIDUS EXISTANTS | | |
| FIG-M6652-6-3 | LIMITE DES RESIDUS EXISTANT | | |

| No | AA-MM-JJ DATE | REVISIONS | PAR | APPR |
|---|---|---|---|---|
| 2 | 10-01-08 | TEL QUE CONSTRUIT | J.S. | G.B. |
| 1 | 08-09-18 | EMIS POUR CONSTRUCTION | S.H. | J.L. |
| 0 | 08-03-25 | EMIS POUR CONSTRUCTION | S.H. | J.L. |
| S3 | 07-05-03 | EMIS POUR SOUMISSION | S.H. | J.L. |
| S2 | 07-04-02 | EMIS POUR SOUMISSION | S.H. | J.L. |
| S1 | 07-03-30 | EMIS POUR SOUMISSION | S.H. | J.L. |

CAHIER DES CHARGES

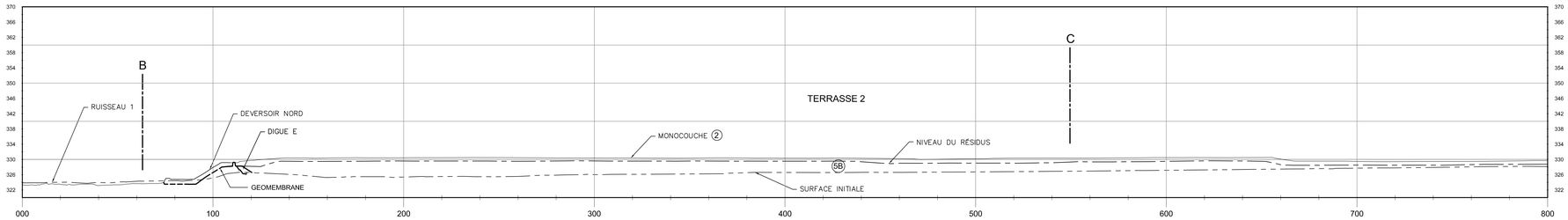
DOSSIER

| | |
|---|---|
| ECHELLE | TELLE QU'INDIQUEE |
| DATE AA-MM-JJ | |
| SIGNATURES | |
| PROJETE PAR : | S. CHERRIER 09-10-27 |
| DESSINE PAR : | J. SIMARD 09-10-27 |
| VERIFIE PAR : | G. BURCKHARDT 10-01-08 |
| APPROUVE PAR : | R. MAURICE 10-01-08 |

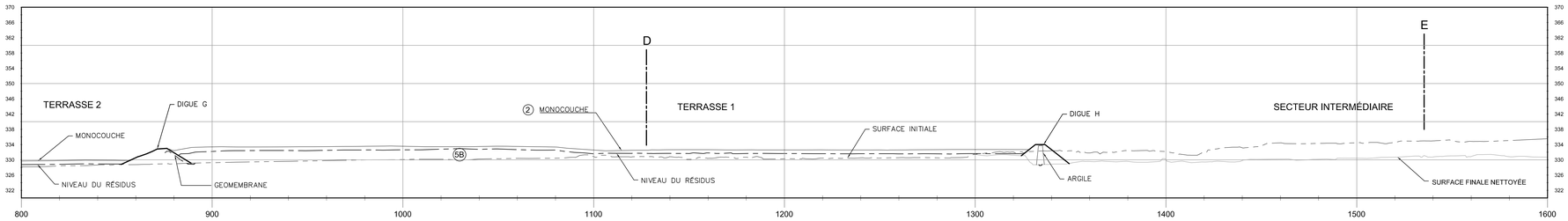
PLAN DE RESTAURATION
DU SITE MINIER ALDERMAC
PARC A RESIDUS
PLAN GENERAL
ZONES NETTOYÉES

| CLASSEUR No | DESSIN No | REV. |
|---|---|---|
| S1916 | 101A-2_TQC | 2 |

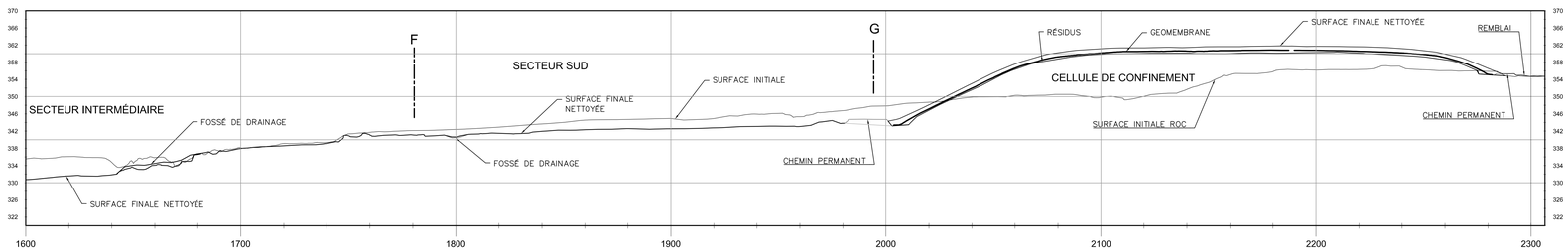
DESSIN No 102A_TQC
REV 2



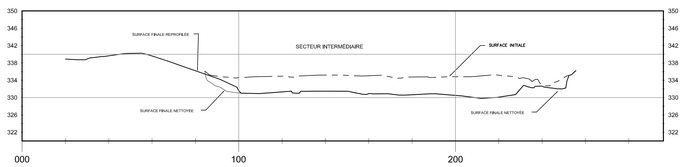

COUPE TRANSVERSALE (A 101-1)
Ech. hor. 1:1000, ver. 1:500




COUPE TRANSVERSALE (A 101-1)
Ech. hor. 1:1000, ver. 1:500




COUPE TRANSVERSALE (A 101-1)
Ech. hor. 1:1000, ver. 1:500




COUPE TRANSVERSALE (B 101-1)
Ech. hor. 1:1000, ver. 1:500

LEGENDE

(2) SABLE ET GRAVIER TOUT VENANT
(2A) SABLE AUTOUR DES MEMBRANES
(5A) RESIDUS EXISTANTS
(5B) REMBLAI DE RESIDUS


SNC·LAVALIN Mines et métallurgie
CHARGÉ ISO 9001
5500, boul. des Galeries, bur. 200, Québec (Québec), Canada G2K 2E2


JOURNEAUX, BÉDARD & ASSOC. INC.

Ressources naturelles et Faune Québec

| DESSINS DE REFERENCE | No | No | AA-MM-JJ DATE | REVISIONS | PAR | APPR. |
|---|---|---|---|---|---|---|
| CARTE DES SURFACES DE ROUYN (32 D/3) | | 0 | 08-03-25 | EMIS POUR CONSTRUCTION | S.H. | J.L. |
| FIG-M6087-15 PLAN ORIGINAL | | S3 | 07-05-03 | EMIS POUR SOUMISSION | S.H. | J.L. |
| FIG-M6652-1 CONTOURS DES RESIDUS EXISTANTS | | S2 | 07-04-02 | EMIS POUR SOUMISSION | S.H. | J.L. |
| FIG-M6652-6-3 LIMITE DES RESIDUS EXISTANT | | S1 | 07-03-30 | EMIS POUR SOUMISSION | S.H. | J.L. |
| | | 2 | 10-01-08 | TEL QUE CONSTRUIT | J.S. | G.B. |
| | | 1 | 08-09-18 | EMIS POUR CONSTRUCTION | S.H. | J.L. |

CAHIER DES CHARGES

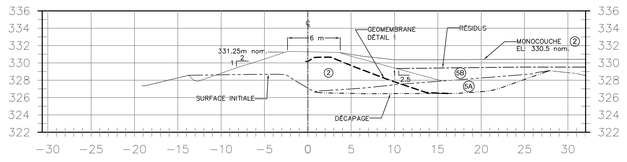
DOSSIER

| | | DATE AA-MM-JJ |
|---|---|---|
| ECHELLE | | |
| SIGNATURES | | |
| PROJETE PAR : | S. CHERRIER | 09-10-27 |
| DESSINE PAR : | J. SIMARD | 09-10-27 |
| VERIFIE PAR : | G. BURCKHARDT | 10-01-08 |
| APPROUVE PAR : | R. MAURICE | 10-01-08 |

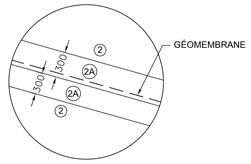
PLAN DE RESTAURATION
DU SITE MINIER ALDERMAC
PARC A RÉSIDUS
COUPES TRANSVERSALES DU SITE

| CLASSEUR No | DESSIN No | REV. |
|---|---|---|
| S1916 | 102A_TQC | 2 |

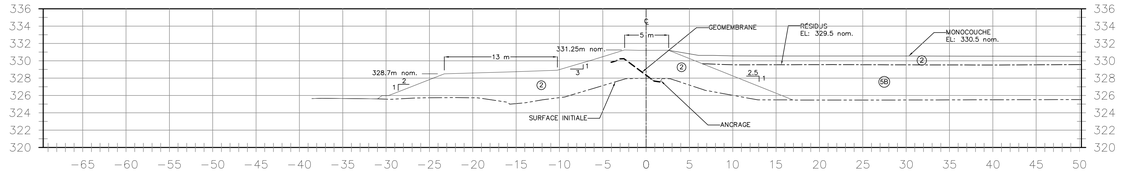
DESSIN No 103A_TQC
REV. 2



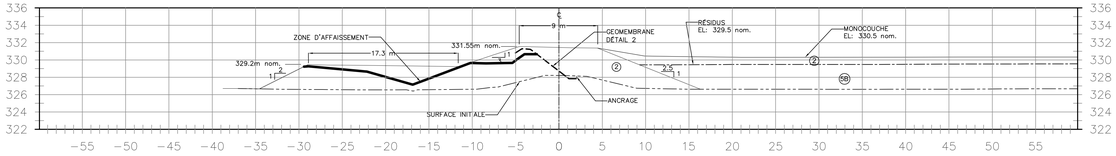

COUPE C-C
ÉCHELLE: 1:250



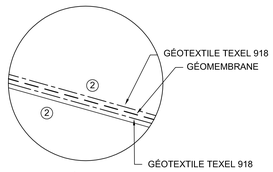

DÉTAIL 1
(CH.: 0+000 @ 0+086)



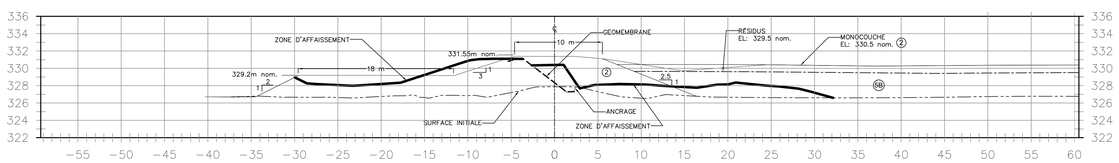

COUPE E-E
ÉCHELLE: 1:250




COUPE F-F
ÉCHELLE: 1:250



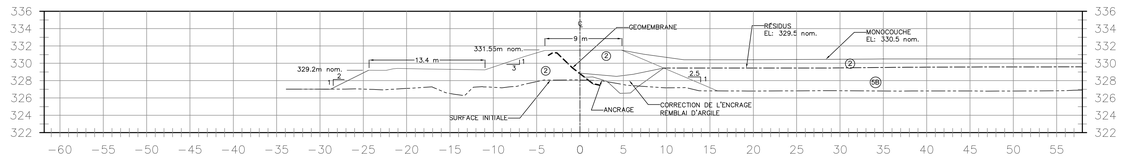

DÉTAIL 2
(CH.: 0+086 @ 0+793)




COUPE G-G
ÉCHELLE: 1:250




VUE EN PLAN
**ÉCHELLE: 1:1250**




COUPE H-H
ÉCHELLE: 1:250

## NOTES:

1. LA TOPOGRAPHIE EST EN RÉFÉRENCE AUX RELEVÉS D'ARPENTAGE EFFECTUÉS PENDANT LA PÉRIODE DES TRAVAUX AINSI QU'À LA CARTE 32D03-030-5173 (LAC MACKAY, 1:30000) TIRÉE DES PHOTOGRAPHIES AÉRIENNES DE 1980.
2. LES COORDONNEES SONT EN REFERENCE AU SYSTÈME S.CO.P.Q. NAD 83.
3. LES NIVEAUX INDIQUÉES À LA TERRASSE 2, NE CORRESPONDENT PAS AUX NIVEAUX FINAUX PRÉVUS. ACTUELLEMENT CES NIVEAUX SONT EN MOYENNE 1 m. PLUS HAUT EN RAISON DES CONDITIONS DANS LESQUELLES LES TRAVAUX ONT ÉTÉ EFFECTUÉS.

LEGENDE

1. TILL DIGUE H
2. SABLE ET GRAVIER TOUT VENANT
2A. SABLE AUTOUR DES MEMBRANES
5A. RESIDUS EXISTANTS
5B. REMBLAI DE RESIDUS

| No | DESSINS DE REFERENCE | No |
|---|---|---|
| FIG-M6087-14 | OUVRAGE DIGUE D1, D2, E ET CANAL DE DERIVATION | |
| | CARTE DES SURFACES DE ROUYN (32 D/3) | |
| FIG-M6087-15 | PLAN ORIGINAL | |
| FIG-M6652-1 | CONTOURS DES RESIDUS EXISTANTS | |
| FIG-M6652-6-3 | LIMITE DES RESIDUS EXISTANT | |

| No | AA-MM-JJ DATE | REVISIONS | PAR | APPR. |
|---|---|---|---|---|
| 2 | 10-01-08 | TEL QUE CONSTRUIT | J.S. | G.B. |
| 1 | 08-09-18 | EMIS POUR CONSTRUCTION | S.H. | J.L. |
| 0 | 08-03-25 | EMIS POUR CONSTRUCTION | S.H. | J.L. |
| S3 | 07-05-03 | EMIS POUR SOUMISSION | S.H. | J.L. |
| S2 | 07-04-02 | EMIS POUR SOUMISSION | S.H. | J.L. |
| S1 | 07-03-30 | EMIS POUR SOUMISSION | S.H. | J.L. |

CAHIER DES CHARGES
DOSSIER

SNC·LAVALIN Mines et métallurgie — Certifié ISO 9001
5500, boul. des Galeries, bur. 200, Québec (Québec), Canada G2K 2E2

JOURNEAUX, BÉDARD & assoc. inc.

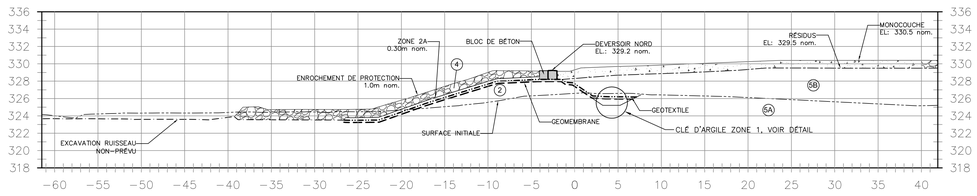
Ressources naturelles et Faune Québec

| ÉCHELLE | TELLE QU'INDIQUÉE | DATE AA-MM-JJ |
|---|---|---|
| SIGNATURES | | |
| PROJETÉ PAR : | S. CHERRIER | 09-10-27 |
| DESSINÉ PAR : | J. SIMARD | 09-10-27 |
| VÉRIFIÉ PAR : | G. BURCKHARDT | 10-01-08 |
| APPROUVÉ PAR : | R. MAURICE | 10-01-08 |

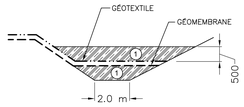
PLAN DE RESTAURATION
DU SITE MINIER ALDERMAC
PARC A RESIDUS
DIGUE "E" EST
VUE EN PLAN – COUPES TYPES

CLASSEUR No S1916 | DESSIN No 103A_TQC | REV. 2

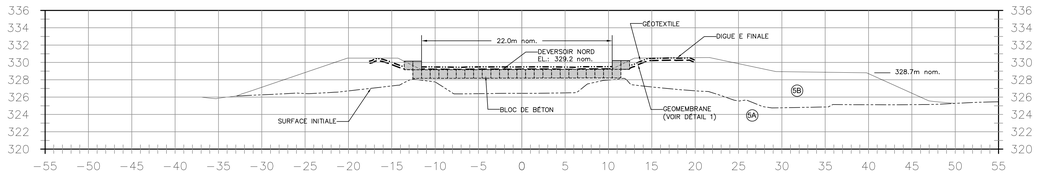
DESSIN No 104A_TQC REV 3



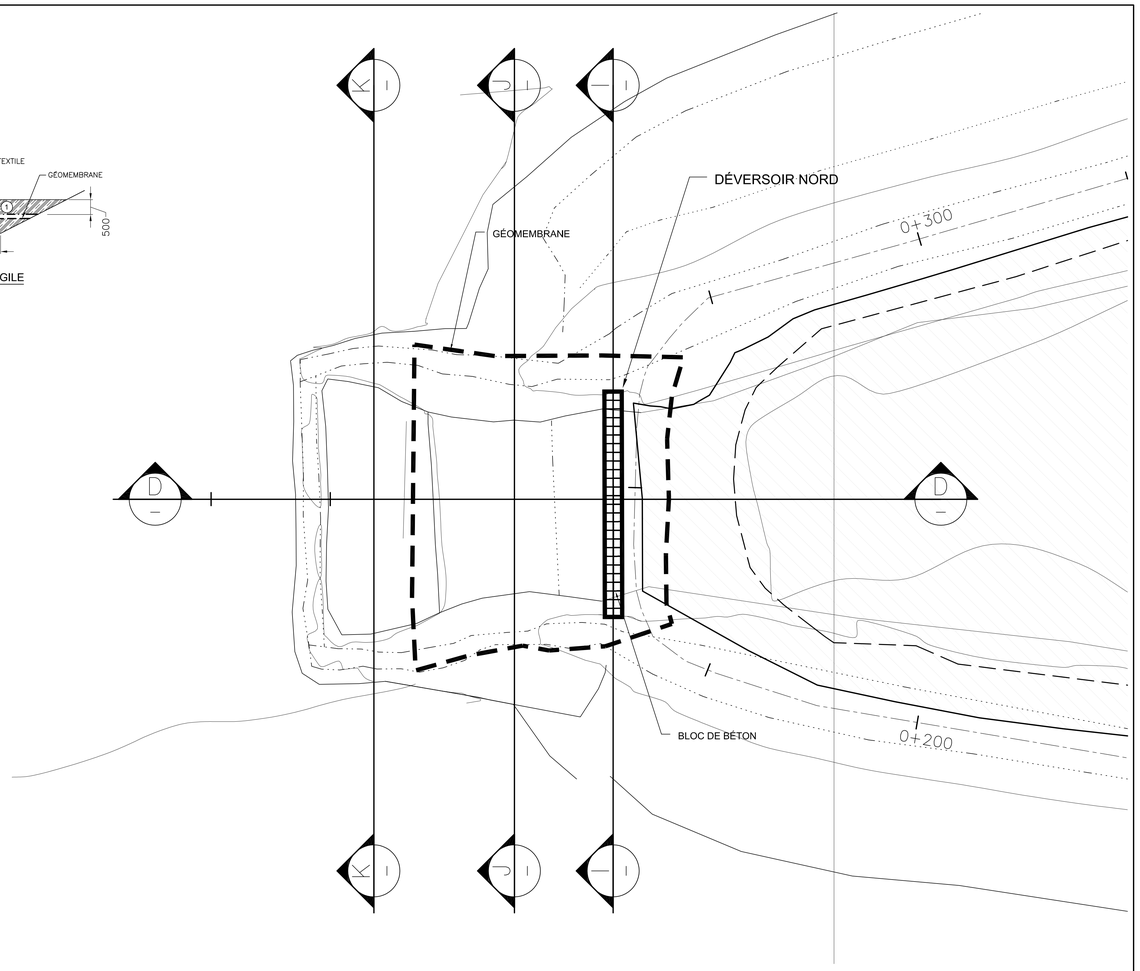

## COUPE D-D
ÉCHELLE: 1:250



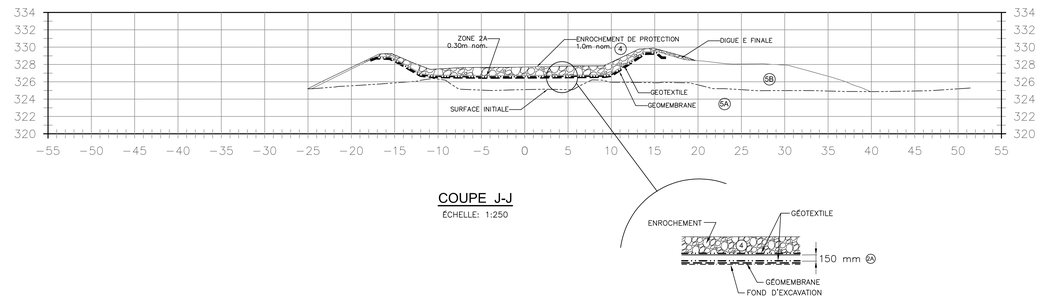

## CLÉ D'ARGILE



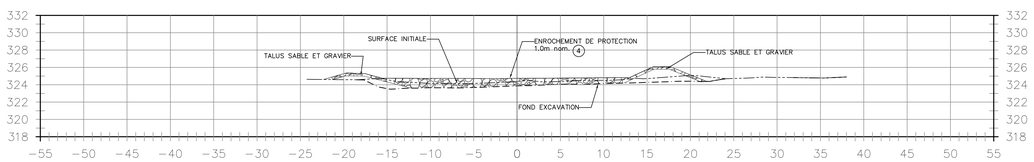

## COUPE I-I
ÉCHELLE: 1:250



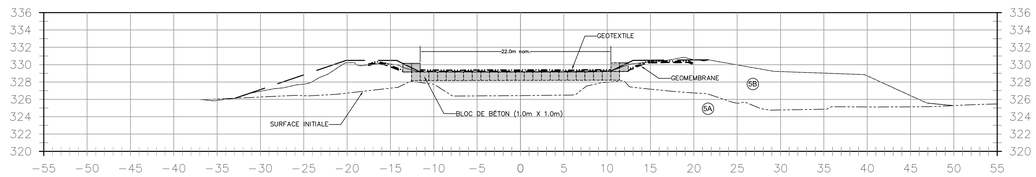

## VUE EN PLAN
ÉCHELLE: 1:250




## COUPE J-J
ÉCHELLE: 1:250




## COUPE K-K
ÉCHELLE: 1:250




## DÉTAIL 1 GÉOMEMBRANE
ÉCHELLE: 1:250

## NOTES:

1. LA TOPOGRAPHIE EST EN RÉFÉRENCE AUX RELEVÉS D'ARPENTAGE EFFECTUÉS PENDANT LA PÉRIODE DES TRAVAUX AINSI QU'À LA CARTE 32D03-030-5173 (LAC MACKAY, 1:30000) TIRÉE DES PHOTOGRAPHIES AÉRIENNES DE 1980.
2. LA TOPOGRAPHIE CORRESPOND AUX RELEVÉS EFFECTUÉS PENDANT LA DURÉE DES TRAVAUX.
3. LES COORDONNEES SONT EN REFERENCE AU SYSTÈME S.CO.P.Q. NAD 83.

## LEGENDE

1. ARGILE
2. SABLE ET GRAVIER TOUT VENANT
2A. SABLE AUTOUR DES MEMBRANES
4. ENROCHEMENT 150mm + 1000mm
5A. RESIDUS EXISTANTS
5B. REMBLAI DE RESIDUS

| No | DESSINS DE REFERENCE | No |
|---|---|---|
| | | |
| | | |
| | | |
| | CARTE DES SURFACES DE ROUYN (32 D/3) | |
| FIG-M6087-15 | PLAN ORIGINAL | |
| FIG-M6652-1 | CONTOURS DES RESIDUS EXISTANTS | |
| FIG-M6652-6-3 | LIMITE DES RESIDUS EXISTANT | |

| No | AA-MM-JJ DATE | REVISIONS | PAR | APPR. |
|---|---|---|---|---|
| | | | | |
| | | | | |
| | | | | |
| | | | | |
| | | | | |
| | | | | |
| | | | | |

| No | AA-MM-JJ DATE | REVISIONS | PAR | APPR. |
|---|---|---|---|---|
| 3 | 10-01-08 | TEL QUE CONSTRUIT | J.S. | G.B. |
| 2 | 08-12-05 | EMIS POR CONSTRUCTION | A.D. | S.N. |
| 1 | 08-09-18 | EMIS POUR CONSTRUCTION | S.H. | J.L. |
| 0 | 08-03-25 | EMIS POUR CONSTRUCTION | S.H. | J.L. |
| S3 | 07-05-03 | EMIS POUR SOUMISSION | S.H. | J.L. |
| S2 | 07-04-02 | EMIS POUR SOUMISSION | S.H. | J.L. |
| S1 | 07-03-30 | EMIS POUR SOUMISSION | S.H. | J.L. |

CAHIER DES CHARGES

DOSSIER


JOURNEAUX, BÉDARD & assoc. inc.

SNC·LAVALIN Mines et métallurgie — CHARGÉ ISO 9001
5500, boul. des Galeries, bur. 200, Québec (Québec), Canada G2K 2E2

Ressources naturelles et Faune Québec

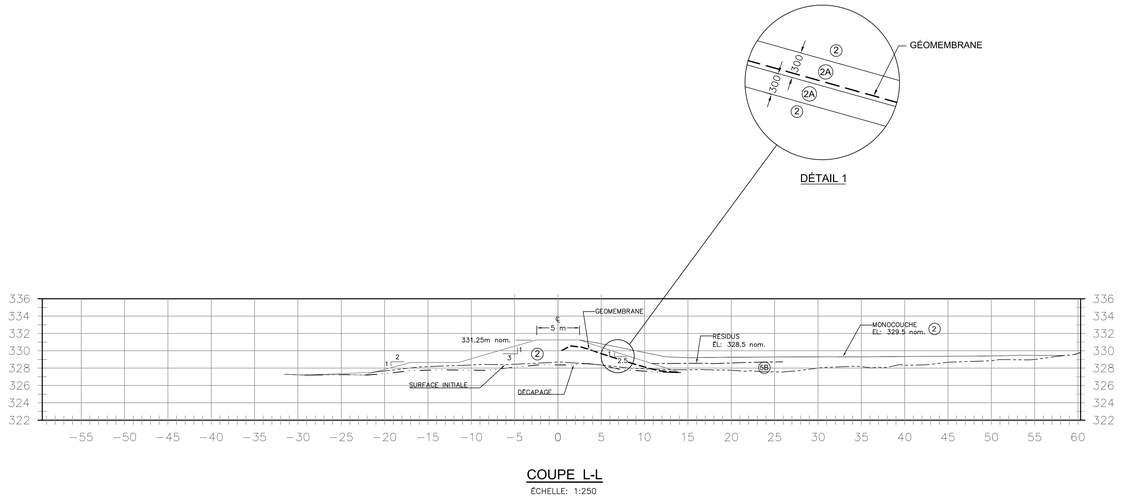

| | | DATE AA-MM-JJ |
|---|---|---|
| ECHELLE | TELLE QU'INDIQUEE | |
| SIGNATURES | | |
| PROJETE PAR : | S. CHERRIER | 09-10-27 |
| DESSINE PAR : | J. SIMARD | 09-10-27 |
| VERIFIE PAR : | G. BURCKHARDT | 10-01-08 |
| APPROUVE PAR : | R. MAURICE | 10-01-08 |

PLAN DE RESTAURATION
DU SITE MINIER ALDERMAC
PARC A RESIDUS

VUE EN PLAN – COUPES
DEVERSOIR NORD

| CLASSEUR No | DESSIN No | REV. |
|---|---|---|
| S1916 | 104A_TQC | 3 |

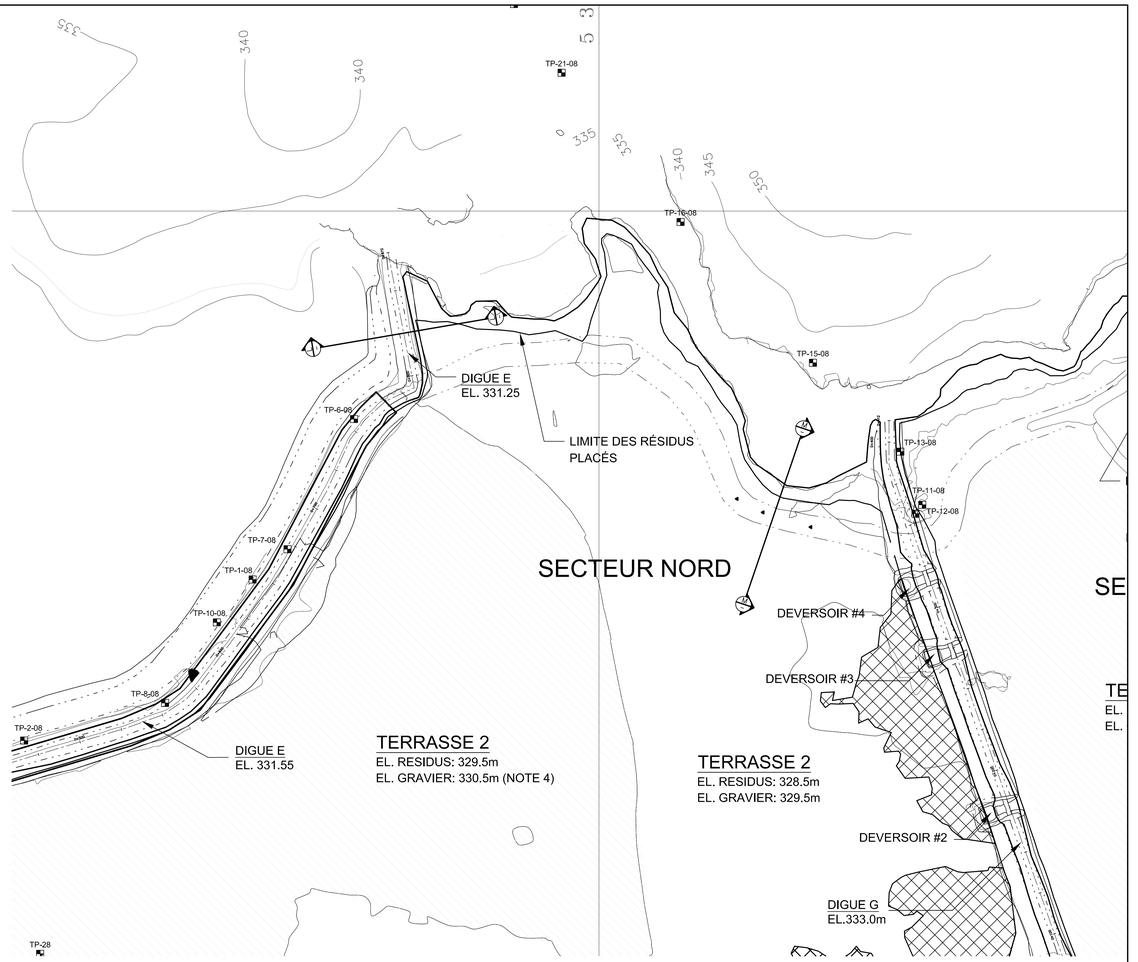
DESSIN No 105A_TQC
REV. 2



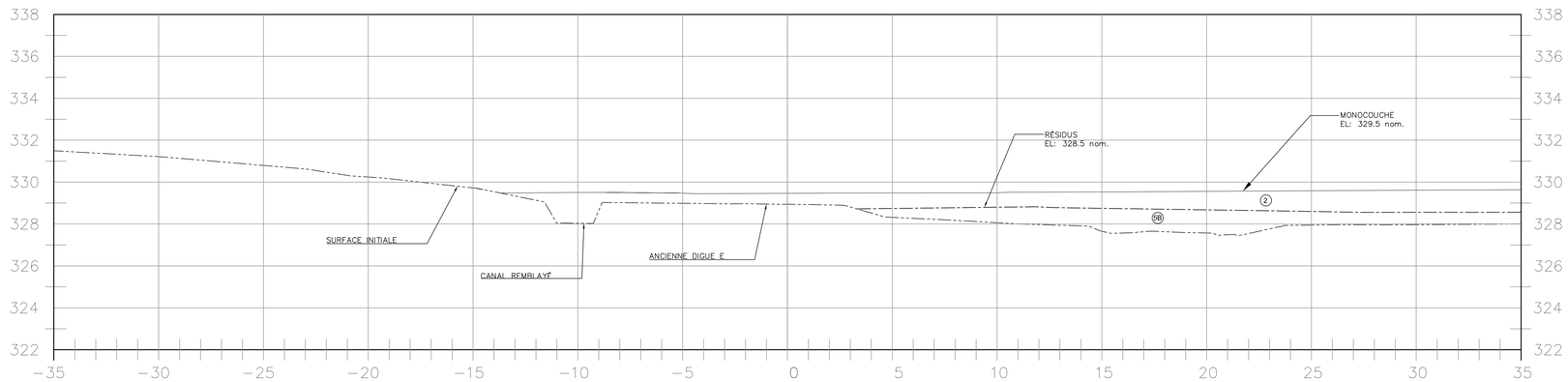

COUPE L-L
ÉCHELLE: 1:250

LEGENDE

1. ARGILE
2. SABLE ET GRAVIER TOUT VENANT
2A. SABLE AUTOUR DES MEMBRANES
4. ENROCHEMENT 150mm - 1000mm
5A. RESIDUS EXISTANTS
5B. REMBLAI DE RESIDUS




VUE EN PLAN
ÉCHELLE: 1:1250




COUPE M-M
ÉCHELLE: 1:100

## NOTES:

1. LA TOPOGRAPHIE EST EN RÉFÉRENCE AUX RELEVÉS D'ARPENTAGE EFFECTUÉS PENDANT LA PÉRIODE DES TRAVAUX AINSI QU'À LA CARTE 32D03-030-5173 (LAC MACKAY, 1:30000) TIRÉE DES PHOTOGRAPHIES AÉRIENNES DE 1980.
2. LA TOPOGRAPHIE CORRESPOND AUX RELEVÉS EFFECTUÉS PENDANT LA DURÉS DES TRAVAUX.
3. LES COORDONNEES SONT EN REFERENCE AU SYSTÈME S.CO.P.Q. NAD 83.
4. LES NIVEAUX INDIQUÉS À LA TERRASSE 2, NE CORRESPONDENT PAS AUX NIVEAUX FINAUX PRÉVUS. ACTUELLEMENT CES NIVEAUX SONT EN MOYENNE 1 m. PLUS HAUT, EN RAISON DES CONDITIONS DANS LESQUELLES LES TRAVAUX ONT ÉTÉ EFFECTUÉS.

| No | DESSINS DE REFERENCE | No |
|---|---|---|
| | | |
| | CARTE DES SURFACES DE ROUYN (32 D/3) | |
| FIG-M6087-15 | PLAN ORIGINAL | |
| FIG-M6652-1 | CONTOURS DES RESIDUS EXISTANTS | |
| FIG-M6652-6-3 | LIMITE DES RESIDUS EXISTANT | |

| No | AA-MM-JJ DATE | REVISIONS | PAR | APPR. |
|---|---|---|---|---|
| | | | | |
| | | | | |
| | | | | |
| | | | | |
| | | | | |
| | | | | |

| No | AA-MM-JJ DATE | REVISIONS | PAR | APPR. |
|---|---|---|---|---|
| 2 | 10-01-08 | TEL QUE CONSTRUIT | S.H. | G.B. |
| 1 | 08-09-18 | EMIS POUR CONSTRUCTION | S.H. | J.L. |
| 0 | 08-03-25 | EMIS POUR CONSTRUCTION | S.H. | J.L. |
| S3 | 07-05-03 | EMIS POUR SOUMISSION | S.H. | J.L. |
| S2 | 07-04-02 | EMIS POUR SOUMISSION | S.H. | J.L. |
| S1 | 07-03-30 | EMIS POUR SOUMISSION | S.H. | J.L. |

CAHIER DES CHARGES

DOSSIER

SNC·LAVALIN
Mines et métallurgie
5500, boul. des Galeries, bur. 200, Québec (Québec), Canada G2K 2E2
Certifié ISO 9001

JB JOURNEAUX, BÉDARD & assoc. inc.

Ressources naturelles et Faune
Québec

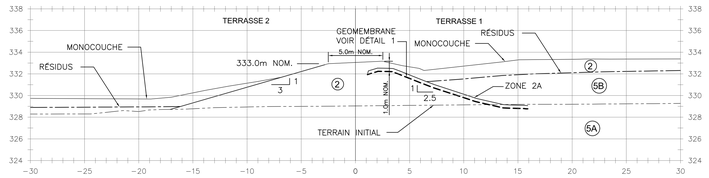
| | |
|---|---|
| ÉCHELLE | TELLE QU'INDIQUÉE |
| DATE AA-MM-JJ | |
| SIGNATURES | |
| PROJETÉ PAR : | S. CHERRIER 09-10-27 |
| DESSINÉ PAR : | J. SIMARD 09-10-27 |
| VÉRIFIÉ PAR : | G. BURCKHARDT 10-01-08 |
| APPROUVÉ PAR : | R. MAURICE 10-01-08 |

PLAN DE RESTAURATION
DU SITE MINIER ALDERMAC
PARC A RESIDUS

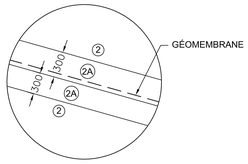
DIGUE "E" EST
VUE EN PLAN – COUPE

| CLASSEUR No | DESSIN No | REV. |
|---|---|---|
| S1916 | 105A_TQC | 2 |

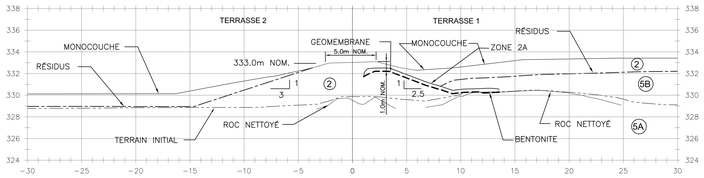
DESSIN No 106A_TQC
REV 3



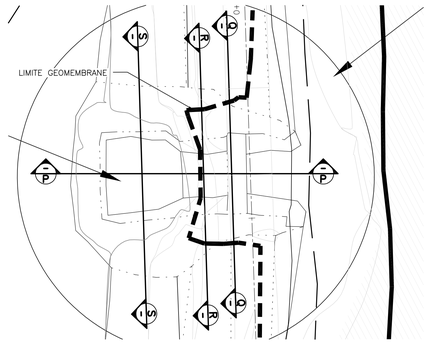

## COUPE N–N
ÉCHELLE: 1:200



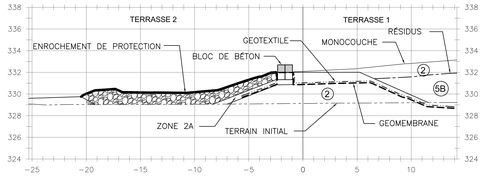

DÉTAIL 1




## COUPE O–O
ÉCHELLE: 1:200



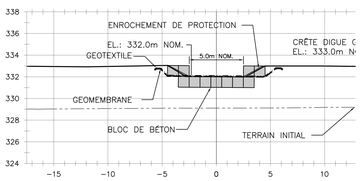

## DÉTAIL 2
ÉCHELLE: 1:1000



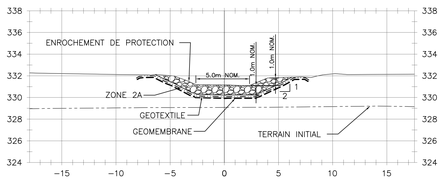

## COUPE P–P
ÉCHELLE: 1:200



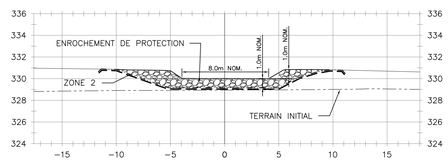

## VUE EN PLAN
ÉCHELLE: 1:1000




## COUPE Q–Q
ÉCHELLE: 1:200




## COUPE R–R
ÉCHELLE: 1:200




## COUPE S–S
ÉCHELLE: 1:200

## LEGENDE

- (2) SABLE ET GRAVIER TOUT VENANT
- (2A) SABLE AUTOUR DES MEMBRANES
- (4) ENROCHEMENT 150mm - 1000mm
- (5A) RESIDUS EXISTANTS
- (5B) REMBLAI DE RESIDUS

## NOTES:

1. LA TOPOGRAPHIE EST EN RÉFÉRENCE AUX RELEVÉS D'ARPENTAGE EFFECTUÉS PENDANT LA PÉRIODE DES TRAVAUX AINSI QU'À LA CARTE 32D03–030–5173 (LAC MACKAY, 1:30000) TIRÉE DES PHOTOGRAPHIES AÉRIENNES DE 1980.
2. LA TOPOGRAPHIE CORRESPOND AUX RELEVÉS EFFECTUÉS PENDANT LA DURÉE DES TRAVAUX.
3. LES COORDONNEES SONT EN REFERENCE AU SYSTÈME S.CO.P.Q. NAD 83.

| No | DESSINS DE REFERENCE |
|---|---|
| | CARTE DES SURFACES DE ROUYN (32 D/3) |
| FIG–M6087–15 | PLAN ORIGINAL |
| FIG–M6652–1 | CONTOURS DES RESIDUS EXISTANTS |
| FIG–M6652–6–3 | LIMITE DES RESIDUS EXISTANT |

| No | AA–MM–JJ DATE | REVISIONS | PAR | APPR. |
|---|---|---|---|---|
| 2 | 10–01–08 | TEL QUE CONSTRUIT | J.S. | G.B. |
| 2 | 08–12–05 | EMIS POUR CONSTRUCTION | A.D. | S.N. |
| 1 | 08–09–18 | EMIS POUR CONSTRUCTION | S.H. | J.L. |
| 0 | 08–03–25 | EMIS POUR CONSTRUCTION | S.H. | J.L. |
| S3 | 07–05–03 | EMIS POUR SOUMISSION | S.H. | J.L. |
| S2 | 07–04–02 | EMIS POUR SOUMISSION | S.H. | J.L. |
| S1 | 07–03–30 | EMIS POUR SOUMISSION | S.H. | J.L. |

CAHIER DES CHARGES

DOSSIER

JOURNEAUX, BÉDARD & assoc. inc.

SNC·LAVALIN Mines et métallurgie — Certifié ISO 9001
5500, boul. des Galeries, bur. 200, Québec (Québec), Canada G2K 2E2

Ressources naturelles et Faune — Québec

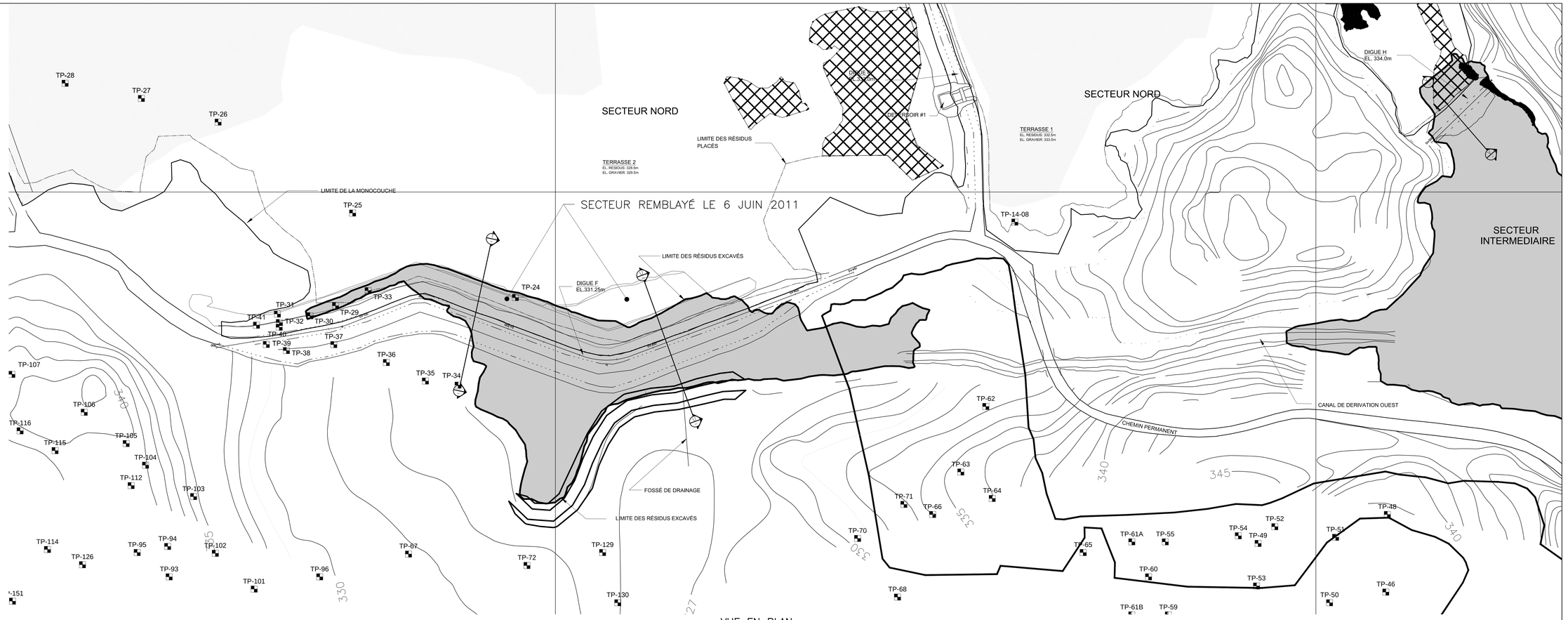
| | |
|---|---|
| ÉCHELLE | TELLE QU'INDIQUÉE |
| DATE AA–MM–JJ | 10–01–08 |
| SIGNATURES | |
| PROJETÉ PAR : | S. CHERRIER 09–10–27 |
| DESSINÉ PAR : | J. SIMARD 09–10–27 |
| VÉRIFIÉ PAR : | G. BURCKHARDT 10–01–08 |
| APPROUVÉ PAR : | R. MAURICE 10–01–08 |

PLAN DE RESTAURATION
DU SITE MINIER ALDERMAC
PARC A RESIDUS

VUE EN PLAN – COUPES
DIGUE G ET DEVERSOIRS

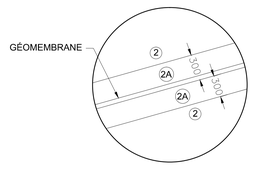
CLASSEUR No S1916 | DESSIN No 106A_TQC | REV. 3

REV. 3 | DESSIN No. 107A_TQC

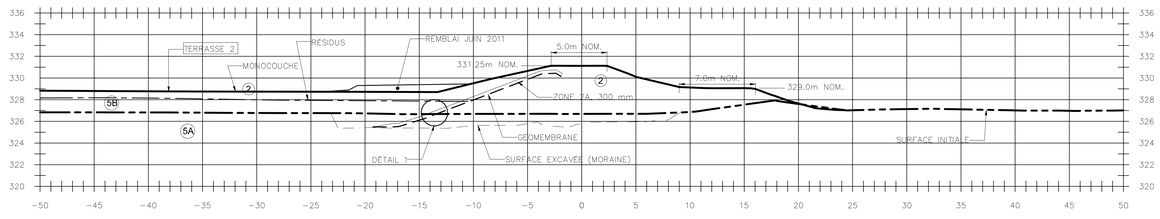



## VUE EN PLAN

ÉCHELLE: 1:1000

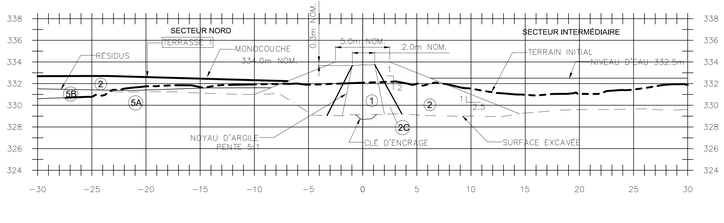



DÉTAIL 1



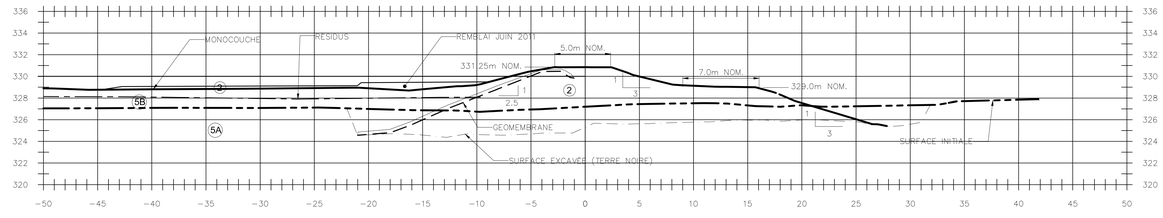

## COUPE T–T

ÉCHELLE: 1:1000




## COUPE V–V

ÉCHELLE: 1:1000




## COUPE U–U

ÉCHELLE: 1:1000

## NOTES:

1. LA TOPOGRAPHIE EST EN RÉFÉRENCE AUX RELEVÉS D'ARPENTAGE EFFECTUÉS PENDANT LA PÉRIODE DES TRAVAUX AINSI QU'À LA CARTE 32D03-030-5173 (LAC MACKAY, 1:30000) TIRÉE DES PHOTOGRAPHIES AÉRIENNES DE 1980.
2. LA TOPOGRAPHIE CORRESPOND AUX RELEVÉS EFFECTUÉS PENDANT LA DURÉE DES TRAVAUX.
3. LES COORDONNEES SONT EN REFERENCE AU SYSTÈME S.CO.P.Q. NAD 83.

## LEGENDE

- (1) TILL IMPERMEABLE OU ARGILE DIGUE H
- (2) SABLE ET GRAVIER TOUT VENANT
- (2A) SABLE AUTOUR DES MEMBRANES
- (4) ENROCHEMENT 150mm - 1000mm
- (5A) RESIDUS EXISTANTS
- (5B) REMBLAI DE RESIDUS
- ZONE DE RESIDUS A NETTOYER ET DECAPER 0.3m SOUS LES RESIDUS (PLACER SUR LA TERRASSE 2)
- LIMITE DES RESIDUS ET DE NETTOYAGE

SNC·LAVALIN Mines et métallurgie — Certifié ISO 9001
5500, boul. des Galeries, bur. 200, Québec (Québec), Canada G2K 2E2

JB JOURNEAUX, BÉDARD s.encoc.inc.

Ressources naturelles et Faune Québec

| No | DESSINS DE REFERENCE | No |
|---|---|---|
| | CARTE DES SURFACES DE ROUYN (32 D/3) | |
| FIG-M6087-15 | PLAN ORIGINAL | |
| FIG-M6652-1 | CONTOURS DES RESIDUS EXISTANTS | |
| FIG-M6652-6-3 | LIMITE DES RESIDUS EXISTANT | |

| No | AA-MM-JJ DATE | REVISIONS | PAR | APPR. |
|---|---|---|---|---|
| 3 | 10-01-08 | TEL QUE CONSTRUIT | | |
| 2 | 08-12-01 | EMIS POUR CONSTRUCTION | J.S. | G.B. |
| 1 | 08-09-18 | EMIS POUR CONSTRUCTION | S.H. | J.L. |
| 0 | 08-03-25 | EMIS POUR CONSTRUCTION | S.H. | J.L. |
| S3 | 07-05-03 | EMIS POUR SOUMISSION | S.H. | J.L. |
| S2 | 07-04-02 | EMIS POUR SOUMISSION | S.H. | J.L. |
| S1 | 07-03-30 | EMIS POUR SOUMISSION | S.H. | J.L. |

CAHIER DES CHARGES

DOSSIER

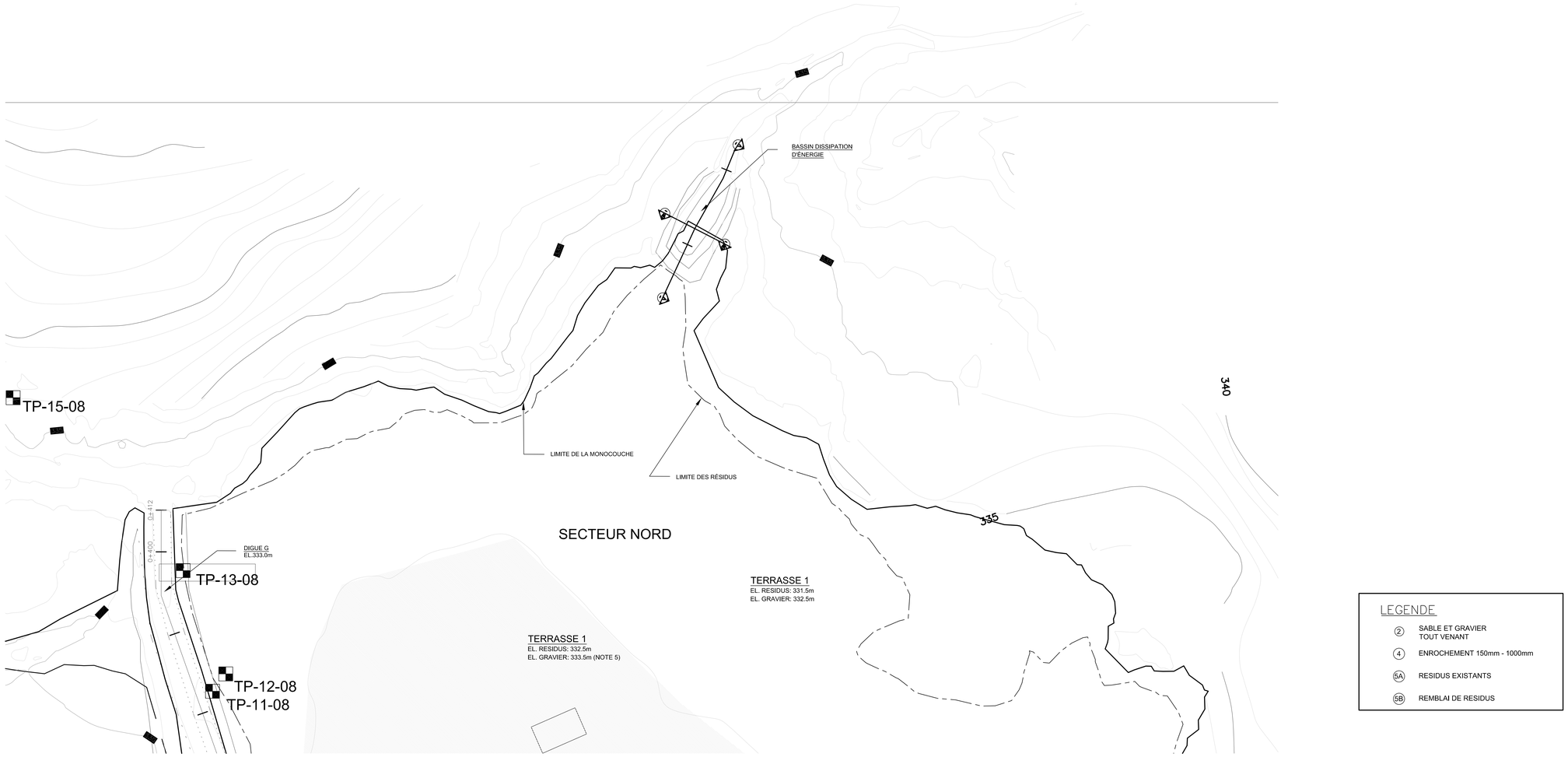
| | |
|---|---|
| ECHELLE | TELLE QU'INDIQUEE |
| DATE AA-MM-JJ | |
| SIGNATURES | |
| PROJETE PAR : | S. CHERRIER 09-10-27 |
| DESSINE PAR : | J. SIMARD 09-10-27 |
| VERIFIE PAR : | G. BURCKHARDT 10-01-08 |
| APPROUVÉ PAR : | R. MAURICE 10-01-08 |

PLAN DE RESTAURATION
DU SITE MINIER ALDERMAC
PARC A RESIDUS

DIGUE H ET F
VUE EN PLAN – COUPES

| CLASSEUR No | DESSIN No | REV. |
|---|---|---|
| S1916 | 107A_TQC | 3 |

DESSIN No 108A_TQC
REV. 3

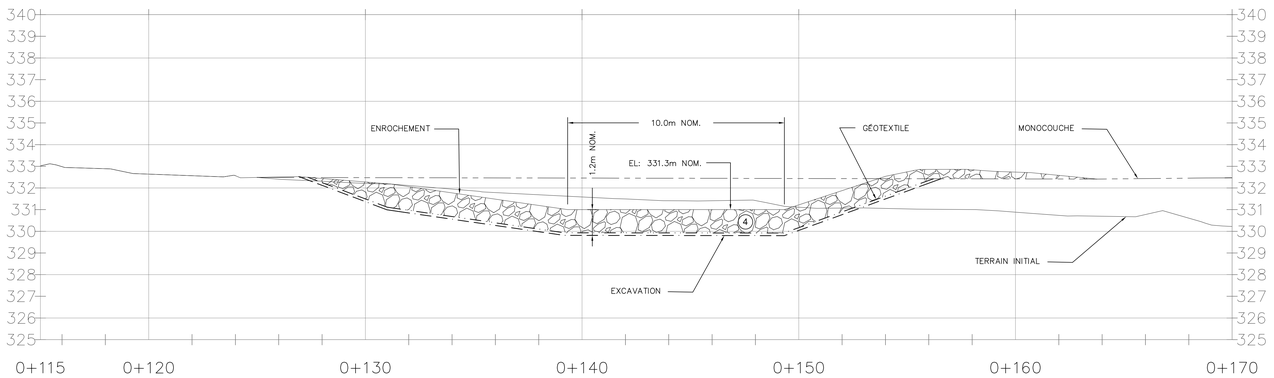



VUE EN PLAN

ÉCHELLE: 1:500

LEGENDE

- ② SABLE ET GRAVIER TOUT VENANT
- ④ ENROCHEMENT 150mm - 1000mm
- ⑤A RESIDUS EXISTANTS
- ⑤B REMBLAI DE RESIDUS

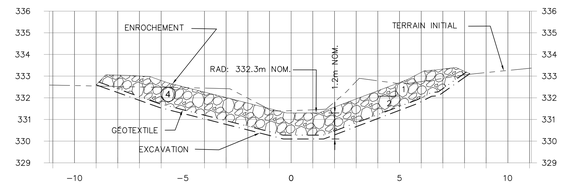



COUPE V–V

ÉCHELLE: 1:200

## NOTES:

1. LA TOPOGRAPHIE EST EN RÉFÉRENCE AUX RELEVÉS D'ARPENTAGE EFFECTUÉS PENDANT LA PÉRIODE DES TRAVAUX AINSI QU'À LA CARTE 32D03–030–5173 (LAC MACKAY, 1:30000) TIRÉE DES PHOTOGRAPHIES AÉRIENNES DE 1980.
2. LA TOPOGRAPHIE CORRESPOND AUX RELEVÉS INITIAUX EFFECTUÉS AVANT LES TRAVAUX.
3. LES COORDONNEES SONT EN REFERENCE AU SYSTÈME S.C.O.P.Q. NAD 83.
4. LES TRANCHÉES D'EXPLORATION SONT LES TRANCHÉES EFFECTUÉES LORS DES TRAVAUX
5. LES NIVEAUX INDIQUÉS LA TERRASSE 2, NE CORRESPONDENT PAS AUX NIVEAUX FINAUX PRÉVUS. ACTUELLEMENT CES NIVEAUX SONT EN MOYENNE 1 M. PLUS HAUT, EN RAISON DES CONDITIONS DANS LESQUELLES LES TRAVAUX ONT ÉTÉ EFFECTUÉS.




COUPE W–W

ÉCHELLE: 1:200

| No | DESSINS DE REFERENCE |
|---|---|
| | CARTE DES SURFACES DE ROUYN (32 D/3) |
| FIG–M6087–15 | PLAN ORIGINAL |
| FIG–M6652–1 | CONTOURS DES RESIDUS EXISTANTS |
| FIG–M6652–6–3 | LIMITE DES RESIDUS EXISTANT |

| No | AA–MM–JJ DATE | REVISIONS | PAR | APPR. |
|---|---|---|---|---|
| 3 | 10–01–08 | TEL QUE CONSTRUIT | J.S. | G.B. |
| 2 | 09–03–19 | EMIS POUR CONSTRUCTION | A.D. | N.S. |
| 1 | 08–09–18 | EMIS POUR CONSTRUCTION | S.H. | J.L. |
| 0 | 08–03–25 | EMIS POUR CONSTRUCTION | S.H. | J.L. |
| S3 | 07–05–03 | EMIS POUR SOUMISSION | S.H. | J.L. |
| S2 | 07–04–02 | EMIS POUR SOUMISSION | S.H. | J.L. |
| S1 | 07–03–30 | EMIS POUR SOUMISSION | S.H. | J.L. |

CAHIER DES CHARGES

DOSSIER

JOURNEAUX, BÉDARD & assoc. inc.

SNC·LAVALIN Mines et métallurgie
5500, boul. des Galeries, bur. 200, Québec (Québec), Canada G2K 2E2
CERTIFIÉ ISO 9001

Ressources naturelles et Faune Québec

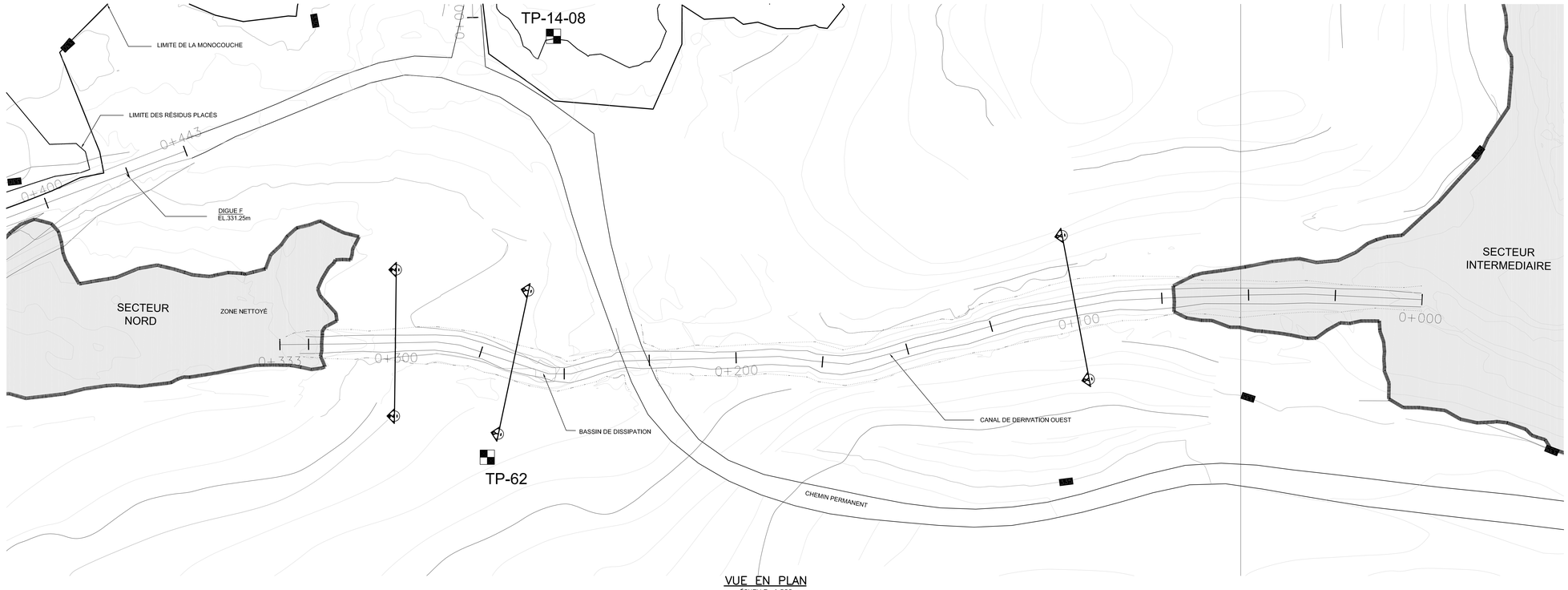
| | |
|---|---|
| ÉCHELLE | TELLE QU'INDIQUÉE |
| DATE AA–MM–JJ | |
| SIGNATURES | |
| PROJETÉ PAR : | S. CHERRIER 09–10–27 |
| DESSINÉ PAR : | J. SIMARD 09–10–27 |
| VÉRIFIÉ PAR : | G. BURCKHARDT 10–01–08 |
| APPROUVÉ PAR : | R. MAURICE 10–01–08 |

PLAN DE RESTAURATION
DU SITE MINIER ALDERMAC
PARC A RESIDUS

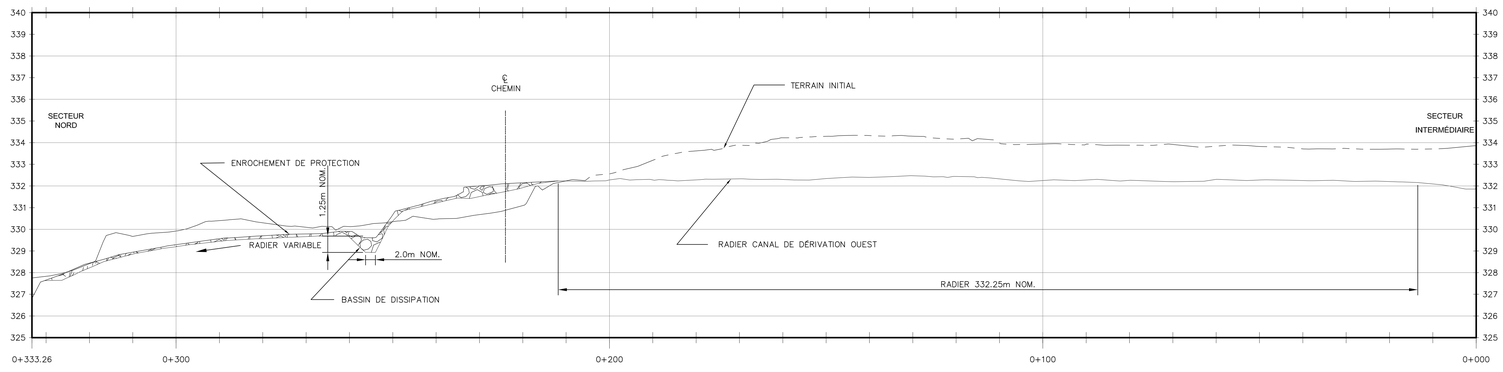
BASSIN DE DISSIPATION D'ÉNERGIE
VUE EN PLAN – COUPES

CLASSEUR No S1916 | DESSIN No 108A_TQC | REV. 3

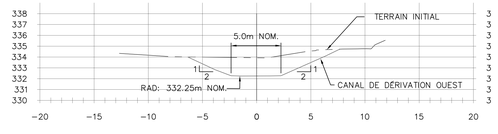
DESSIN No 109A_TQC
REV. 2



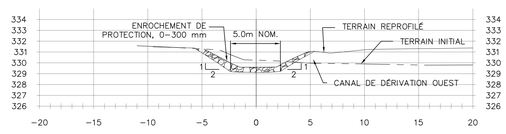

VUE EN PLAN
ÉCHELLE: 1:500



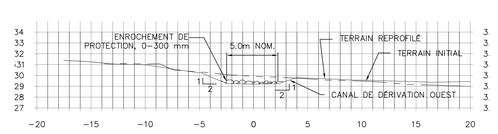

PROFIL LONGITUDINAL
ÉCHELLE HOR: 1:500
ÉCHELLE VER: 1:100




COUPE X–X
ÉCHELLE: 1:200




COUPE Y–Y
ÉCHELLE: 1:200




COUPE Z–Z
ÉCHELLE: 1:200

## NOTES:

1. LA TOPOGRAPHIE EST EN RÉFÉRENCE AUX RELEVÉS D'ARPENTAGE EFFECTUÉS PENDANT LA PÉRIODE DES TRAVAUX AINSI QU'À LA CARTE 32D03–030–5173 (LAC MACKAY, 1:30000) TIRÉE DES PHOTOGRAPHIES AÉRIENNES DE 1980.
2. LA TOPOGRAPHIE CORRESPOND AUX RELEVÉS INITIAUX EFFECTUÉS AVANT LES TRAVAUX.
3. LES COORDONNEES SONT EN REFERENCE AU SYSTÈME S.CO.P.Q. NAD 83.
4. LES TRANCHÉES D'EXPLORATION SONT LES TRANCHÉES EFFECTUÉES LORS DES TRAVAUX

| No | DESSINS DE REFERENCE | No |
|---|---|---|
| | | |
| FIGURE 2–5 | LIGNES D'EGALE EPAISSEUR DES RESIDUS (6833) | |
| | CARTE DES SURFACES DE ROUYN (32 D/3) | |
| FIG–M6087–15 | PLAN ORIGINAL | |
| FIG–M6652–1 | CONTOURS DES RESIDUS EXISTANTS | |
| FIG–M6652–6–3 | LIMITE DES RESIDUS EXISTANT | |

| No | AA–MM–JJ DATE | REVISIONS | PAR | APPR. |
|---|---|---|---|---|
| | | | | |

| No | AA–MM–JJ DATE | REVISIONS | PAR | APPR. |
|---|---|---|---|---|
| 2 | 10–01–08 | TEL QUE CONSTRUIT | J.S. | G.B. |
| 1 | 08–09–18 | EMIS POUR CONSTRUCTION | S.H. | J.L. |
| 0 | 08–03–25 | EMIS POUR CONSTRUCTION | S.H. | J.L. |
| S3 | 07–05–03 | EMIS POUR SOUMISSION | S.H. | J.L. |
| S2 | 07–04–02 | EMIS POUR SOUMISSION | S.H. | J.L. |
| S1 | 07–03–30 | EMIS POUR SOUMISSION | S.H. | J.L. |

CAHIER DES CHARGES

DOSSIER

SNC·LAVALIN Mines et métallurgie
Certifié ISO 9001
5500, boul. des Galeries, bur. 200, Québec (Québec), Canada G2K 2E2

JOURNEAUX, BÉDARD & assoc. inc.

Ressources naturelles et Faune Québec

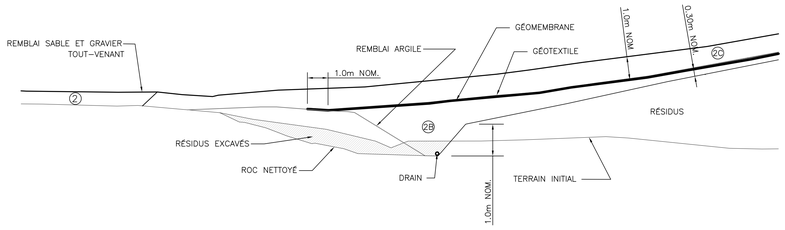
| | | DATE AA–MM–JJ |
|---|---|---|
| ECHELLE | TEL QU'INDIQUEE | |
| SIGNATURES | | |
| PROJETE PAR : | S. CHERRIER | 09–10–27 |
| DESSINE PAR : | J. SIMARD | 09–10–27 |
| VERIFIE PAR : | G. BURCKHARDT | 10–01–08 |
| APPROUVE PAR : | R. MAURICE | 10–01–08 |

PLAN DE RESTAURATION
DU SITE MINIER ALDERMAC
PARC A RESIDUS

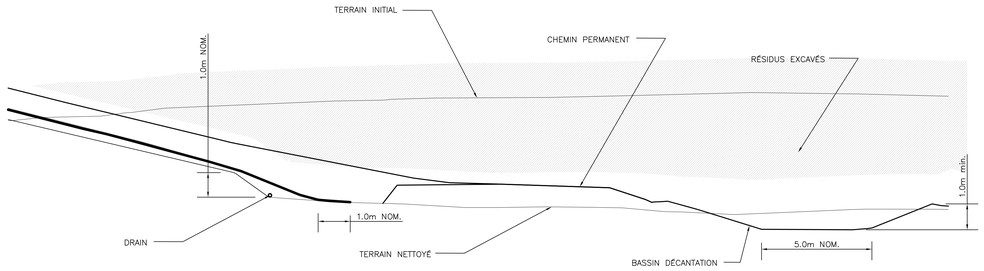
CANAL DE DÉRIVATION OUEST
VUE EN PLAN – SECTIONS

| CLASSEUR No | DESSIN No | REV. |
|---|---|---|
| S1916 | 109A_TQC | 2 |

DESSIN No 110A_TQC
REV 3



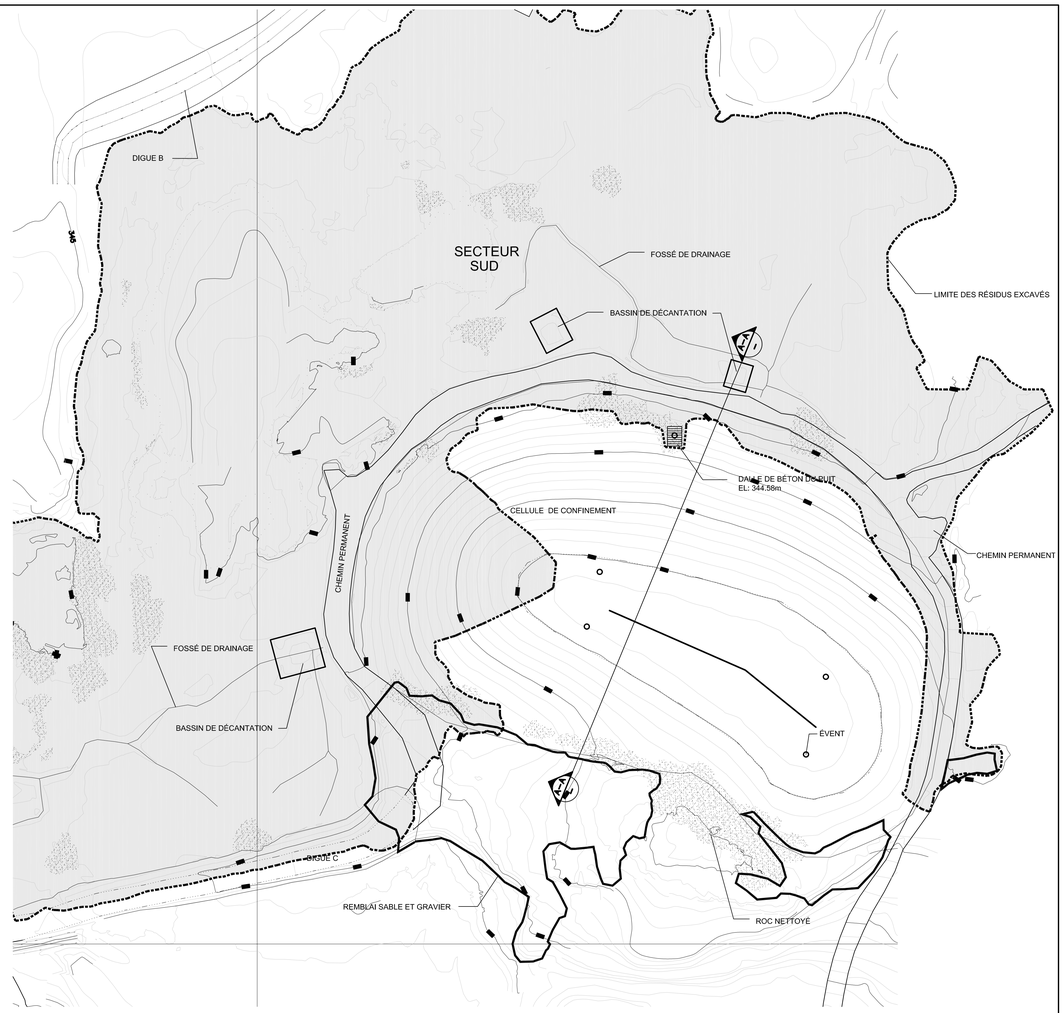

## DÉTAIL 3
ÉCHELLE: 1:100



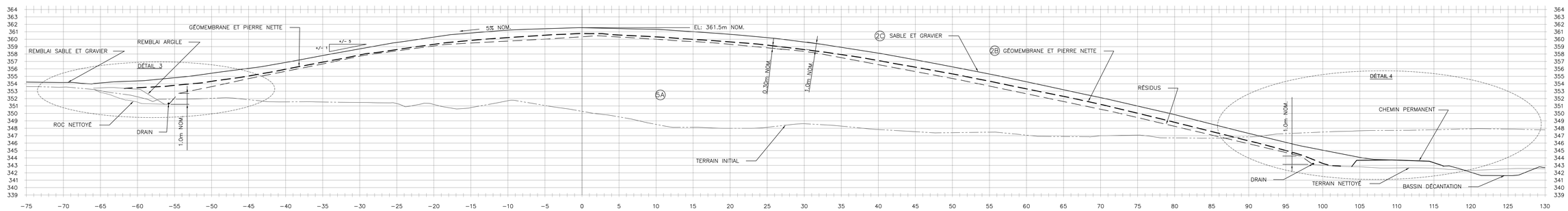

## DÉTAIL 4
ÉCHELLE: 1:100

## LEGENDE

- (2) SABLE ET GRAVIER TOUT VENANT
- (2A) SABLE AUTOUR DES MEMBRANES
- (2B) SABLE PENTE DE LA CELLULE
- (2C) SABLE ET GRAVIER SURFACE DE LA CELLULE (AU MOIN 60% SABLE)
- (4) ENROCHEMENT 150mm – 1000mm
- (5A) RESIDUS EXISTANTS
- (5B) REMBLAI DE RESIDUS




## VUE EN PLAN
ÉCHELLE: 1:1000




## COUPE AA–AA
ÉCHELLE: 1:200

## NOTES:

1. LA TOPOGRAPHIE EST EN RÉFÉRENCE AUX RELEVÉS D'ARPENTAGE EFFECTUÉS PENDANT LA PÉRIODE DES TRAVAUX AINSI QU'À LA CARTE 32D03–030–5173 (LAC MACKAY, 1:30000) TIRÉE DES PHOTOGRAPHIES AÉRIENNES DE 1980.
2. LA TOPOGRAPHIE CORRESPOND AUX RELEVÉS INITIAUX EFFECTUÉS AVANT LES TRAVAUX.
3. LES COORDONNEES SONT EN REFERENCE AU SYSTÈME S.CO.P.Q. NAD 83.
4. LES TRANCHÉES D'EXPLORATION SONT LES TRANCHÉES EFFECTUÉES LORS DES TRAVAUX

| No | DESSINS DE REFERENCE | No |
|---|---|---|
| | | |
| | | |
| | | |
| | CARTE DES SURFACES DE ROUYN (32 D/3) | |
| FIG–M6087–15 | PLAN ORIGINAL | |
| FIG–M6652–1 | CONTOURS DES RESIDUS EXISTANTS | |
| FIG–M6652–6–3 | LIMITE DES RESIDUS EXISTANT | |

| No | AA–MM–JJ DATE | REVISIONS | PAR | APPR. |
|---|---|---|---|---|

| No | AA–MM–JJ DATE | REVISIONS | PAR | APPR. |
|---|---|---|---|---|
| 3 | 10–01–08 | TEL QUE CONSTRUIT | J.S. | G.B. |
| 2 | 08–12–05 | EMIS POUR CONSTRUCTION | A.D. | N.S. |
| 1 | 08–09–18 | EMIS POUR CONSTRUCTION | S.H. | J.L. |
| 0 | 08–03–25 | EMIS POUR CONSTRUCTION | S.H. | J.L. |
| S3 | 07–05–03 | EMIS POUR SOUMISSION | S.H. | J.L. |
| S2 | 07–04–02 | EMIS POUR SOUMISSION | S.H. | J.L. |
| S1 | 07–03–30 | EMIS POUR SOUMISSION | S.H. | J.L. |

CAHIER DES CHARGES

DOSSIER

JOURNEAUX, BÉDARD & ASSOC. INC.

SNC·LAVALIN Mines et métallurgie — Certifié ISO 9001
5500, boul. des Galeries, bur. 200, Québec (Québec), Canada G2K 2E2

Ressources naturelles et Faune Québec

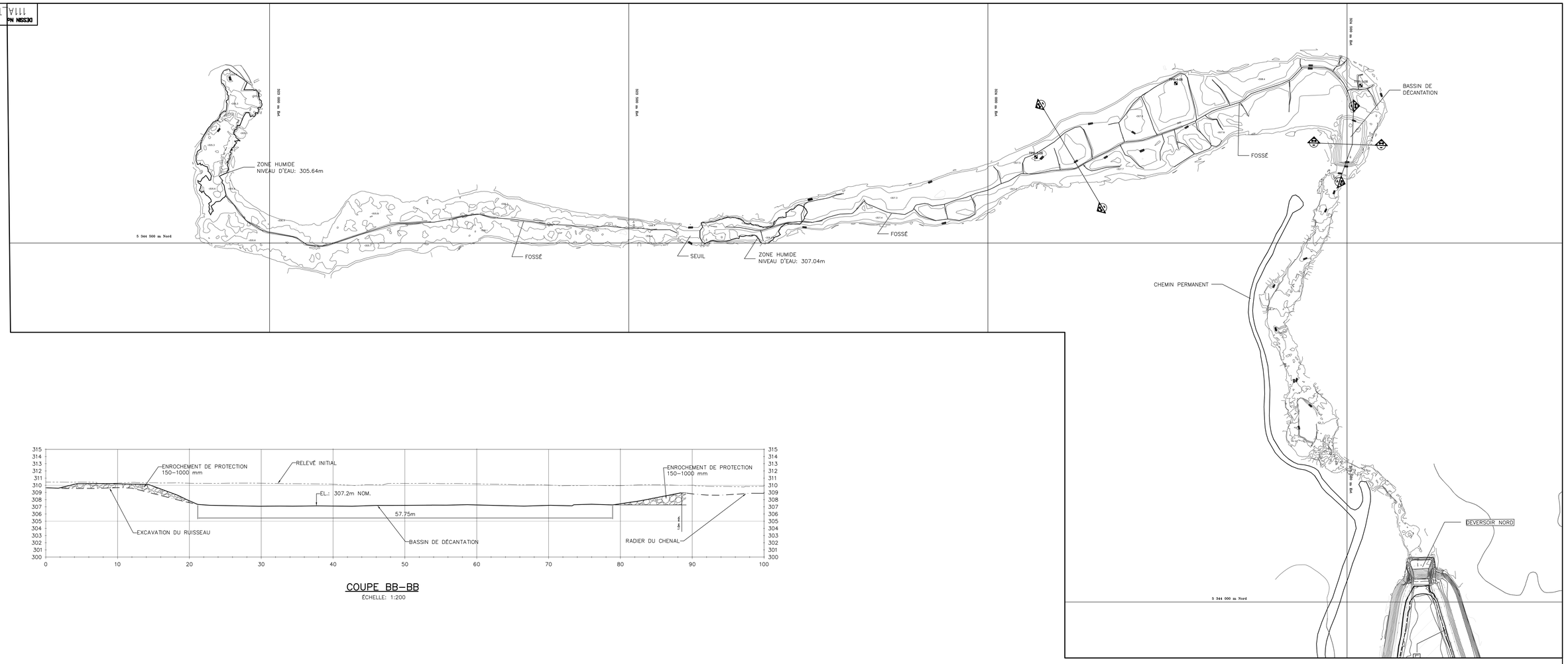
| | ÉCHELLE | TELLE QU'INDIQUÉE | DATE AA–MM–JJ |
|---|---|---|---|
| | SIGNATURES | | |
| PROJETÉ PAR : | S. CHERRIER | | 09–10–27 |
| DESSINÉ PAR : | J. SIMARD | | 09–10–27 |
| VÉRIFIÉ PAR : | G. BURCKHARDT | | 10–01–08 |
| APPROUVÉ PAR : | R. MAURICE | | 10–01–08 |

PLAN DE RESTAURATION
DU SITE MINIER ALDERMAC
PARC A RESIDUS

CELLULE DE CONFINEMENT
VUE EN PLAN, COUPE ET DÉTAILS

| CLASSEUR No | DESSIN No | REV. |
|---|---|---|
| S1916 | 110A_TQC | 3 |

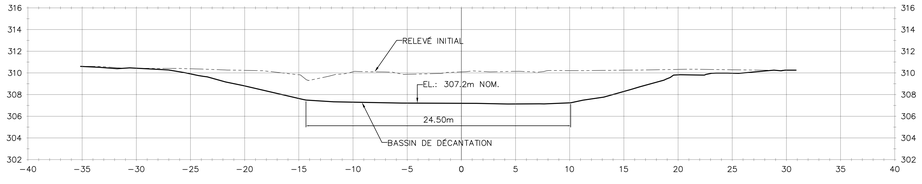
DESSIN No 111A_TQC REV. 2



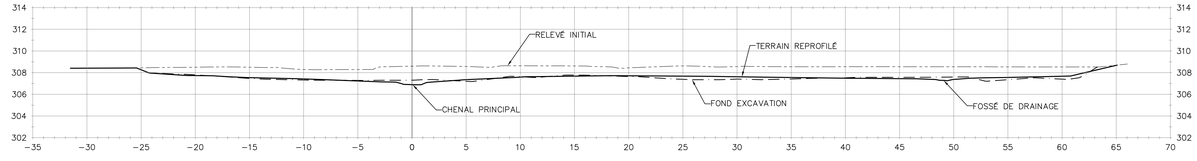

VUE EN PLAN
ÉCHELLE: 1:2000




COUPE BB–BB
ÉCHELLE: 1:200




COUPE CC–CC
ÉCHELLE: 1:200




COUPE DD–DD
ÉCHELLE: 1:200

## NOTES:

1. LA TOPOGRAPHIE EST EN RÉFÉRENCE AUX RELEVÉS D'ARPENTAGE EFFECTUÉS PENDANT LA PÉRIODE DES TRAVAUX AINSI QU'À LA CARTE 32D03–030–5173 (LAC MACKAY, 1:30000) TIRÉE DES PHOTOGRAPHIES AÉRIENNES DE 1980.
2. LA TOPOGRAPHIE CORRESPOND AUX RELEVÉS EFFECTUÉS PENDANT LA DURÉE DES TRAVAUX.
3. LES COORDONNEES SONT EN REFERENCE AU SYSTÈME S.CO.P.Q. NAD 83.

| No | DESSINS DE REFERENCE |
|---|---|
| | |
| | |
| | CARTE DES SURFACES DE ROUYN (32 D/3) |
| FIG–M6087–15 | PLAN ORIGINAL |
| FIG–M6652–2–5 | TOPOGRAPHIE |
| FIG–M6833–4–4 | LIMITE DES RESIDUS EXISTANT ET SONDAGE |

| No | AA–MM–JJ DATE | REVISIONS | PAR | APPR. |
|---|---|---|---|---|
| 2 | 10–01–08 | TEL QUE CONSTRUIT | J.S. | G.B. |
| 1 | 08–09–18 | EMIS POUR CONSTRUCTION | S.H. | J.L. |
| 0 | 08–03–25 | EMIS POUR CONSTRUCTION | S.H. | J.L. |
| S3 | 07–05–03 | EMIS POUR SOUMISSION | S.H. | J.L. |
| S2 | 07–04–02 | EMIS POUR SOUMISSION | S.H. | J.L. |
| S1 | 07–03–30 | EMIS POUR SOUMISSION | S.H. | J.L. |

CAHIER DES CHARGES

DOSSIER

SNC·LAVALIN
Mines et métallurgie
5500, boul. des Galeries, bur. 200, Québec (Québec), Canada G2K 2E2

JOURNEAUX, BÉDARD & assoc. inc.

Ressources naturelles et Faune
Québec

| | |
|---|---|
| ÉCHELLE | TELLE QU'INDIQUÉE |
| DATE AA–MM–JJ | |
| SIGNATURES | |
| PROJETÉ PAR : | S. CHERRIER 09–10–27 |
| DESSINÉ PAR : | J. SIMARD 09–10–27 |
| VÉRIFIÉ PAR : | G. BURCKHARDT 10–01–08 |
| APPROUVÉ PAR : | R. MAURICE 10–01–08 |

PLAN DE RESTAURATION
DU SITE MINIER ALDERMAC
PARC A RESIDUS

NETTOYAGE DU RUISSEAU 1
VUE EN PLAN ET COUPES

CLASSEUR No S1916 | DESSIN No 111A_TQC | REV. 2

DESSIN No 114A_TQC
REV. 2

## EXIGENCES DES MATERIAUX

| CLASSE | DESCRIPTION | GRANULOMETRIE | TENEUR EN EAU A LA MISE EN PLACE | EPAISSEUR MAXIMALE DES COUCHES | DEGRE DE COMPACTION REQUIS (PROCTOR STANDARD) |
|---|---|---|---|---|---|
| (1) | ARGILE DIGUE H | N / A | 22% | 300 mm | 98% |
| (2) | SABLE ET GRAVIER TOUT VENANT | ÉTALÉE MAX 500 mm | N / A | 500 mm | CIRCULATION DES ENGINS |
| (2A) | SABLE AUTOUR MEMBRANE | SÉLECTIONNÉE 0 – 5 mm | N / A | 300 mm | N / A |
| (2B) | SABLE PENTE CELLULE | SÉLECTIONNÉE 5 – 20 mm | N / A | 300 mm | N / A |
| (2C) | SABLE ET GRAVIER SURFACE CELLULE | ÉTALÉE 60% À 45% DE SABLE MAX 150 mm | N / A | 1000 mm | N / A |
| (4) | ENROCHEMENT, 150 – 1000mm | ÉTALÉE $d_{50}$ = 600 mm (BASSIN) $d_{50}$ = 750 mm (DÉVERSOIRS) | N / A | N / A | N / A |
| (5A) | RESIDUS EXISTANTS | N / A | N / A | N / A | N / A |
| (5B) | REMBLAI DE RESIDUS | N / A | N / A | N / A | N / A |

| No | DESSINS DE REFERENCE | No |
|---|---|---|
| | | |
| | | |
| | CARTE DES SURFACES DE ROUYN (32 D/3) | |
| FIG-M6087-15 | PLAN ORIGINAL | |
| FIG-M6652-1 | CONTOURS DES RESIDUS EXISTANTS | |
| FIG-M6652-6-3 | LIMITE DES RESIDUS EXISTANT | |

| No | AA-MM-JJ DATE | REVISIONS | PAR | APPR. |
|---|---|---|---|---|
| | | | | |
| | | | | |
| | | | | |
| | | | | |
| | | | | |
| | | | | |

| No | AA-MM-JJ DATE | REVISIONS | PAR | APPR. |
|---|---|---|---|---|
| 2 | 10-01-08 | TEL QUE CONSTRUIT | J.S. | G.B. |
| 1 | 08-09-18 | EMIS POUR CONSTRUCTION | S.H. | J.L. |
| 0 | 08-03-25 | EMIS POUR CONSTRUCTION | S.H. | J.L. |
| S3 | 07-05-03 | EMIS POUR SOUMISSION | S.H. | J.L. |
| S2 | 07-04-02 | EMIS POUR SOUMISSION | S.H. | J.L. |
| S1 | 07-03-30 | EMIS POUR SOUMISSION | S.H. | J.L. |

CAHIER DES CHARGES

DOSSIER

SNC·LAVALIN Mines et métallurgie — CERTIFIÉ ISO 9001
5500, boul. des Galeries, bur. 200, Québec (Québec), Canada G2K 2E2

JOURNEAUX, BÉDARD & assoc. inc.

Ressources naturelles et Faune Québec

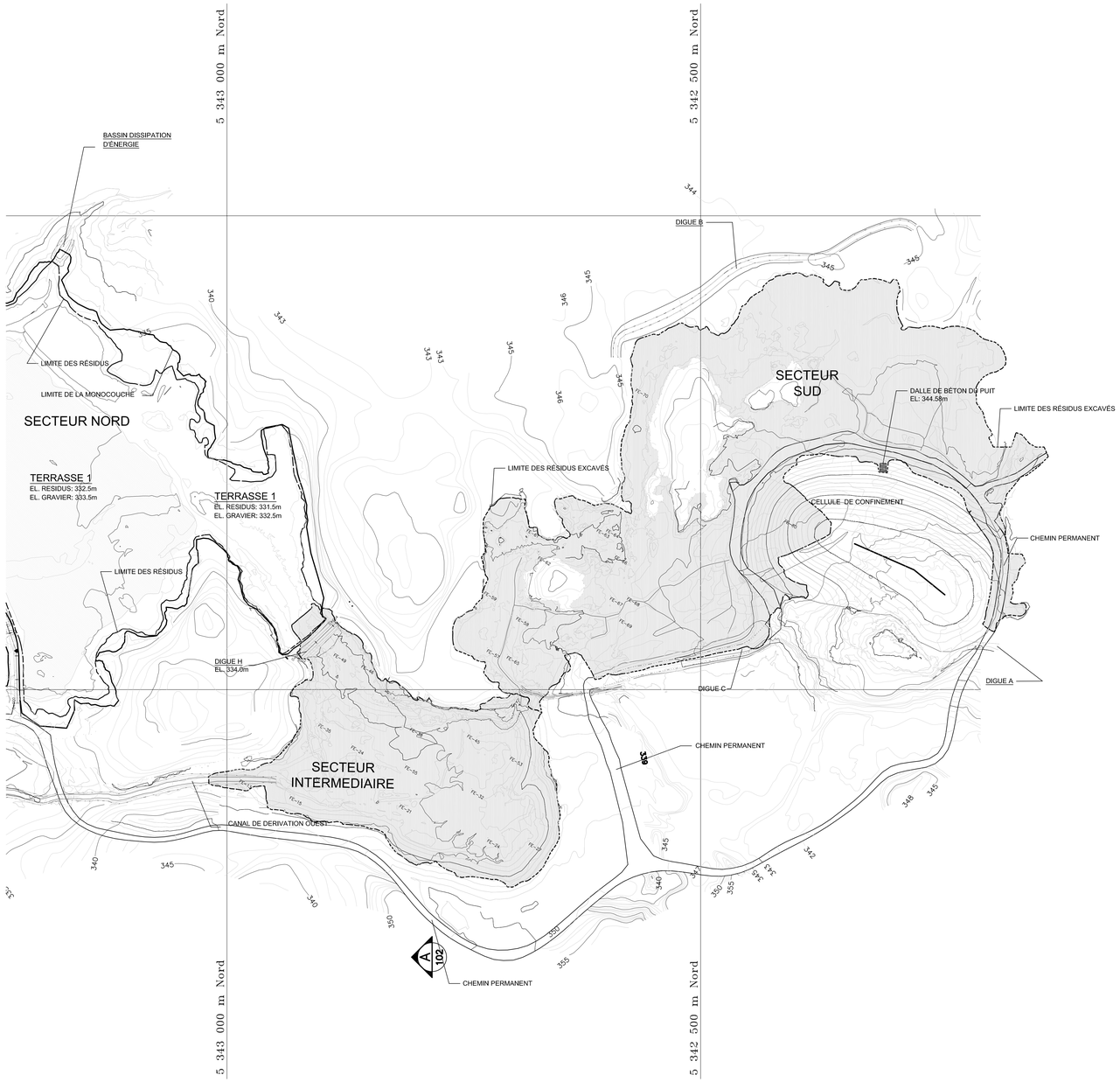
| | | |
|---|---|---|
| ECHELLE | SANS ECHELLE | DATE AA-MM-JJ |
| SIGNATURES | | |
| PROJETE PAR : | S. CHERRIER | 09-10-27 |
| DESSINE PAR : | J. SIMARD | 09-10-27 |
| VERIFIE PAR : | G. BURCKHARDT | 10-01-08 |
| APPROUVE PAR : | R. MAURICE | 10-01-08 |

PLAN DE RESTAURATION
DU SITE MINIER ALDERMAC
PARC A RESIDUS

GRANULOMÈTRE DES MATÉRIAUX UTILISÉS

| CLASSEUR No | DESSIN No | REV. |
|---|---|---|
| S1916 | 114A_TQC | 2 |

REV. 0 | DESSIN No 115A_TQC




| COORDONNÉES DES ÉCHANTILLONS DE FOND D'EXCAVATION SECTEUR INTERMÉDIAIRE | | |
|---|---|---|
| Échantilon no | Nord | Est |
| FE-13 | 5342986.22 | 324406.43 |
| FE-15 | 5342933.22 | 324388.88 |
| FE-21 | 5342817.28 | 324380.10 |
| FE-24 | 5342724.59 | 324343.52 |
| FE-24 | 5342868.33 | 324442.32 |
| FE-27 | 5342680.79 | 324339.99 |
| FE-29 | 5342680.79 | 324339.99 |
| FE-32 | 5342741.50 | 324395.37 |
| FE-35 | 5342902.86 | 324465.40 |
| FE-38 | 5342806.03 | 324461.07 |
| FE-45 | 5342745.72 | 324453.96 |
| FE-46 | 5342857.54 | 324527.42 |
| FE-49 | 5342886.72 | 324539.57 |
| FE-53 | 5342700.72 | 324430.45 |
| FE-55 | 5342811.53 | 324421.25 |

| COORDONNÉES DES ÉCHANTILLONS DE FOND D'EXCAVATION SECTEUR SUD | | |
|---|---|---|
| Échantilon no | Nord | Est |
| FE-56 | 5344651.87 | 324507.23 |
| FE-57 | 5342725.00 | 324544.00 |
| FE-58 | 5342694.00 | 324578.00 |
| FE-59 | 5342728.00 | 324605.00 |
| FE-60 | 5342411.00 | 324681.00 |
| FE-61 | 5342683.00 | 324671.00 |
| FE-62 | 5342671.00 | 324642.00 |
| FE-63 | 5342609.00 | 324671.00 |
| FE-64 | 5342599.00 | 324671.00 |
| FE-65 | 5342704.00 | 324537.00 |
| FE-66 | 5342590.00 | 324643.00 |
| FE-67 | 5342595.00 | 324599.00 |
| FE-68 | 5342577.00 | 324599.00 |
| FE-69 | 5342585.00 | 324576.00 |
| FE-70 | 5342568.00 | 324819.00 |
| FE-71 | 5342557.00 | 324819.00 |
| FE-72 | 5342555.00 | 324815.00 |
| FE-73 | 5342242.00 | 324816.00 |
| FE-74 | 5342218.00 | 324708.00 |
| FE-75 | 5342215.00 | 324767.00 |
| FE-76 | 5342520.00 | 324544.00 |
| FE-77 | 5342337.00 | 324797.00 |
| FE-78 | 5342464.00 | 324557.00 |
| FE-79 | 5342463.00 | 324557.00 |
| FE-80 | 5342523.00 | 324557.00 |
| FE-81 | 5342294.00 | 324780.00 |
| FE-82 | 5342485.00 | 324575.00 |
| FE-83 | 5342285.00 | 324777.00 |
| FE-84 | 5342570.00 | 324548.00 |
| FE-85 | 5342487.00 | 342593.00 |
| FE-86 | 5342446.00 | 324602.00 |
| FE-88 | 5343172.00 | 324984.00 |
| FE-89 | 5342266.00 | 324733.00 |
| FE-90 | 5342317.00 | 324756.00 |
| FE-91 | 5342362.00 | 324752.00 |
| FE-92 | 5342399.00 | 324750.00 |
| FE-93 | 5342460.00 | 324634.00 |
| FE-101 | 5342220.00 | 324866.00 |
| FE-102 | 5342249.00 | 324851.00 |

## NOTES:

1. LA TOPOGRAPHIE EST EN RÉFÉRENCE AUX RELEVÉS D'ARPENTAGE EFFECTUÉS PENDANT LA PÉRIODE DES TRAVAUX AINSI QU'À LA CARTE 32D03-030-5173 (LAC MACKAY, 1:30000) TIRÉE DES PHOTOGRAPHIES AÉRIENNES DE 1980.
2. LA TOPOGRAPHIE CORRESPOND AUX RELEVÉS INITIAUX EFFECTUÉS AVANT LES TRAVAUX.
3. LES COORDONNEES SONT EN REFERENCE AU SYSTÈME S.CO.P.Q. NAD 83.
4. LES TRANCHÉES D'EXPLORATION SONT LES TRANCHÉES EFFECTUÉES LORS DES TRAVAUX


JOURNEAUX, BÉDARD s.e.n.c. inc.

SNC·LAVALIN Mines et métallurgie — Certifié ISO 9001
5500, boul. des Galeries, bur. 200, Québec (Québec), Canada G2K 2E2

Ressources naturelles et Faune Québec


| No | DESSINS DE REFERENCE | No |
|---|---|---|
| FIG-M6652-6-3 | LIMITE DES RESIDUS EXISTANT | |
| FIG-M6652-1 | CONTOURS DES RESIDUS EXISTANTS | |
| FIG-M6087-15 | PLAN ORIGINAL | |
| | CARTE DES SURFACES DE ROUYN (32 D/3) | |

| No | AA-MM-JJ DATE | REVISIONS | PAR | APPR. |
|---|---|---|---|---|
| 0 | 10-01-08 | TEL QUE CONSTRUIT | J.S. | G.B. |

| No | AA-MM-JJ DATE | REVISIONS | PAR | APPR. |
|---|---|---|---|---|

CAHIER DES CHARGES

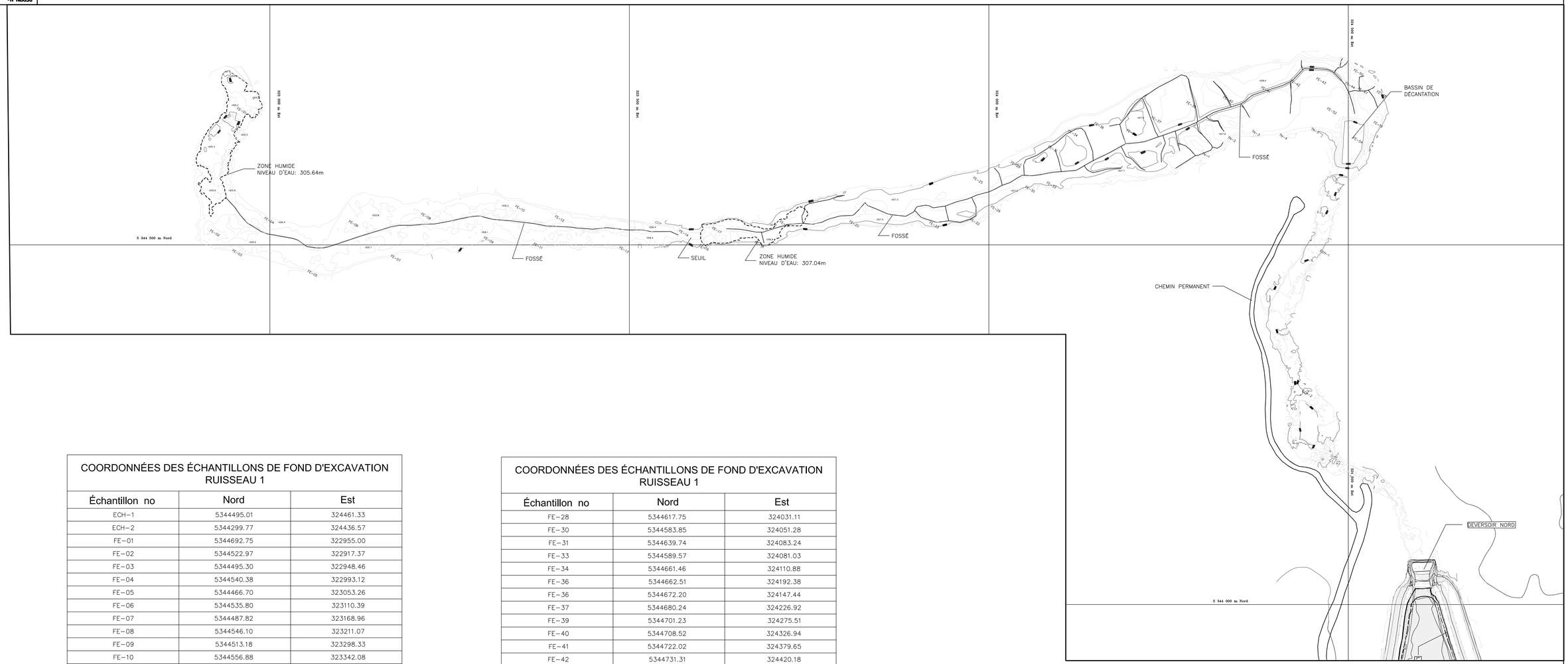
DOSSIER

| | | DATE AA-MM-JJ |
|---|---|---|
| ECHELLE | SANS ECHELLE | |
| SIGNATURES | | |
| PROJETE PAR : | S. CHERRIER | 09-10-27 |
| DESSINE PAR : | J. SIMARD | 09-10-27 |
| VERIFIE PAR : | G. BURCKHARDT | 10-01-08 |
| APPROUVE PAR : | R. MAURICE | 10-01-08 |

PLAN DE RESTAURATION
DU SITE MINIER ALDERMAC
PARC A RESIDUS
SURFACES NETTOYÉES – SECTEURS SUD ET INTERMÉDIAIRE
LOCALISATION DES ÉCHANTILLONS DE FOND D'EXCAVATION

| CLASSEUR No | DESSIN No | REV. |
|---|---|---|
| S1916 | 115A_TQC | 0 |

REV. 0 | DESSIN No. 116A_TQC




| COORDONNÉES DES ÉCHANTILLONS DE FOND D'EXCAVATION RUISSEAU 1 | | |
|---|---|---|
| Échantillon no | Nord | Est |
| ECH−1 | 5344495.01 | 324461.33 |
| ECH−2 | 5344299.77 | 324436.57 |
| FE−01 | 5344692.75 | 322955.00 |
| FE−02 | 5344522.97 | 322917.37 |
| FE−03 | 5344495.30 | 322948.46 |
| FE−04 | 5344540.38 | 322993.12 |
| FE−05 | 5344466.70 | 323053.26 |
| FE−06 | 5344535.80 | 323110.39 |
| FE−07 | 5344487.82 | 323168.96 |
| FE−08 | 5344546.10 | 323211.07 |
| FE−09 | 5344513.18 | 323298.33 |
| FE−10 | 5344556.88 | 323342.08 |
| FE−11 | 5344504.62 | 323367.42 |
| FE−12 | 5344542.71 | 323397.23 |
| FE−13 | 5344499.44 | 323486.76 |
| FE−14 | 5344522.49 | 323569.85 |
| FE−16 | 5344502.66 | 323598.25 |
| FE−17 | 5344526.57 | 323615.86 |
| FE−18 | 5344506.85 | 323675.19 |
| FE−19 | 5344535.37 | 323709.88 |
| FE−20 | 5344535.61 | 323806.72 |
| FE−22 | 5344538.48 | 323974.58 |
| FE−23 | 5344534.04 | 323917.95 |
| FE−25 | 5344596.27 | 323978.92 |
| FE−26 | 5344556.13 | 324003.62 |

| COORDONNÉES DES ÉCHANTILLONS DE FOND D'EXCAVATION RUISSEAU 1 | | |
|---|---|---|
| Échantillon no | Nord | Est |
| FE−28 | 5344617.75 | 324031.11 |
| FE−30 | 5344583.85 | 324051.28 |
| FE−31 | 5344639.74 | 324083.24 |
| FE−33 | 5344589.57 | 324081.03 |
| FE−34 | 5344661.46 | 324110.88 |
| FE−36 | 5344662.51 | 324192.38 |
| FE−36 | 5344672.20 | 324147.44 |
| FE−37 | 5344680.24 | 324226.92 |
| FE−39 | 5344701.23 | 324275.51 |
| FE−40 | 5344708.52 | 324326.94 |
| FE−41 | 5344722.02 | 324379.65 |
| FE−42 | 5344731.31 | 324420.18 |
| FE−43 | 5344734.38 | 324456.20 |
| FE−44 | 5344728.09 | 324496.55 |
| FE−47 | 5344720.42 | 324514.00 |
| FE−48 | 5344716.14 | 324540.42 |
| FE−50 | 5344746.12 | 324508.11 |
| FE−51 | 5344673.50 | 324535.96 |
| FE−52 | 5344692.56 | 324471.20 |
| FE−54 | 5344651.87 | 324507.23 |
| TN−1 | 5344630.45 | 324297.14 |
| TN−2 | 5344652.77 | 324332.84 |
| TN−3 | 5344661.35 | 324366.17 |
| TN−4 | 5344656.17 | 324404.45 |
| TN−5 | 5344664.67 | 324448.71 |

## NOTES:

1. LA TOPOGRAPHIE EST EN RÉFÉRENCE AUX RELEVÉS D'ARPENTAGE EFFECTUÉS PENDANT LA PÉRIODE DES TRAVAUX AINSI QU'À LA CARTE 32D03−030−5173 (LAC MACKAY, 1:30000) TIRÉE DES PHOTOGRAPHIES AÉRIENNES DE 1980.
2. LA TOPOGRAPHIE CORRESPOND AUX RELEVÉS EFFECTUÉS PENDANT LA DURÉS DES TRAVAUX.
3. LES COORDONNEES SONT EN REFERENCE AU SYSTÈME S.CO.P.Q. NAD 83.

JOURNEAUX, BÉDARD avocc.inc.

SNC·LAVALIN Mines et métallurgie — Certifié ISO 9001
5500, boul. des Galeries, bur. 200, Québec (Québec), Canada G2K 2E2

Ressources naturelles et Faune Québec

| | | | | | | | | | | | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | | | | | | | | | | | | CAHIER DES CHARGES | |
| | | | | | | | | | | | | | | | |
| | | | | | | | | | | | | | | | |
| | CARTE DES SURFACES DE ROUYN (32 D/3) | | | | | | | | | | | | | | |
| FIG−M6087−15 | PLAN ORIGINAL | | | | | | | | | | | | | DOSSIER | |
| FIG−M6652−1 | CONTOURS DES RESIDUS EXISTANTS | | | | | | | | | | | | | | |
| FIG−M6652−6−3 | LIMITE DES RESIDUS EXISTANT | | | | | | | | | 0 | 10−01−08 | TEL QUE CONSTRUIT | J.S. | G.B. | |
| No | DESSINS DE REFERENCE | No | | No | AA−MM−JJ DATE | REVISIONS | PAR | APPR. | No | AA−MM−JJ DATE | REVISIONS | PAR | APPR. | | |

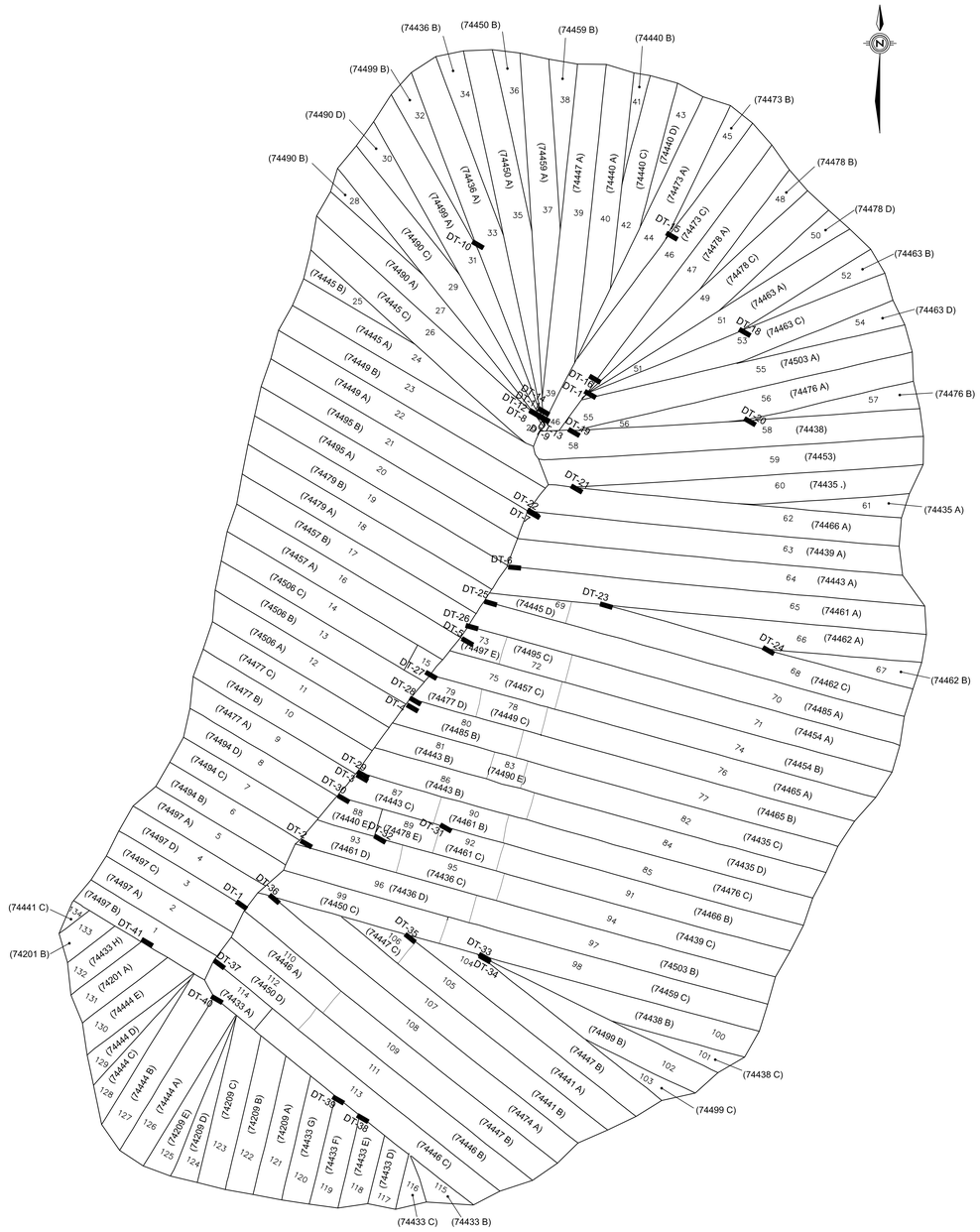
| | | |
|---|---|---|
| ECHELLE | SANS ECHELLE | DATE AA−MM−JJ |
| SIGNATURES | | |
| PROJETE PAR : | S. CHERRIER | 09−10−27 |
| DESSINE PAR : | J. SIMARD | 09−10−27 |
| VERIFIE PAR : | G. BURCKHARDT | 10−01−08 |
| APPROUVE PAR : | R. MAURICE | 10−01−08 |

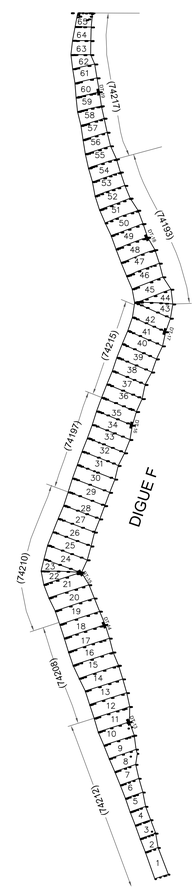
PLAN DE RESTAURATION
DU SITE MINIER ALDERMAC
PARC A RESIDUS
SURFACES NETTOYÉES − RUISSEAU 1
LOCALISATION DES ÉCHANTILLONS DE FOND D'EXCAVATION

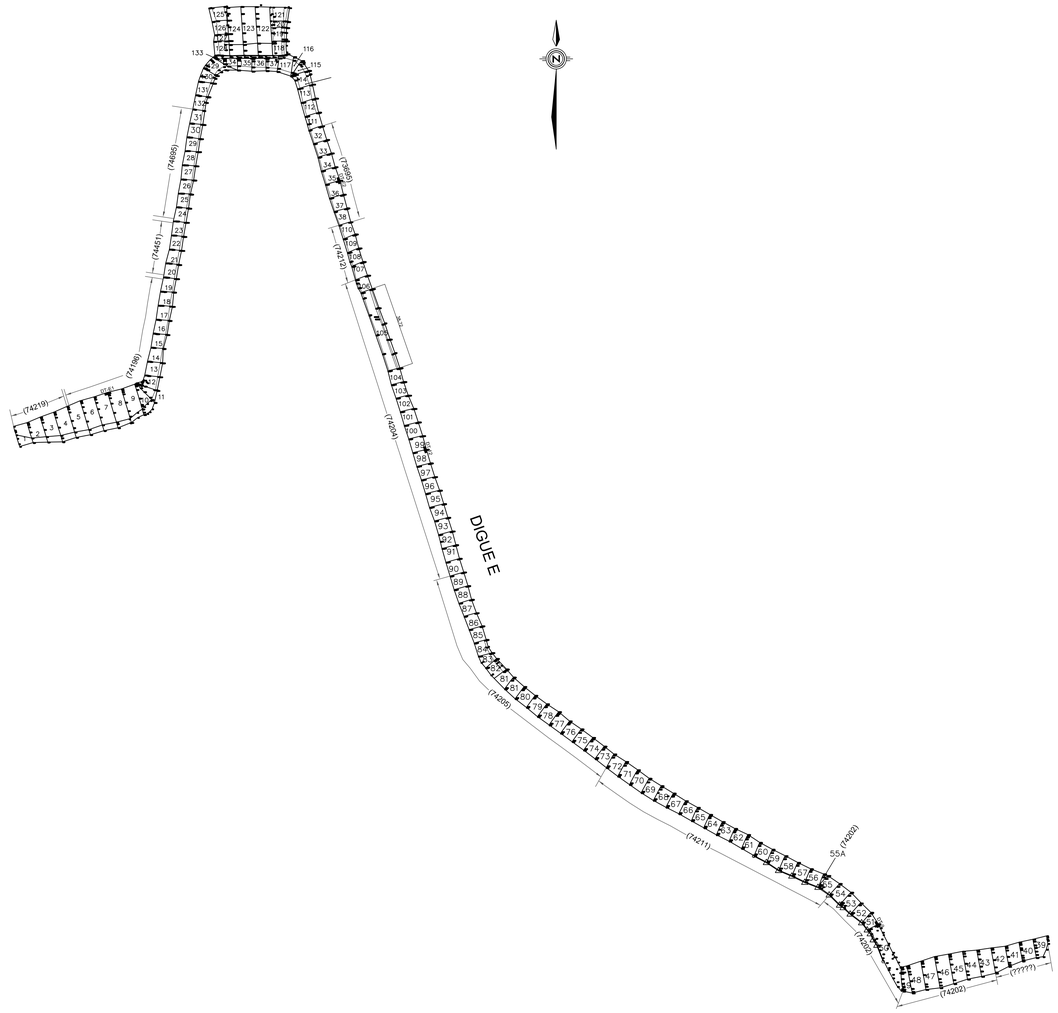
| CLASSEUR No | DESSIN No | REV. |
|---|---|---|
| S1916 | 116A_TQC | 0 |

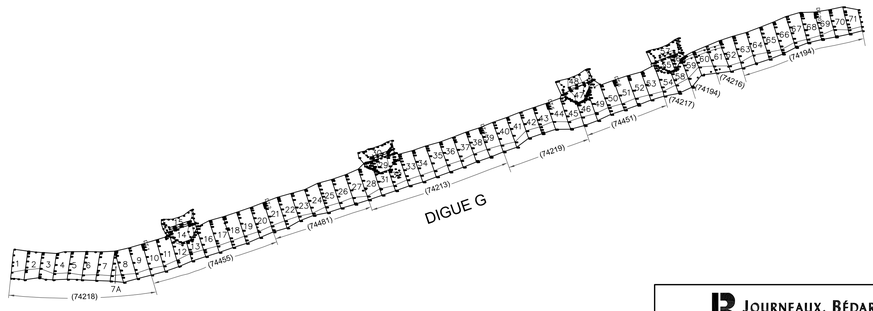
REV. 0

DESSIN No 117A_TQC




LEGENDE:

## NOTES:

1. LA TOPOGRAPHIE EST EN RÉFÉRENCE AUX RELEVÉS D'ARPENTAGE EFFECTUÉS PENDANT LA PÉRIODE DES TRAVAUX AINSI QU'À LA CARTE 32D03-030-5173 (LAC MACKAY, 1:30000) TIRÉE DES PHOTOGRAPHIES AÉRIENNES DE 1980.
2. LA TOPOGRAPHIE CORRESPOND AUX RELEVÉS EFFECTUÉS PENDANT LA DURÉS DES TRAVAUX.
3. LES COORDONNEES SONT EN REFERENCE AU SYSTÈME S.C.O.P.Q. NAD 83.

5 0 5 10 15 20m
ECHELLE 1:500

| No | DESSINS DE REFERENCE | No | | No | AA-MM-JJ DATE | REVISIONS | PAR | APPR. | No | AA-MM-JJ DATE | REVISIONS | PAR | APPR. |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | | | | | | | 0 | 10-01-08 | TEL QUE CONSTRUIT | N.J. | R.M. |

CAHIER DES CHARGES

DOSSIER

SNC·LAVALIN Mines et métallurgie
5500, boul. des Galeries, bur. 200, Québec (Québec), Canada G2K 2E2
CERTIFIÉ ISO 9001

JB JOURNEAUX, BÉDARD & ASSOC. INC.

Ressources naturelles et Faune
Québec

| | | |
|---|---|---|
| ECHELLE | TELLE QU'INDIQUEE | DATE AA-MM-JJ |
| SIGNATURES | | |
| PROJETE PAR : | R. MAURICE | 09-10-27 |
| DESSINE PAR : | J. SIMARD | 09-10-27 |
| VERIFIE PAR : | G. BURCKHARDT | 10-01-08 |
| APPROUVE PAR : | R. MAURICE | 10-01-08 |

PLAN DE RESTAURATION
DU SITE MINIER ALDERMAC
PARC A RESIDUS

DIGUE E, F ET G – CELLULE DE CONFINEMENT
GÉOMEMBRANE PEHD PANNEAUX DU RECOUVREMENT

| CLASSEUR No | DESSIN No | REV. |
|---|---|---|
| S1916 | 117A_TQC | 0 |

# ANNEXE C
# MÉTHODES DE TRAVAIL

# DEVIS TECHNIQUE ET D'ASSURANCE-QUALITÉ POUR LA FOURNITURE ET L'INSTALLATION DE GÉOMEMBRANES DE POLYÉTHYLÈNE

**(HDPE) Haute Densité, lisse ou texturée**
**(LLDPE) Basse Densité, lisse ou texturée**



Préparé par


2954, boulevard Laurier
Bureau 790
Québec (Québec)
G1V 4T2


**Remarque : Ce devis est donné à titre d'exemple. Le concepteur devra l'adapter en fonction de la spécificité du projet.**

# *TABLE DES MATIÈRES*


1. INTRODUCTION ..... 3

1.1 Description du document ..... 3

1.2 Description des travaux ..... 3

1.3 Définition des intervenants ..... 3

1.4 Qualification des intervenants ..... 4

1.4.1 Inspecteur des travaux au chantier ..... 4

1.4.2 Manufacturier de géomembrane ..... 4

1.4.3 Installateur de géomembrane ..... 4

2. SPÉCIFICATIONS TECHNIQUES ET ASSURANCE-QUALITÉ ..... 5

2.1 Géomembranes ..... 5

2.1.1 Résine de base ..... 5

2.1.2 Rouleaux de géomembrane ..... 5

2.1.3 Installation des rouleaux de géomembrane ..... 5

2.1.3.1 Manutention des rouleaux de géomembrane ..... 6

2.1.3.2 Mise en place des géomembranes ..... 6

2.1.3.3 Assemblage des rouleaux au chantier ..... 7

2.1.3.4 Essais non-destructifs ..... 8

2.1.3.5 Essais destructifs ..... 8

2.1.3.6 Réfection ..... 9

2.1.3.7 Acceptation des travaux ..... 9

2.1.3.8 Garanties ..... 9

2.1.3.9 Remblayage ..... 9

2.2 Géotextiles de protection (si requis) ..... 9

2.2.1 Rouleaux de géotextile ..... 9

2.2.2 Manutention des rouleaux de géotextile ..... 10

2.2.3 Mise en place des géotextiles ..... 10

# DEVIS TECHNIQUE ET D'ASSURANCE QUALITÉ POUR LA FOURNITURE ET L'INSTALLATION DE GÉOMEMBRANE DE POLYÉTHYLÈNE

## (HDPE) Haute Densité, lisse ou texturée
## (LLDPE) Basse Densité, lisse ou texturée

## 1. INTRODUCTION

### 1.1 Description du document

Ce document contient les spécifications techniques et d'assurance-qualité préconisées pour la fourniture et l'installation de géomembranes de polyéthylène (HDPE et LLDPE, lisse ou texturée). Ce document ne contient que les exigences relatives aux géomembranes; les exigences relatives à la fourniture et à la mise en place des autres géosynthétiques font l'objet de documents complémentaires. Toutes spécifications, procédures de mise en place et contrôles de qualité effectués par les différents intervenants lors de la réalisation du projet concerné devront strictement respecter les exigences émises dans ce document. Aucune modification ne sera permise à moins d'autorisation expresse et écrite du Propriétaire ou de son représentant à cet effet.

### 1.2 Description des travaux

Les travaux consistent à fournir et à installer toutes les géomembranes requises par la conception et par la réalisation conformément aux exigences relatives à tous les contrôles de qualité émis dans ce document. Les travaux incluent donc la fourniture de tous les matériaux, certifications de conformité, entreposage, main-d'œuvre, transports, mise en place, équipements et outils, machinerie lourde, contrôles de qualité, documentation, supervision et garanties expresses tels que spécifiés dans ce document.

### 1.3 Définition des intervenants

Dans ce document les termes désignant les différents intervenants sont définis comme suit :

Propriétaire:
Détenteur légal du site.

Inspecteur des travaux au chantier:
Responsable de l'inspection des travaux au chantier pour le compte du Propriétaire.

Entrepreneur Général:
Responsable de la mise en œuvre de la réalisation.

Manufacturier des géomembranes:
Responsable de la fabrication des géomembranes à partir des résines de base et de tous les contrôles de qualité connexes requis par ce devis.

Installateur de géomembranes:
Responsable de l'installation des géomembranes aux chantiers et de tous les contrôles de qualité connexes requis par ce devis.

## 1.4 Qualification des intervenants

Les intervenants sous-cités devront fournir au Propriétaire (ou à son représentant) les informations suivantes relatives à leurs qualifications respectives, avant le début des travaux.

### 1.4.1 Inspecteur des travaux au chantier

Dans le but d'assurer au Propriétaire une qualité supérieure de la réalisation du projet, l'inspection des travaux d'installation de géomembranes devra être confiée à une firme indépendante détenant une expertise d'au moins 5 ans dans l'inspection de travaux d'installation de géomembranes. Cette firme devra fournir une liste des projets de géomembranes dont elle a eu le mandat de surveillance au cours de ces années.

### 1.4.2 Manufacturier de géomembrane

Le Manufacturier de géomembrane devra être québécois, il devra de plus démontrer qu'il possède l'expérience et les ressources nécessaires à la réalisation du projet. Il devra soumettre une liste de projets auxquels il a participé en tant que Manufacturier de géomembrane. Cette liste comprendra les informations suivantes.

a) Identification du projet;
b) Nom du client;
c) Type de géomembrane;
d) Quantité approximative.

En outre, le Manufacturier de géomembrane devra soumettre une certification attestant que chaque produit sera conforme aux spécifications techniques émises dans ce devis en ce qui concerne les propriétés physiques, les méthodes d'essais et les fréquences des contrôles de qualité exigées. Cette certification devra être accompagnée d'une liste des propriétés physiques de chaque produit et d'échantillons représentatifs. Enfin, le Manufacturier de géomembrane devra soumettre un spécimen de garantie conforme aux exigences respectives de ce document.

### 1.4.3 Installateur de géomembrane

L'Installateur de géomembrane, membre IAGI, devra démontrer qu'il possède l'expérience et les ressources nécessaires (techniciens qualifiés et certifiés IAGI et équipement de chantier) pour la réalisation du projet. Il devra soumettre une liste de projets auxquels il a participé en tant qu'Installateur de géomembrane depuis les cinq (5) dernières années.

Cette liste devra comptabiliser un minimum de 1 500 000 mètres carrés installés et elle comprendra les informations suivantes.

a) Identification du projet (localisation ou client);
b) Application;
c) Quantité approximative.

De plus, l'Installateur devra soumettre une liste de projets totalisant au moins 750 000 mètres carrés installés pour son superviseur et / ou son contremaître, 400 000 mètres carrés installés pour chacun de ses maître-soudeurs et 200 000 mètres carrés installés pour chacun de ses soudeurs, ces listes comprendront les mêmes informations que ci-haut mentionné.

En outre, l'Installateur de géomembrane devra soumettre une description des méthodes d'assemblage utilisées ainsi qu'une description de ses contrôles de qualité au chantier.

De plus, l'Installateur devra démontrer qu'il détient une assurance responsabilité environnementale, de même qu'une licence en règle d'entrepreneur de construction, catégorie entrepreneur spécialisé : *4500, Étanchement et imperméabilisation .*

Enfin, l'Installateur de géomembrane devra soumettre un certificat du Manufacturier de géomembrane attestant de sa qualification pour installer les géomembranes concernées et un spécimen de garantie conforme aux exigences respectives de ce document.

## 2. SPÉCIFICATIONS TECHNIQUES ET ASSURANCE-QUALITÉ

### 2.1 Géomembranes

#### 2.1.1 Résine de base

La résine de base est définie comme la matière première utilisée à l'entrée des extrudeurs du Manufacturier de géomembrane. Cette matière première inclut le noir de carbone nécessaire à la protection des géomembranes contre les rayons ultraviolets. La résine de base utilisée pour la fabrication des géomembranes sera de type polyéthylène et ne pourra contenir aucune résine recyclée. Le Manufacturier de géomembrane devra soumettre au Propriétaire (ou à son représentant) la documentation suivante pour fins d'acceptation, avant le début des travaux.

a) Identification de la résine de base utilisée pour ce projet;

b) Copies de la documentation des contrôles de qualité de la résine de base conformément aux spécifications techniques (poids spécifique, indice de fluidité et pourcentage de noir de carbone);

c) Certification que la résine de base ne contient aucune résine recyclée. (Il faut noter qu'une résine de base possédant un certain pourcentage de résine propre recyclée peut être spécifiée de même qu'un additif autre que le noir de carbone. Advenant ces cas particuliers, les spécifications applicables devront être émises par le propriétaire à cet effet.)

#### 2.1.2 Rouleaux de géomembrane

Les données techniques des rouleaux de géomembrane devront être conformes aux spécifications, aux méthodes d'essais et aux fréquences des spécifications techniques du produit en question. De plus, la largeur standard des rouleaux devra être supérieure à six (6.0) mètres sans préfabrication, afin de limiter au minimum le nombre de joints dans le revêtement imperméable. Le Manufacturier des rouleaux de géomembrane devra soumettre au Propriétaire (ou à son représentant) des copies de la documentation de ses contrôles de qualité pour fins d'acceptation, avant le début des travaux d'installation. De plus, cette documentation devra clairement permettre l'établissement de l'historique de chaque rouleau de géomembrane produit.

#### 2.1.3 Installation des rouleaux de géomembrane

L'Installateur des rouleaux de géomembrane devra soumettre au Propriétaire (ou à son représentant), avant le début des travaux d'installation, la documentation suivante pour fins d'acceptation;

a) Organigramme de ses effectifs et renseignements personnels respectifs quant à leur qualification.

#### 2.1.3.1 Manutention des rouleaux de géomembrane

Lorsque l'Installateur est présent au chantier, il est le seul responsable de la manutention des rouleaux de géomembrane au chantier. Un endroit sécuritaire d'entreposage sera identifié par le Propriétaire (ou son représentant) et mis à la disposition de l'Installateur avant toute livraison de matériel au chantier. Cette aire d'entreposage sera déterminée en fonction de la sécurité des ouvriers et de la protection des matériaux contre tout abus mécanique. Elle devra être constituée de matériel fin et être bien drainée.

Le mode de transport au chantier devra assurer l'intégrité des rouleaux de même que les techniques de déchargement et de manutention préconisées par l'Installateur. À son arrivée au chantier, l'Installateur prendra note des informations suivantes sur chaque rouleau de façon à les inclure dans son rapport :

a) Type de géomembrane;
b) Dimensions et épaisseur du matériel;
c) Manufacturier du rouleau;
d) Numéro du rouleau.

Toute anomalie et tout endommagement excessif ayant été relevés (autres que ceux qui auraient pu subvenir lors du déchargement et de l'entreposage au chantier) exigeront la réparation des rouleaux correspondants aux frais de l'Installateur.

#### 2.1.3.2 Mise en place des géomembranes

Le drainage et l'assèchement du site seront sous la responsabilité de l'Entrepreneur de même que tous les travaux de terrassement (excavation, remblayage, compaction, nivellement, arpentage, etc…).

L'Installateur soumettra au Propriétaire (ou à son représentant) les certifications d'acceptation des surfaces préparées par l'Entrepreneur. Cependant, l'Installateur n'acceptera seulement que les surfaces qui auront été recouvertes à la fin de chaque journée de travail. L'acceptation écrite des surfaces correspond à la surface des assises et non à sa structure. Elle devra être signée conjointement par l'Installateur, l'Entrepreneur et l'Inspecteur des travaux au chantier. L'assise doit toutefois être stable, lisse et uniforme. À cette fin, tous les objets, pierres, racines susceptibles d'endommager les rouleaux devront être retirés des assises par l'Entrepreneur. Les techniques de mise en place préconisées par l'Installateur devront prévenir tout endommagement et toute contrainte résiduelle des rouleaux.

Suite à sa mise en place, chaque rouleau devra être numéroté clairement par l'Installateur. La méthode de numérotation préconisée devra permettre de retracer rapidement l'historique de chaque rouleau. Les rouleaux seront examinés visuellement afin d'identifier toute surface endommagée ou d'apparence anormale. Toute défectuosité devra faire l'objet d'une réfection par l'Installateur conformément à la section 2.1.3.6 de ce document.

L'emplacement de chaque rouleau devra être annoté par l'Installateur sur un plan "tel que construit" à l'échelle. Ce plan, une fois complété, sera soumis au Propriétaire (ou à son représentant) pour fins d'approbation.

Seulement les véhicules touts-terrains munis de pneus ballons gonflés à basse pression seront autorisés à circuler sur la géomembrane.

Les personnes qui auront à écrire sur la géomembrane devront le faire avec des couleurs contrastantes de la géomembrane. L'Inspecteur et les représentants de l'Installateur devront également utiliser des couleurs différentes (ex : blanc pour l'Inspecteur et jaune pour les représentants de l'Installateur).

#### 2.1.3.3 Assemblage des rouleaux au chantier

Seules les techniques d'assemblage au chantier, préalablement approuvées par le Propriétaire (ou son représentant) lors de la qualification des intervenants, seront permises (section 1.4). Seul l'effectif, dont les renseignements personnels auront été soumis et approuvés par le Propriétaire (ou son représentant), sera autorisé à superviser et à opérer les équipements d'assemblage. L'Installateur pourra cependant proposer d'autres effectifs. L'assemblage des rouleaux ne sera permis qu'une fois les procédures suivantes complétées:

a) Alignement convenable des rouleaux;
b) Chevauchement adéquat des rouleaux;
c) Propreté des surfaces d'assemblage;
d) Assèchement des surfaces d'assemblage;
e) Calibration des équipements d'assemblage.

La calibration des équipements d'assemblage devra être effectuée et documentée par l'Installateur au début de chaque journée et suite à des changements drastiques des conditions climatiques.

La calibration des équipements devra être réalisée par des essais effectués à même des échantillons de géomembrane pris sur le site et aux mêmes conditions atmosphériques. L'Installateur prélèvera un échantillon d'environ 600 mm de longueur dont la soudure sera centrée selon la largeur de l'échantillon. L'Installateur procédera alors à la vérification au chantier de la résistance des soudures au pelage et au cisaillement par l'entremise d'un tensiomètre portatif gradué. Deux spécimens de 25,4 mm de largeur seront prélevés à chaque extrémité de l'échantillon. Trois spécimens devront rencontrer les exigences relatives à la résistance des soudures au pelage et le quatrième spécimen, à la résistance des soudures au cisaillement tels que les spécifications techniques du produit en question. L'Installateur documentera alors tous les paramètres de soudure pour chaque équipement calibré :

a) Date et heure;
b) Identification de l'appareil;
c) Numéro de l'essai;
d) Température de préchauffage (si applicable);
e) Température d'extrusion ou de fusion (si applicable);
f) Vitesse d'avancement (si applicable);
g) Résultats quantifiés des essais de pelage et cisaillement;
h) Identification du technicien.

Aucun équipement d'assemblage ne pourra être utilisé et aucun technicien ne sera autorisé à souder, sans qu'il n'ait au préalable effectué un essai de calibration concluant. Toute la documentation des essais de calibration effectués par l'Installateur devra être soumise au Propriétaire (ou à son représentant) pour fins d'approbation. L'Installateur devra documenter l'assemblage des rouleaux de géomembrane en relevant les informations suivantes pour chaque soudure effectuée ;

a) Date et heure;
b) Identification de la soudure;
c) Identification de la calibration correspondante;
d) Identification des rouleaux correspondants;
e) Identification de la longueur de la soudure;
f) Identification du technicien.

Une copie de cette documentation devra être soumise au Propriétaire (ou à son représentant) pour fins d'approbation.

#### 2.1.3.4 Essais non-destructifs

Chaque soudure devra faire l'objet d'un essai non-destructif afin d'en vérifier la continuité intégrale. Seules les techniques d'essais non-destructif préalablement approuvées par le Propriétaire (ou son représentant), seront permises (section 1.4.2). L'Installateur devra documenter ses essais non-destructifs en relevant les informations suivantes pour chaque soudure testée.

a) Date et heure;
b) Identification de la soudure;
c) Identification de la calibration correspondante;
d) Résultats des essais;
e) Identification des non-conformités;
f ) Identification du technicien.

Une copie de cette documentation devra être soumise au Propriétaire (ou à son représentant) pour fins d'approbation. Toute soudure ou partie de soudure déficiente devra faire l'objet d'une réfection conforme à la section 2.1.3.6 de ce document.

#### 2.1.3.5 Essais destructifs

Des essais destructifs devront être réalisés par l'Installateur afin de vérifier la résistance mécanique des soudures des rouleaux de géomembrane assemblés. La localisation de ces essais destructifs sera déterminée par le Propriétaire (ou son représentant). Une fréquence maximale d'un essai à tous les 150 mètres de soudure peut être exigée. Les échantillons seront de préférence prélevés au bout des rouleaux ou dans les tranchées d'ancrage, afin de préserver l'intégrité du revêtement géosynthétique.

A chaque endroit indiqué, l'Installateur prélèvera un échantillon de 300 mm de largeur par 600 mm de longueur dont la soudure sera centrée selon la largeur de l'échantillon. L'Installateur procédera alors à la vérification au chantier de la résistance des soudures au pelage et au cisaillement par l'entremise d'un tensiomètre portatif gradué. Deux spécimens seront prélevés à chaque extrémité de l'échantillon. Trois spécimens devront rencontrer les exigences relatives à la résistance des soudures au pelage et le quatrième spécimen, à la résistance des soudures au cisaillement tels que les spécifications techniques du produit en question. Advenant quatre résultats positifs, l'Installateur recueillera une partie de l'échantillon qui sera remis au propriétaire pour fins d'essais ultérieurs, si désiré.

Dans le cas où le Propriétaire exigerait une corroboration des résultats de chantier par des résultats de laboratoire indépendant, ceux-ci seront effectués à ses frais et devront être effectués dans un temps d'attente maximal de quarante-huit (48) heures entre la coupe des échantillons et l'obtention des résultats des tests du laboratoire indépendant. Advenant le cas où ces derniers résultats en laboratoire s'avéraient négatifs ou contradictoires aux résultats obtenus au chantier, les soudures correspondantes seront considérées non-conformes jusqu'à preuve du contraire.

Advenant au moins un résultat négatif de chantier ou de laboratoire, l'Installateur procédera alors à l'identification de l'envergure des soudures non-conformes correspondantes selon la méthode de son choix. La méthode préconisée offrira néanmoins la certitude que chaque soudure non-conforme est délimitée de part et d'autre par un essai concluant. Toute soudure ou partie de soudure déficiente devra faire l'objet d'une réfection conforme à la section 2.1.3.6 de ce document.

L'Installateur devra documenter toutes ses procédures d'essais destructifs en relevant les informations suivantes dont une copie sera remise au Propriétaire (ou à son représentant) pour fins d'approbation.

a) Date et heure du prélèvement;
b) Identification de l'essai destructif;
c) Identification de la soudure;
d) Résultats quantifiés des essais de pelage et de cisaillement;
e) Localisation de l'essai destructif.

#### 2.1.3.6 Réfection

Toute réfection sera réalisée par l'Installateur en utilisant les mêmes procédures que celles décrites aux sections 2.1.3.1 à 2.1.3.4 inclusivement. De plus, dans les cas où l'Installateur opterait pour la reconstruction intégrale d'une soudure, les procédures décrites à la section 2.1.3.5 seront exigées : une soudure reconstruite intégralement sera considérée comme une soudure régulière.

#### 2.1.3.7 Acceptation des travaux

L'Installateur aura la responsabilité de la fourniture et de la mise en place des rouleaux de géomembrane jusqu'à l'acceptation finale des travaux de géomembrane par le Propriétaire (ou son représentant). Cette acceptation ne sera autorisée que suite à l'approbation du Propriétaire (ou son représentant) de tous les documents de contrôles de qualité exigés par ce document et soumis par l'Installateur. À cette fin, aucun recouvrement ou remblayage des rouleaux de géomembrane ne sera autorisé avant l'acceptation finale des travaux par le Propriétaire (ou son représentant). Cette acceptation finale pourra cependant être segmentée de façon à ne couvrir qu'une partie de la surface des travaux complétés.

#### 2.1.3.8 Garanties

Une garantie de un an ferme sur la géomembrane et d'un an ferme sur l'installation sera remise à la fin des travaux.

#### 2.1.3.9 Remblayage

La méthode préconisée pour l'installation des matériaux granulaires de recouvrement sur la géomembrane ne devra pas induire de contraintes à la géomembrane. En tout temps, il faudra installer ces matériaux à partir du bas des pentes, vers le haut. Il est également préférable que celui-ci soit principalement mis en place à l'aide de pelles mécaniques. Le fait de pousser le matériel avec des bouteurs tend à pousser les petites ondulations de la géomembrane dans une seule et peut exiger de couper et réparer celle-ci. L'usage de bouteurs ne sera permis que pour atteindre l'épaisseur finale du remblais. Tous les équipements qui seront appelés à circuler sur le matériel de remblai devront avoir une faible pression au sol. Des chemins d'accès en surépaisseur devront être aménagés pour permettre l'accès de camions ou autre types d'équipements.

### 2.2 Géotextiles de protection (si requis)

On entend par géotextile de protection, des membranes synthétiques conçues pour protéger les géomembranes contre toutes perforations dues à des sollicitations statiques et dynamiques.

#### 2.2.1 Rouleaux de géotextile

Le Manufacturier des rouleaux de géotextile devra soumettre au Propriétaire (ou à son représentant), après la livraison, une certification de conformité des rouleaux de géotextile aux spécifications de ce document.

### 2.2.2 Manutention des rouleaux de géotextile

Un endroit sécuritaire d'entreposage sera identifié par le Propriétaire (ou son représentant) et mis à la disposition de l'Installateur avant toute livraison de matériel au chantier. Cette aire d'entreposage sera déterminée en fonction de la sécurité des ouvriers et de la protection des matériaux contre tout abus mécanique et sans accumulation d'eau.

Le mode de transport des géotextiles au chantier devra assurer l'intégrité des rouleaux, de même que les techniques de déchargement et de manutention préconisées par l'Installateur. Suite au déchargement, une vérification visuelle devra être effectuée par l'Installateur qui veillera à ce que chaque rouleau soit indemne et correctement identifié par les informations suivantes :

a) Type de produit;
b) Dimensions du rouleau;
c) Manufacturier du rouleau;
d) Numéro du rouleau.

### 2.2.3 Mise en place des géotextiles

Aucun rouleau de géotextile ne pourra être mis en place par l'Installateur sans l'approbation du Propriétaire (ou son représentant). Cette approbation ne sera obtenue que suite à la révision, par le Propriétaire (ou son représentant), des certifications telles qu'exigées dans ce document.

Tous les objets, pierres, racines susceptibles d'endommager la géomembrane sous-jacente devront être retirés de sous les géotextiles par l'Entrepreneur. Les techniques de mise en place préconisées par l'Installateur devront prévenir tout endommagement des rouleaux de géotextile et des géomembranes sous-jacentes.

Suite à sa mise en place, chaque rouleau sera vérifié visuellement par l'Installateur afin d'identifier toute surface endommagée ou d'apparence anormale. Toute défectuosité devra faire l'objet d'une réfection par l'Installateur s'il le juge nécessaire.

Afin d'assurer une continuité intégrale lors du remblayage, les laizes de géotextiles peuvent être soit chevauchées de 300 - 600 mm minimum (peut varier selon la capacité portante de l'assise), soit assemblées par thermo-soudure ou soit cousues en usine ou sur le chantier même.



NORASCON

**MT-NOR-008**

# Méthode de travail

## Construction de la digue H

Une portion de la digue H peut être construite sur les résidus. Cette portion se situe entre le côté amont du noyau étanche et le pied de talus amont de la digue. Afin d'être capable de réaliser les travaux d'excavation des résidus dans l'autre portion, un accès de 7 mètre de largeur en gravier zone 2 sera construit dans la portion non nettoyer. L'épaisseur de cette couche sera faite en une seule opération et aura l'épaisseur nécessaire pour porter les camions pour le transport des résidus.

Par la suite les résidus de la section aval seront excavés. La pelle sera installée directement sur les matelas de pneus sur les résidus. Les camions 735 seront sur l'accès construit précédemment. Les résidus seront transportés sur la terrasse 1. La clé dans l'argile sera excavée en même temps que les résidus.

Lorsque les résidus seront excavés complètement, un autre accès sera construit du côté aval de la digue entre le pied de talus aval de l'argile et le pied de talus aval de la digue. Cette accès sera construit en matériaux zone 2C sur une épaisseur ayant la capacité de porter les camions 735.

À la suite de la construction de cet accès, l'argile pourra être mise en place avec un tracteur en couche de 300 mm. Le tracteur sera utilisé pour atteindre la compaction demandée pour l'argile.

Lorsque le niveau de l'argile atteindra le même niveau que les deux accès de part et d'autre du noyau, une couche de 600 mm de matériau zone 2C sera remise en place. Par la suite le noyau d'argile sera remonté en couche de 300 mm pour revenir au même niveau que le matériel zone 2C mis en place précédemment. Finalement, les mêmes étapes se reproduiront jusqu'à se que nous attendions le niveau final de la digue.

Voir la figure pour plus de détail

1705, Route de l'Aéroport
C.P. 370, Amos (Québec)
J9T 3A7

Tél. : (819) 732-3351
Fax : (819) 732-2933

www.norascon.com

Étape 1 = Rouge

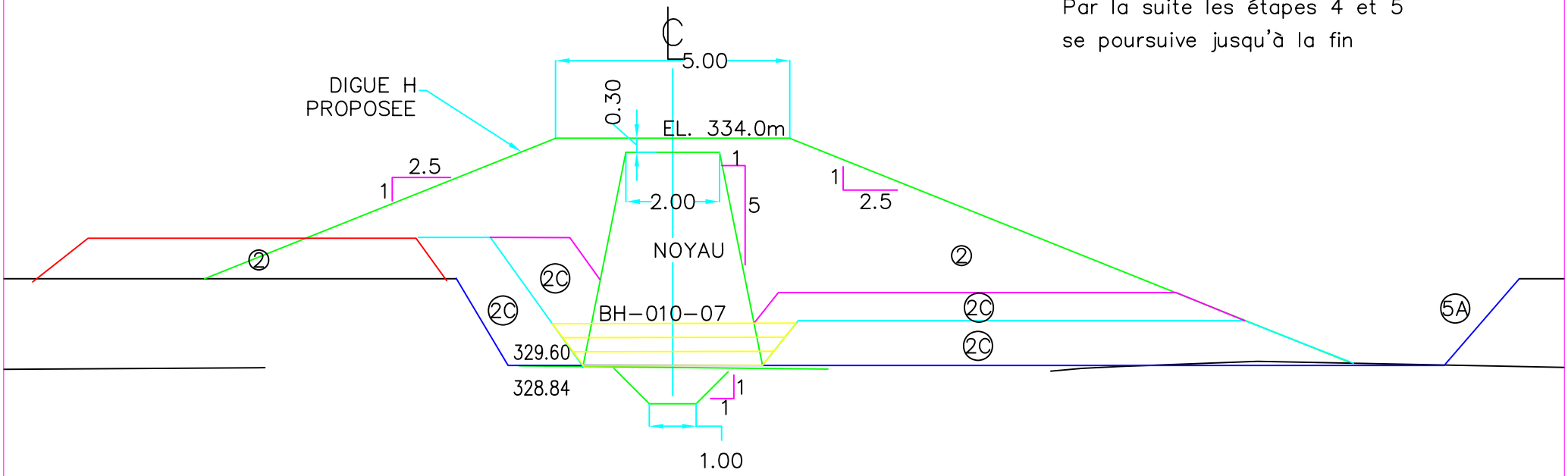
Étape 2 = Bleu

Étape 3 = Cyan

Étape 4 = Jaune

Étape 5 = Magenta

Par la suite les étapes 4 et 5 se poursuive jusqu'à la fin



NORASCON

**MT-NOR-007**

# Méthode de travail

## Construction de la digue E

Pour la construction de la digue E, aucun décapage ne sera réalisé dans la portion situé à l'est du déversoir prévu. Le remblai type 2 sera déposé directement sur les matériaux en place. Pour la portion située à l'ouest, le décapage sera fait sur une épaisseur de 300 mm et le produit du décapage sera déposé à l'intérieur de la terrasse 2. Le décapage sera réalisé à la pelle et au tracteur et sera chargé dans les camions articulés pour le transport à l'intérieur de la terrasse 2.

Des plaques de tassement seront mises en place pour contrôler les tassements des résidus et par le fait même valider les volumes mis en place.

La digue sera construite avec du gravier tout venant type 2 provenant de la gravière. Le matériel sera chargé avec un chargeur sur pneu dans des camions 769 ou 735. Le matériel sera par la suite mis en place avec un tracteur D7 ou D6. La première couche de matériel aura une épaisseur de 1.0 à 1.5 m pour éviter que le matériel en place remonte dans le matériel graveleux. Par la suite, les couches subséquentes auront une épaisseur de 500 mm tel que prévu au devis. La digue ainsi que la berme seront construite en même temps donc le remblayage se fera sur toute la largeur jusqu'au niveau 328.7m pour la berme et au niveau 329.95 pour la digue.

Pour la portion de digue situé au dessus du niveau de la berme, soit au dessus du niveau 328.7m, le matériel type 2 sera placé 300 mm plus bas que l'axe de la géomembrane et placé vars le côté aval de la digue (sur la berme ou sur le terrain naturel) pour obtenir une surface de travail de 3 à 5 m de largeur à l'élévation 329.95 m pour permettre l'installation de la géomembrane. Lorsque la géomembrane sera placé ainsi que la couche de protection de 300 mm, le matériel entreposé à l'aval sera repris avec des pelles et placé du côté amont pour donner le profil et les pentes exigés aux plans. Les pentes finales seront profilées à la pelle ou au tracteur. Finalement, la digue sera construite jusqu'à son niveau final 331.25m avec le matériel type2 en couche de 500 mm de la même façon et les mêmes équipements. Voir la figure 1 ci-dessous pour les détails.

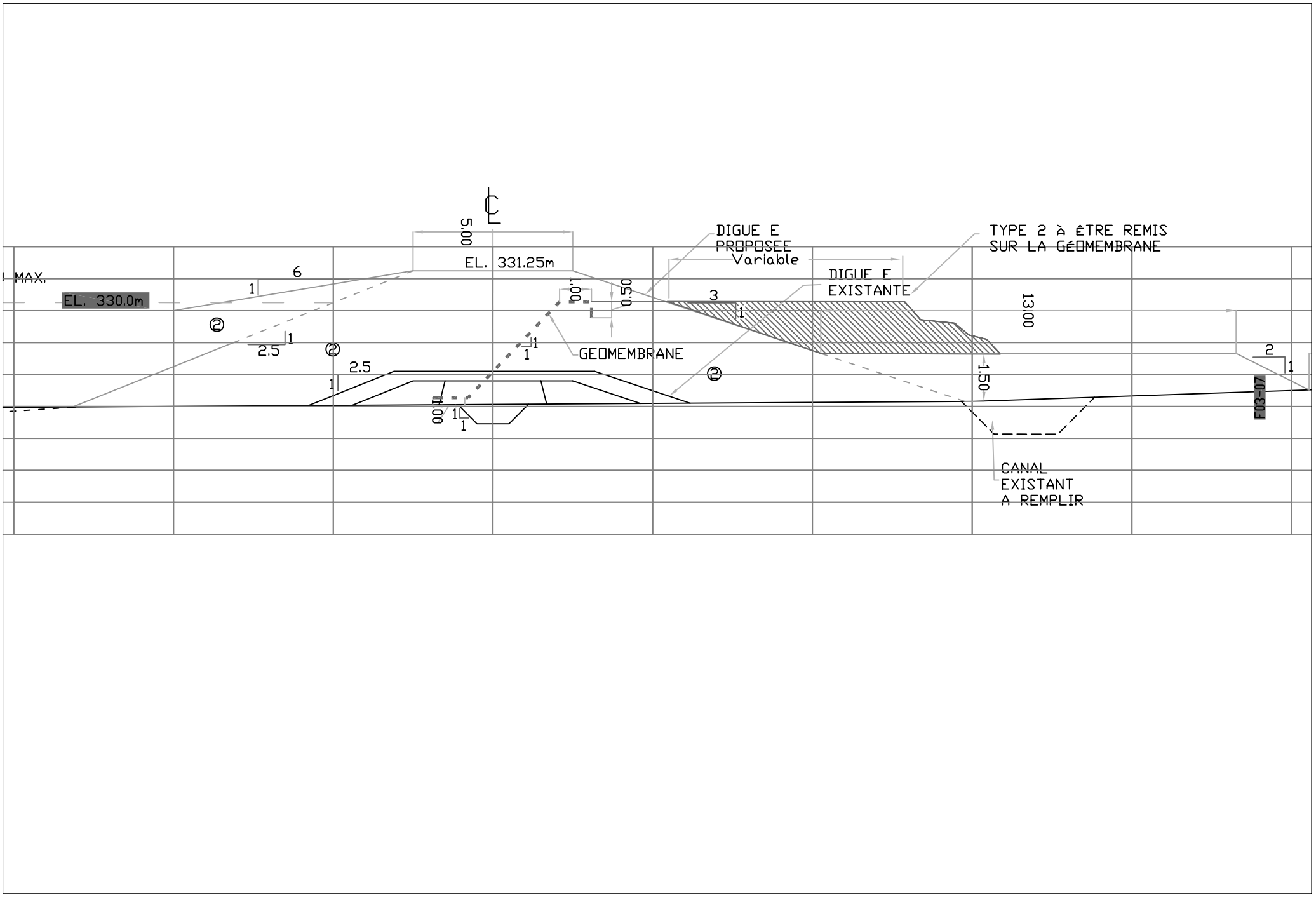
Dans le cas où du roc serait intercepté dans l'axe de la géomembrane, il faut aviser immédiatement le client afin qu'il nous indique les procédures à suivre. Selon le cas, le roc sera dégagé sur une largeur de 4 mètres au niveau de l'ancrage en pieds de talus avec une pelle. Par la suite, le roc sera lavé à l'eau afin d'exposer la surface pour permettre au client d'évaluer la situation. Selon l'évaluation du client, diverse méthode pourront être exigées, soit l'injection du roc, la mise en place d'un coulis, la mise en place de béton ou l'ensemble de ses méthodes.

1705, Route de l'Aéroport
C.P. 370, Amos (Québec)
J9T 3A7

Tél. : (819) 732-3351
Fax : (819) 732-2933

www.norascon.com

# FIGURE 1



MAX.
EL. 330.0m
6
1
2.5
2.5
5.00
EL. 331.25m
1.00
0.50
GEOMEMBRANE
DIGUE E
PROPOSEE
Variable
3
DIGUE E
EXISTANTE
TYPE 2 À ÊTRE REMIS
SUR LA GÉOMEMBRANE
13.00
1.50
2
F03-07
CANAL
EXISTANT
A REMPLIR

NORASCON

**MT-NOR-005 rev. 02**

# Méthode de travail

## Construction de la digue F

Des sondages dans l'axe de la digue F nous rapporte une épaisseur de terre végétale très élevée dans le secteur des résidus à nettoyer. Par conséquent, suite aux recommandations du client, nous allons excaver les résidus plus la terre végétale jusqu'au niveau de l'argile à partir du centre ligne jusqu'au niveau de la clé d'ancrage de la géomembrane du côté amont et pour la partie du centre ligne vers l'aval, l'excavation se fera tel que stipulé au devis soit les résidus plus 300 mm. Cependant, étant donné le volume très élevé, il sera impossible de déplacer ce matériel seulement avec des pelles, il devra être transporté au fur et à mesure. Par conséquent, une tranchée sera excavée jusqu'à l'argile, un relevé suite à l'excavation sera fait et nous procéderons au remblayage de cette partie avec du matériel type 2. Cette tranchée permettra aux camions de se rendre à la pelle. Par la suite, le matériel sera excavé dans un autre secteur, chargé dans les camions et entreposé sur la terrasse 2. Lorsque les camions seront trop loin de la pelle, le secteur nettoyé sera relevé par arpentage et remblayé par la suite. Plusieurs étapes de nettoyage et de remblai seront nécessaires pour couvrir l'ensemble de la portion de digue située sur les résidus.

Lorsque le secteur des résidus sera nettoyé et remblayé d'une première couche, les travaux de construction de la digue F se poursuivra de la même façon que pour la digue G. Des plaques de tassement seront mises en place pour contrôler les tassements des résidus et par le fait même valider les volumes mis en place.

La digue sera construite avec du gravier tout venant type 2 provenant de la gravière. Le matériel sera chargé avec un chargeur sur pneu dans des camions 769 ou 735. Le matériel sera par la suite mis en place avec un tracteur D7 ou D6. La première couche de matériel aura une épaisseur de 1.0 à 1.5 m pour éviter que le matériel nettoyé des résidus remonte dans le matériel graveleux. Par la suite, les couches subséquentes auront une épaisseur de 500 mm tel que prévu au devis.

Le matériel type 2 suivra la pente finale du côté aval et sera profilé à la pelle ou au tracteur à la fin de la construction de la digue. Du côté amont, côté de la géomembrane, le matériel sera placé 300 mm plus bas que l'axe de la géomembrane. Encore là, les pentes seront profilées à la pelle ou au tracteur.

La digue sera montée jusqu'au niveau de la clé d'ancrage de la géomembrane dans la digue avant de débuter la mise en place de cette dernière, soit jusqu'à l'élévation 329.95m.

1705, Route de l'Aéroport
C.P. 370, Amos (Québec)
J9T 3A7

Tél. : (819) 732-3351
Fax : (819) 732-2933

www.norascon.com

Le matériel de protection 0-5 mm, provenant du rejet de concassage de la pierre 5-20 mm, sera placé au fur et à mesure de l’avancement de la pose de la géomembrane avec une pelle.  Ça sera les mêmes pelles qui excaverons les clés d’ancrage en haut et en pied de talus.

À la suite de l’ancrage de la géomembrane, la digue sera complétée jusqu'à`sont niveau final avec le matériel type2 en couche de 500 mm de la même façon et les mêmes équipements qu’à la première étape.

Dans le cas où du roc serait intercepté dans l’axe de la géomembrane, il faut aviser immédiatement le client afin qu’il nous indique les procédures à suivre.  Selon le cas, le roc sera dégagé sur une largeur de 4 mètres au niveau de l’ancrage en pieds de talus avec une pelle.  Par la suite, le roc sera lavé à l’eau afin d’exposer la surface pour permettre au client d’évaluer la situation.  Selon l’évaluation du client, diverse méthode pourront être exigées, soit l’injection du roc, la mise en place d’un coulis, la mise en place de béton ou l’ensemble de ses méthodes.

NORASCON

**MT-NOR-003 rev. 01**

# Méthode de travail

## Construction de la digue G

La digue G est construite directement sur les résidus en place. Des plaques de tassement seront mises en place pour contrôler les tassements des résidus et par le fait même valider les volumes mis en place.

La digue sera construite avec du gravier tout venant type 2 provenant de la gravière. Le matériel sera chargé avec un chargeur sur pneu dans des camions 769 ou 735. Le matériel sera par la suite mis en place avec un tracteur D7 ou D6. La première couche de matériel aura une épaisseur de 1.0 à 1.5 m pour éviter que les résidus remontent dans le matériel graveleux. Par la suite, les couches subséquentes auront une épaisseur de 500 mm tel que prévu au devis.

Le matériel type 2 suivra la pente finale du côté aval et sera profilé à la pelle ou au tracteur à la fin de la construction de la digue. Du côté amont, côté de la géomembrane, le matériel sera placé 300 mm plus bas que l'axe de la géomembrane. Encore là, le pentes seront profilées à la pelle ou au tracteur.

La digue sera montée jusqu'au niveau de la clé d'ancrage de la géomembrane dans la digue avant de débuter la mise en place de cette dernière, soit jusqu'à l'élévation 331.7m.

Le matériel de protection 0-5 mm, provenant du rejet de concassage de la pierre 5-20 mm, sera placé au fur et à mesure de l'avancement de la pose de la géomembrane avec une pelle. Ça sera les mêmes pelles qui excaverons les clés d'ancrage en haut et en pied de talus.

À la suite de l'ancrage de la géomembrane, la digue sera complétée jusqu'à`sont niveau final avec le matériel type2 en couche de 500 mm de la même façon et les mêmes équipements qu'à la première étape.

Dans le cas où du roc serait intercepté dans l'axe de la géomembrane, il faut aviser immédiatement le client afin qu'il nous indique les procédures à suivre. Selon le cas, le roc sera dégagé sur une largeur de 4 mètres au niveau de l'ancrage en pieds de talus avec une pelle. Par la suite, le roc sera lavé à l'eau afin d'exposer la surface pour permettre au client d'évaluer la situation. Selon l'évaluation du client, diverse méthode pourront être exigées, soit l'injection du roc, la mise en place d'un coulis, la mise en place de béton ou l'ensemble de ses méthodes.

1705, Route de l'Aéroport
C.P. 370, Amos (Québec)
J9T 3A7

Tél. : (819) 732-3351
Fax : (819) 732-2933

www.norascon.com

# ANNEXE D
# FICHES TECHNIQUES

# SPÉCIFICATIONS TECHNIQUES

## Géomembrane LLDPE texturée DS

Solmax International Inc., 2801 Boul. Marie-Victorin, Varennes, Qc, Canada, J3X 1P7
Tel : (450) 929-2434 Fax : (450) 929-2480 www.solmax.com

| PROPRIÉTÉ | MÉTHODE | FRÉQUENCE (1) | UNITÉ Métrique | Solmax 460T-2000 |
|---|---|---|---|---|
| **SPÉCIFICATION** | | | | |
| Épaisseur (moy. min.) | ASTM D-5994 | Chaque rouleau | mm | 1.43 |
| Valeur minimum (8 valeurs/10) | | | mm | 1.35 |
| Valeur minimum (10 valeurs/10) | | | mm | 1.28 |
| Hauteur des aspérités (moy. min.) (3) | GRI-GM-12 | Chaque rouleau | mm | 0.25 |
| Densité de la résine | ASTM D-1505 | 1/Lot | g/cc | > 0.932 |
| Indice de fluidité - 190/2.16 (max.) | ASTM D-1238 | 1/Lot | g/10 minutes | 1.0 |
| Densité - Géomembrane | ASTM D-1505 | 1/2 rouleaux | g/cc | > 0.94 |
| Teneur en noir de carbone | ASTM D-4218 | 1/2 rouleaux | % | >2.0 / <3.0 |
| Dispersion en noir de carbone | ASTM D-5596 | 1/6 rouleaux | Catégories | Cat. 1 / Cat. 2 |
| Résistance à l'oxydation (moy. min.) | ASTM D-3895 | 1/Lot | minutes | 100 |
| Résistance en tension (moy. min.) (2) | ASTM D-6693 | 1/2 rouleaux | | |
| Limite élastique | | | kN/m | 23 |
| Allongement à la limite élastique | | | % | 13 |
| Résistance à la rupture | | | kN/m | 23 |
| Allongement à la rupture | | | % | 150 |
| Résistance à la déchirure (moy. min.) | ASTM D-1004 | 1/6 rouleaux | N | 200 |
| Résistance au poinçonnement (moy. min.) | ASTM D-4833 | 1/6 rouleaux | N | 530 |
| Stabilité dimensionnelle | ASTM D-1204 | 1/6 rouleaux | % | ± 2 |
| Rés. aux contraintes environnementales | ASTM D-5397 | 1/Lot | hr. | 300 |
| Vieillissement au four - % retenu après 90 jrs | ASTM D-5721 | 1/Formulation | | |
| HP OIT (moy. min.) | ASTM D-5885 | | % | 80 |
| Résistance aux UV - % retenu après 1600 hr | GRI-GM-11 | 1/Formulation | % | |
| HP-OIT (moy. min.) | ASTM D-5885 | | | 50 |
| **SPÉCIFICATIONS SUPPLÉMENTAIRES (Valeurs typiques à soumettre)** | | | | |
| Dimension des rouleaux - Largeur | | | m | 6.80 |
| Dimension des rouleaux - Longueur | | | m | 158.5 |
| Surface / rouleau | | | m² | 1078 |

## NOTES

1. La fréquence des tests est basée sur la dimension standard des rouleaux ou sur un lot de résine qui est approximativement 180,000 lbs (1 wagon).
2. La valeur moyenne est basée sur 5 échantillons dans les deux directions (Sens Machine (MD) et Sens Travers (XMD ou TD).
3. Sur 10 lectures; 8 sur 10 doivent être > 7 mils (0.18 mm), et toutes les lectures doivent être > 5 mils (0.13 mm).

* Toutes les valeurs sont des moyennes minimales, hors les valeurs spécifiées minimum ou maximum.
* L'information ci-dessus est fournie à titre d'information seulement et ne doit pas être interprétée comme une garantie. L'utilisateur est responsable quant à la détermination finale reliée à l'usage/application de la géomembrane. SOLMAX n'assume aucune responsabilité quant à l'utilisation de cette information.



Révision : 12-Dec-07

FICHE TECHNIQUE TEXEL

# 918

Texel®
A DIVISION OF ADS INC.
UNE DIVISION DE

A

| IDENTIFICATION DU PRODUIT | | EMBALLAGE ET EXPÉDITION | |
|---|---|---|---|
| Nom et code du produit: | 918 / 02534 | Format: | Rouleaux |
| Description: | 918 3.50M PP WH 100M | Dimensions: | 3.50 m X 100 m (ASTM D461.8 et .9) |
| Type de produit: | Non-tissé aiguilleté, Monofilament court | Emballage: | Sac de plastique |
| Type de fibre: | Polypropylène | Étiquetage: | Des étiquettes identifiant le produit sont placées sur la queue du sac, sur le coté du rouleau et dans le tube. |
| Armature: | Aucune | | |

FONCTION PREMIÈRE ☐ Séparation ☐ Filtration ☐ Imperméabilisation ☐ Drainage ☒ Protection ☐ Renforcement

| SPÉCIFICATIONS DU PRODUIT | | | | |
|---|---|---|---|---|
| *PROPRIÉTÉS* | *MÉTHODE DE TEST* | *FRÉQUENCE* | *RÉSULTATS* | *MIN-MOY-MAX* |
| **Physiques** | | | | |
| Épaisseur | ASTM D5199 | Standard | 3.5 mm | MIN |
| **Mécaniques** | | | | |
| Allongement à la rupture | ONGC 148.1-7.3 | Standard | 70% - 110% | MIN-MAX |
| Déchirure (CD) | ONGC 4.2-12.2 | Standard | 600 N | MIN |
| Déchirure (MD) | ONGC 4.2-12.2 | Standard | 600 N | MIN |
| Tension (CD) | ONGC 148.1-7.3 | Standard | 1450 N | MIN |
| Tension (MD) | ONGC 148.1-7.3 | Standard | 1450 N | MIN |
| Résistance à l'éclatement (Mullen) | ONGC 4.2-11.1 | Standard | 3500 kPa | MIN |
| **Hydrauliques** | | | | |
| Diamètre d'ouverture de filtration (FOS) | ONGC 148.1-10 | 1 / an | 40 µm - 110 µm | MIN-MAX |
| Permittivité | ONGC 148.1-4 | 1 / an | 0.41 s-1 | MIN |
| Perméabilité | ONGC 148.1-4 | 1 / an | 0.19 cm/s | MIN |

- Cette information technique provient du manufacturier et a été transcrite par Solmax-Texel. L'utilisateur est par conséquent invité à s'assurer d'obtenir la dernière mise à jour.
- Le manufacturier n'offre aucune garantie et n'assume aucune responsabilité relative à l'usage, à l'installation et/ou à la convenance d'utilisation.
- Le manufacturier doit être informé de tout défaut ou non-conformité du produit avant son installation. Sa responsabilité se limite au remplacement du produit non-conforme ou défectueux.
- La conformité aux spécifications est basée sur un intervalle de confiance de 95% sur un lot.

- Les produits Texel sont fabriqués au Québec depuis 1976 et sont contrôlés par un service de qualité certifiée.

Veuillez consulter notre représentant technique pour plus d'informations sur les produits Solmax-Texel et sur les projets réalisés depuis plus de 25 ans avec les géosynthétiques Solmax-Texel.

Pour le service de coupe et couture en usine ou au chantier, veuillez consulter nos représentants.

distribué par:

SOLMAX Texel
Certifié ISO 9001 : 2000

• Tél.: (418) 658-0200 / 1 800 463-0088 • Téléc.: (418) 658-0477
• www.sol-tex.qc.ca • info@sol-tex.qc.ca

MISE À JOUR CHEZ SOLMAX-TEXEL
EN DATE DU 2008-03-19
VÉRIFIÉE PAR: S.T.

Ferti-Pro
MAGNESIUM 12%

# Granular Dolomite Limestone

## THE BENEFITS OF USING FERTI-PRO MAGNESIUM 12%

Acid soil washes fertilizer because major plant food elements are most available in a neutral soil (pH of 6.0 – 7.0). A regular application of **Ferti-Pro Magnesium 12%** reduces soil acidity which makes fertilizer more available to plants and grass and promotes growth of beneficial soil bacteria.

**Ferti-Pro Magnesium 12%** is dolomitic. It contains 12% of magnesium which helps grass develop a lush green color. **Ferti-Pro Magnesium 12%** is safe to handle and to spread at any time of the year.

Use according to recommendations and in a complete fertilization program and you will be pleased with the quality of your lawn.

## NEW TO LIMING

**Follow these simple steps for optimal results:**

1. Have a soil test made to a depth of 3-4". Apply lime to bring the pH levels up to 6.5-7.0. See recommended application rate.
2. On new areas of turf with no soil test, apply lime at 20 kg/100 m² (44 lb/1 000 sq. ft.) for the first year.
3. On established lawns with no soil test, apply lime at 20 kg/100 m² (44 lb/1 000 sq. ft.). Thereafter apply at least 5-10 kg/100 m² (11-22 lb/1 000 sq. ft.) every year.

**Note: Soil tests are readily available through your local agricultural agent or or through the garden center where you bought this product.**

## RECOMMENDED APPLICATION RATE (TYPE OF SOIL AND pH RANGE)

| Type of soil | 4.5-4.9 | 5.0-5.4 | 5.5-5.9 | 6.0-6.4 |
|---|---|---|---|---|
| | Recommendation in function of your type of soil. Values in kg/100 m² (lbs/1000 sq. ft.). | | | |
| Sand | 42 (100) | 34 (80) | 25 (60) | 8 (20) |
| Sandy loam | 67 (160) | 50 (120) | 42 (100) | 25 (60) |
| Clay | 100 (240) | 84 (200) | 63 (150) | 34 (80) |

**NOTE: For a more uniform application, apply half of the rate in one direction and the other half in a perpendicular direction.**

## GUARANTEED SCREEN SIZING BEFORE PELLETIZING

| | |
|---|---|
| 100% by weight passes through a | 10 mesh screen |
| 90% by weight passes through a | 20 mesh screen |
| 65% by weight passes through a | 60 mesh screen |
| 50% by weight passes through a | 100 mesh screen |

## CAUTION

**READ CAREFULLY BEFORE USING THIS PRODUCT:** Store in a dry, cool and well-ventilated place. Avoid breathing vapors or dust. Keep out of the reach of children and domesticated animals. Do not contaminate lakes, ponds, streams or drinking water. Wash hands after using. **HARMFUL PRODUCT. DO NOT INGEST. Avoid contact with skin and eyes.**

## GUARANTEED MINIMUM ANALYSIS

| | |
|---|---|
| Effective Neutralizing Value | 70% |
| Total Neutralizing Value 100% $CaCO_3$ Equivalence | |
| Minimum calcium carbonate equivalence derived from magnesium sources $CaCo_3$ | 48% |
| $CaCO_3$ | 52% |
| $MgCO_3$ | 40% |
| $CaO$ | 29% |
| $MgO$ | 19% |
| Real Calcium (Ca) | 21% |
| Real Magnesium (Mg) | 12% |

# Chaux granulaire dolomitique

## LES AVANTAGES D'UTILISER FERTI-PRO MAGNESIUM 12%

Un sol acide gaspille l'engrais puisque les éléments importants de l'engrais sont mieux libérés dans un sol neutre (pH de 6,0 à 7,0). L'application régulière de **Ferti-Pro Magnesium 12%** réduit l'acidité du sol ce qui facilite la libération de l'engrais aux plantes et à l'herbe en plus de promouvoir la croissance de bactéries avantageuses pour le sol.

**Ferti-Pro Magnesium 12%** est dolomitique. Il renferme 12 % de magnésium aidant l'herbe à prendre une couleur verte luxuriante. **Ferti-Pro Magnesium 12%** est sécuritaire à manipuler et à étendre en tout temps de l'année.

En l'utilisant selon les recommandations et dans un programme de fertilisation complet, vous serez comblé par la qualité de votre gazon.

## PREMIÈRE EXPÉRIENCE DE CHAULAGE

**Pour un résultat optimal, il vous suffit de suivre ces trois étapes simples :**

1. Procéder à une analyse du sol à une profondeur de 3 à 4 pouces. Appliquer la chaux afin d'obtenir un niveau de pH de 6,5-7,0. Voir tableaux de taux d'application recommandé.
2. Sur les nouvelles étendues de gazon non testées, la première année, appliquer 20 kg/100 m² (44 lb/1 000 pi²) de chaux.
3. Sur les pelouses établies non testées, utiliser une quantité de 20 kg/100 m² (44 lb/1 000 pi²). Puis, tous les ans, appliquer au moins 5 à 10 kg/100 m² (11 à 22 lb/1 000 pi²).

**Note : Vous pouvez facilement obtenir des tests de sol par l'intermédiaire de votre conseiller agricole régional ou au centre jardin où vous vous êtes procuré ce produit.**

## TAUX D'APPLICATION RECOMMANDÉ (TYPE DE SOL ET pH ANALYSÉ)

| Genre de sol | 4.5-4.9 | 5.0-5.4 | 5.5-5.9 | 6.0-6.4 |
|---|---|---|---|---|
| | Recommandation en fonction du type de sol et du pH analysé. Valeurs en kg/100 m² (lbs/1000 pi²) | | | |
| Sable | 42 (100) | 34 (80) | 25 (60) | 8 (20) |
| Terre glaise sablonneuse | 67 (160) | 50 (120) | 42 (100) | 25 (60) |
| Argile | 100 (240) | 84 (200) | 63 (150) | 34 (80) |

**NOTE : Pour une application plus uniforme, épandre la moitié de la dose dans un sens et la seconde moitié perpendiculairement.**

## DIMENSIONS GARANTIES DE TAMIS AVANT GRANULATION

| | |
|---|---|
| 100 % par poids passe dans un tamis | 10 mailles |
| 90 % par poids passe dans un tamis | 20 mailles |
| 65 % par poids passe dans un tamis | 60 mailles |
| 50 % par poids passe dans un tamis | 100 mailles |

## MISE EN GARDE

**Lire attentivement les instructions avant usage :** Entreposer dans un endroit sec, frais et bien aéré. Éviter de respirer les vapeurs ou la poussière. Garder hors de la portée des enfants et des animaux domestiques. Ne pas contaminer les lacs, les étangs, les cours d'eau ou l'eau potable. Se laver les mains après usage. **PRODUIT NOCIF. NE PAS INGÉRER. Éviter tout contact avec la peau et les yeux.**

## ANALYSE MINIMUM GARANTIE

| | |
|---|---|
| Valeur neutralisante effective | 70% |
| Valeur neutralisante totale 100 % $CaCO_3$ équivalence | |
| Équivalence de carbonate de calcium minimale dérivée de sources de magnésium $CaCO_3$ | 48 % |
| $CaCO_3$ | 52 % |
| $MgCO_3$ | 40 % |
| $CaO$ | 29 % |
| $MgO$ | 19 % |
| Calcium (Ca) réel | 21 % |
| Magnésium (Mg) réel | 12 % |

# ANNEXE E
# RÉSULTATS DES ESSAIS DE LABORATOIRES :

- E1 – Essais sur géomembrane
- E2 – Essais de contrôle qualité sur les sols contaminés excavés
- E3 – Analyses agronomiques
- E4 – Essais géotechniques sur sols et béton
- E5 – Investigations pour banc d’emprunt de sable et gravier

# ANNEXE E1
# ESSAIS SUR GÉOMEMBRANE

2801, Boul. Marie-Victorin
Varennes, Quebec, Canada, J3X 1P7
Tel.: 1-450-929-1234
Tel.: 1-800-571-3904
Fax: 1-450-929-2547

# List of Geomembrane Rolls

MF-CQ-01
Rev. 05/ 21 mars 2006

Solmax ACCEPTED Quality Department

53-54

**Project Name :** Site Minier Aldermac

**Project Number :** Q08131-6

**Reference Number :** 101675

**Invoice Number :** 203541

| Roll Number | Product Code | Resin Lot Number | Manufactured Date | SP-NCTL ASTM D5397 (hr) Specification | Result | Roll Tested |
|---|---|---|---|---|---|---|
| 1-74451 | Solmax 460T-2000 | 8281236 | 02-nov-08 | >300 | In Progress... | 1-74249 |
| 1-74455 | Solmax 460T-2000 | 8281236 | 02-nov-08 | >300 | In Progress... | 1-74249 |
| 1-74481 | Solmax 460T-2000 | 8281236 | 03-nov-08 | >300 | In Progress... | 1-74249 |

*Quantity (rolls) :* **3**

## Resin Certification

| Resin Lot | Melt index ASTM D1238 g/10min | Density ASTM D1505 g/cc | OIT ASTM D3895 min | HP-OIT ASTM D5885 min |
|---|---|---|---|---|
| 8281236 | 0.090 | 0.938 | 120 | N/A |

SOLMAX INTERNATIONAL
*2801, Boul. Marie-Victorin*
*Varennes, Quebec, Canada, J3X 1P7*
*Tel.: 1-450-929-1234*
*Tel.: 1-800-571-3904*
*Fax: 1-450-929-2547*

# Manufacturing Quality Control Test Results - Rolls

MF-CQ-11
Rev. 04/ 10-12-04

Solmax ACCEPTED Quality Department 53-54

***Project Name :*** Site Minier Aldermac
***Project Number :*** Q08131-6
***Ref. Number :*** 101675 ***Invoice Number :*** 203541

**Product :** Solmax 460T-2000

| **Properties** | | **Thickness ave / min.** | **Geomembrane Density** | **Carbon Black Content** | **Carbon Black Dispersion** | **Yield Strength** | **Yield Elong.** | **Break Strength** | **Break Elong.** | **Tear Resistance** | **Puncture Resistance** | **Dimension. Stability** | **Asperity Height in / out** |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| **Unit** | | mm | g/cc | % | Cat. 1 and Cat. 2 | kN/m | % | kN/m | % | N | N | % | mm |
| **Test Method** | | D5994 | D1505 | D4218 | D5596 | D6693 Tensile Properties (D 638, Type IV) | | | | D1004 | D4833 | D1204 | GRI-GM-12 |
| **Frequency** | | Each roll | 1/2 ro | 1/2 ro | 1/6 ro | 1/2 ro | | | | 1/6 ro | 1/6 ro | 1/6 ro | Each Roll |
| **Specification** | | 1.43 / 1.28 | > 0.94 | >2.0 / <3.0 | Cat. 1 / Cat. 2 | 23 | 13 | 23 | 150 | 200 | 530 | ± 2 | 0.25 |
| **1-74451** | MD | 1.43 / 1.36 | 0.946 | 2.3 | 10 /10 Views | 28.1 | 16.8 | 36.8 | 592 | 233 | 617 | -0.42 | 0.39 / 0.39 |
| | XD | | | | | 29.1 | 15.4 | 32.4 | 544 | 225 | | 0.02 | |
| **1-74455** | MD | 1.44 / 1.34 | 0.946 | 2.4 | 10 /10 Views | 29.2 | 14.8 | 37.0 | 551 | 239 | 671 | -0.44 | 0.39 / 0.39 |
| | XD | | | | | 29.9 | 14.8 | 33.6 | 538 | 230 | | 0.11 | |
| **1-74481** | MD | 1.47 / 1.43 | 0.945 | 2.3 | 10 /10 Views | 28.2 | 15.0 | 37.7 | 594 | 232 | 643 | -0.30 | 0.40 / 0.40 |
| | XD | | | | | 28.6 | 14.9 | 31.2 | 518 | 224 | | 0.05 | |

SOLMAX INTERNATIONAL
*2801, Boul. Marie-Victorin*
*Varennes, Quebec, Canada, J3X 1P7*
*Tel.: 1-450-929-1234*
*Tel.: 1-800-571-3904*
*Fax: 1-450-929-2547*

# List of Geomembrane Rolls

MF-CQ-01
Rev. 05/ 21 mars 2006

Solmax ACCEPTED Quality Department 53-54

**Project Name :** Site Minier Aldermac
**Project Number :** QC8131-1
**Reference Number :** 101607
**Invoice Number :** 203532

| *Roll Number* | *Product Code* | *Resin Lot Number* | *Manufactured Date* | *SP-NCTL* ASTM D5397 (hr) Specification | Result | Roll Tested |
|---|---|---|---|---|---|---|
| 1-74213 | Solmax 460T-2000 | 8281195 | 21-oct-08 | >300 | In Progress... | 1-74187 |
| 1-74218 | Solmax 460T-2000 | 8281243 | 21-oct-08 | >300 | In Progress... | 1-74217 |
| 1-74219 | Solmax 460T-2000 | 8281243 | 21-oct-08 | >300 | In Progress... | 1-74217 |

*Quantity (rolls) :* **3**

## Resin Certification

| *Resin Lot* | *Melt index* *ASTM D1238* *g/10min* | *Density* *ASTM D1505* *g/cc* | *OIT* *ASTM D3895* *min* | *HP-OIT* *ASTM D5885* *min* |
|---|---|---|---|---|
| 8281195 | 0.100 | 0.937 | 120 | N/A |
| 8281243 | 0.100 | 0.938 | 120 | N/A |

SOLMAX INTERNATIONAL
*2801, Boul. Marie-Victorin*
*Varennes, Quebec, Canada, J3X 1P7*
*Tel.: 1-450-929-1234*
*Tel.: 1-800-571-3904*
*Fax: 1-450-929-2547*

# Manufacturing Quality Control Test Results - Rolls

MF-CQ-11
Rev. 04/ 10-12-04

Solmax ACCEPTED Chantal Gagnon QC Department 53-54

***Project Name :*** Site Minier Aldermac
***Project Number :*** QC8131-1
***Ref. Number :*** 101607 ***Invoice Number :*** 203532

**Product :** Solmax 460T-2000

| **Properties** | | **Thickness ave / min.** | **Geomembrane Density** | **Carbon Black Content** | **Carbon Black Dispersion** | **Yield Strength** | **Yield Elong.** | **Break Strength** | **Break Elong.** | **Tear Resistance** | **Puncture Resistance** | **Dimension. Stability** | **Asperity Height in / out** |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| **Unit** | | mm | g/cc | % | Cat. 1 and Cat. 2 | kN/m | % | kN/m | % | N | N | % | mm |
| **Test Method** | | D5994 | D1505 | D4218 | D5596 | D6693 Tensile Properties (D 638, Type IV) | | | | D1004 | D4833 | D1204 | GRI-GM-12 |
| **Frequency** | | Each roll | 1/2 ro | 1/2 ro | 1/6 ro | 1/2 ro | | | | 1/6 ro | 1/6 ro | 1/6 ro | Each Roll |
| **Specification** | | 1.43 / 1.28 | > 0.94 | >2.0 / <3.0 | Cat. 1 / Cat. 2 | 23 | 13 | 23 | 150 | 200 | 530 | ± 2 | 0.25 |
| **1-74213** | MD | 1.46 / 1.41 | 0.946 | 2.5 | 10 /10 Views | 28.4 | 15.8 | 36.1 | 551 | 238 | 662 | -0.45 | 0.40 / 0.40 |
| | XD | | | | | 29.7 | 14.3 | 32.4 | 524 | 225 | | -0.04 | |
| **1-74218** | MD | 1.47 / 1.42 | 0.946 | 2.5 | 10 /10 Views | 28.6 | 15.5 | 35.6 | 537 | 235 | 650 | -0.43 | 0.40 / 0.40 |
| | XD | | | | | 28.6 | 14.5 | 33.4 | 543 | 224 | | 0.07 | |
| **1-74219** | MD | 1.47 / 1.42 | 0.946 | 2.4 | 10 /10 Views | 29.3 | 14.7 | 35.9 | 545 | 235 | 650 | -0.43 | 0.41 / 0.40 |
| | XD | | | | | 30.8 | 14.3 | 35.4 | 502 | 224 | | 0.07 | |

SOLMAX INTERNATIONAL
*2801, Boul. Marie-Victorin*
*Varennes, Quebec, Canada, J3X 1P7*
*Tel.: 1-450-929-1234*
*Tel.: 1-800-571-3904*
*Fax: 1-450-929-2547*

# List of Geomembrane Rolls



Solmax ACCEPTED Quality Department 53-54

**Project Name :** Site Minier Aldermac
**Project Number :** QC8131-1
**Reference Number :** 101607
**Invoice Number :** 203525

| *Roll Number* | *Product Code* | *Resin Lot Number* | *Manufactured Date* | *SP-NCTL* ASTM D5397 (hr) Specification | Result | Roll Tested |
|---|---|---|---|---|---|---|
| 1-73695 | Solmax 460T-2000 | 8281034 | 24-sept-08 | >300 | 400 | 1-73653 |
| 1-74193 | Solmax 460T-2000 | 8281195 | 20-oct-08 | >300 | In Progress... | 1-74187 |
| 1-74194 | Solmax 460T-2000 | 8281195 | 20-oct-08 | >300 | In Progress... | 1-74187 |
| 1-74195 | Solmax 460T-2000 | 8281195 | 20-oct-08 | >300 | In Progress... | 1-74187 |
| 1-74196 | Solmax 460T-2000 | 8281195 | 20-oct-08 | >300 | In Progress... | 1-74187 |
| 1-74197 | Solmax 460T-2000 | 8281195 | 20-oct-08 | >300 | In Progress... | 1-74187 |
| 1-74201 | Solmax 460T-2000 | 8281195 | 20-oct-08 | >300 | In Progress... | 1-74187 |
| 1-74202 | Solmax 460T-2000 | 8281195 | 20-oct-08 | >300 | In Progress... | 1-74187 |
| 1-74204 | Solmax 460T-2000 | 8281195 | 20-oct-08 | >300 | In Progress... | 1-74187 |
| 1-74205 | Solmax 460T-2000 | 8281195 | 21-oct-08 | >300 | In Progress... | 1-74187 |
| 1-74208 | Solmax 460T-2000 | 8281195 | 21-oct-08 | >300 | In Progress... | 1-74187 |
| 1-74209 | Solmax 460T-2000 | 8281195 | 21-oct-08 | >300 | In Progress... | 1-74187 |
| 1-74210 | Solmax 460T-2000 | 8281195 | 21-oct-08 | >300 | In Progress... | 1-74187 |
| 1-74211 | Solmax 460T-2000 | 8281195 | 21-oct-08 | >300 | In Progress... | 1-74187 |
| 1-74212 | Solmax 460T-2000 | 8281195 | 21-oct-08 | >300 | In Progress... | 1-74187 |
| 1-74215 | Solmax 460T-2000 | 8281243 | 21-oct-08 | >300 | In Progress... | 1-74217 |
| 1-74216 | Solmax 460T-2000 | 8281243 | 21-oct-08 | >300 | In Progress... | 1-74217 |
| 1-74217 | Solmax 460T-2000 | 8281243 | 21-oct-08 | >300 | In Progress... | 1-74217 |

*Quantity (rolls) :* **18**

# Resin Certification

| *Resin Lot* | *Melt index* *ASTM D1238* *g/10min* | *Density* *ASTM D1505* *g/cc* | *OIT* *ASTM D3895* *min* | *HP-OIT* *ASTM D5885* *min* |
|---|---|---|---|---|
| 8281034 | 0.090 | 0.937 | 120 | N/A |
| 8281195 | 0.100 | 0.937 | 120 | N/A |
| 8281243 | 0.100 | 0.938 | 120 | N/A |

SOLMAX INTERNATIONAL
*2801, Boul. Marie-Victorin*
*Varennes, Quebec, Canada, J3X 1P7*
*Tel.: 1-450-929-1234*
*Tel.: 1-800-571-3904*
*Fax: 1-450-929-2547*

# Manufacturing Quality Control Test Results - Rolls

MF-CQ-11
Rev. 04/ 10-12-04

Solmax ACCEPTED Quality Department 53-54

***Project Name :*** Site Minier Aldermac
***Project Number :*** QC8131-1
***Ref. Number :*** 101607 ***Invoice Number :*** 203525

**Product :** Solmax 460T-2000

| Properties | | Thickness ave / min. | Geomembrane Density | Carbon Black Content | Carbon Black Dispersion | Yield Strength | Yield Elong. | Break Strength | Break Elong. | Tear Resistance | Puncture Resistance | Dimension. Stability | Asperity Height in / out |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| Unit | | mm | g/cc | % | Cat. 1 and Cat. 2 | kN/m | % | kN/m | % | N | N | % | mm |
| Test Method | | D5994 | D1505 | D4218 | D5596 | D6693 Tensile Properties (D 638, Type IV) | | | | D1004 | D4833 | D1204 | GRI-GM-12 |
| Frequency | | Each roll | 1/2 ro | 1/2 ro | 1/6 ro | 1/2 ro | | | | 1/6 ro | 1/6 ro | 1/6 ro | Each Roll |
| Specification | | 1.43 / 1.28 | > 0.94 | >2.0 / <3.0 | Cat. 1 / Cat. 2 | 23 | 13 | 23 | 150 | 200 | 530 | ± 2 | 0.25 |
| **1-73695** | MD | 1.49 / 1.43 | 0.946 | 2.9 | 10 /10 Views | 28.4 | 16.6 | 36.8 | 560 | 238 | 663 | -0.51 | 0.38 / 0.39 |
| | XD | | | | | 29.4 | 14.1 | 34.2 | 548 | 226 | | 0.06 | |
| **1-74193** | MD | 1.51 / 1.46 | 0.947 | 2.5 | 10 /10 Views | 30.3 | 15.6 | 37.0 | 541 | 251 | 661 | -0.41 | 0.41 / 0.41 |
| | XD | | | | | 31.1 | 14.7 | 35.9 | 559 | 241 | | 0.06 | |
| **1-74194** | MD | 1.48 / 1.44 | 0.947 | 2.5 | 10 /10 Views | 30.3 | 15.6 | 37.0 | 541 | 251 | 661 | -0.41 | 0.40 / 0.40 |
| | XD | | | | | 31.1 | 14.7 | 35.9 | 559 | 241 | | 0.06 | |
| **1-74195** | MD | 1.47 / 1.42 | 0.946 | 2.5 | 10 /10 Views | 28.5 | 16.0 | 36.6 | 553 | 251 | 661 | -0.41 | 0.40 / 0.40 |
| | XD | | | | | 29.6 | 14.6 | 35.7 | 579 | 241 | | 0.06 | |
| **1-74196** | MD | 1.47 / 1.41 | 0.947 | 2.6 | 10 /10 Views | 27.5 | 16.9 | 33.0 | 487 | 238 | 645 | -0.26 | 0.40 / 0.41 |
| | XD | | | | | 30.0 | 14.8 | 32.6 | 522 | 230 | | -0.08 | |
| **1-74197** | MD | 1.46 / 1.40 | 0.947 | 2.6 | 10 /10 Views | 27.5 | 16.9 | 32.9 | 487 | 238 | 645 | -0.26 | 0.41 / 0.41 |
| | XD | | | | | 30.0 | 14.8 | 32.6 | 522 | 230 | | -0.08 | |
| **1-74201** | MD | 1.49 / 1.44 | 0.946 | 2.7 | 10 /10 Views | 27.6 | 16.4 | 37.0 | 570 | 238 | 645 | -0.26 | 0.39 / 0.40 |
| | XD | | | | | 28.9 | 15.1 | 34.3 | 557 | 230 | | -0.08 | |
| **1-74202** | MD | 1.48 / 1.44 | 0.945 | 2.6 | 10 /10 Views | 27.6 | 16.2 | 35.7 | 546 | 236 | 661 | -0.26 | 0.38 / 0.41 |
| | XD | | | | | 29.4 | 15.0 | 35.0 | 576 | 225 | | 0.06 | |
| **1-74204** | MD | 1.46 / 1.41 | 0.946 | 2.7 | 10 /10 Views | 27.8 | 16.8 | 34.5 | 530 | 236 | 661 | -0.26 | 0.37 / 0.41 |
| | XD | | | | | 28.3 | 14.4 | 32.6 | 528 | 225 | | 0.06 | |
| **1-74205** | MD | 1.46 / 1.41 | 0.946 | 2.7 | 10 /10 Views | 27.8 | 16.8 | 34.5 | 530 | 236 | 661 | -0.26 | 0.39 / 0.39 |
| | XD | | | | | 28.3 | 14.4 | 32.6 | 528 | 225 | | 0.06 | |

SOLMAX INTERNATIONAL
*2801, Boul. Marie-Victorin*
*Varennes, Quebec, Canada, J3X 1P7*
*Tel.: 1-450-929-1234*
*Tel.: 1-800-571-3904*
*Fax: 1-450-929-2547*

# Manufacturing Quality Control Test Results - Rolls

MF-CQ-11
Rev. 04/ 10-12-04

Solmax ACCEPTED Chantal Gagnon Quality Control Department 53-54

***Project Name :*** Site Minier Aldermac
***Project Number :*** QC8131-1
***Ref. Number :*** 101607 ***Invoice Number :*** 203525

**Product :** Solmax 460T-2000

| Properties | | Thickness ave / min. | Geomembrane Density | Carbon Black Content | Carbon Black Dispersion | Yield Strength | Yield Elong. | Break Strength | Break Elong. | Tear Resistance | Puncture Resistance | Dimension. Stability | Asperity Height in / out |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| Unit | | mm | g/cc | % | Cat. 1 and Cat. 2 | kN/m | % | kN/m | % | N | N | % | mm |
| Test Method | | D5994 | D1505 | D4218 | D5596 | D6693 Tensile Properties (D 638, Type IV) | | | | D1004 | D4833 | D1204 | GRI-GM-12 |
| Frequency | | Each roll | 1/2 ro | 1/2 ro | 1/6 ro | 1/2 ro | | | | 1/6 ro | 1/6 ro | 1/6 ro | Each Roll |
| Specification | | 1.43 / 1.28 | > 0.94 | >2.0 / <3.0 | Cat. 1 / Cat. 2 | 23 | 13 | 23 | 150 | 200 | 530 | ± 2 | 0.25 |
| **1-74208** | MD | 1.48 / 1.39 | 0.946 | 2.3 | 10 /10 Views | 28.0 | 15.7 | 38.4 | 593 | 238 | 662 | -0.45 | 0.39 / 0.39 |
| | XD | | | | | 28.4 | 14.5 | 30.6 | 500 | 225 | | -0.04 | |
| **1-74209** | MD | 1.48 / 1.45 | 0.946 | 2.3 | 10 /10 Views | 28.0 | 15.7 | 38.4 | 593 | 238 | 662 | -0.45 | 0.39 / 0.41 |
| | XD | | | | | 28.4 | 14.5 | 30.6 | 500 | 225 | | -0.04 | |
| **1-74210** | MD | 1.47 / 1.44 | 0.946 | 2.6 | 10 /10 Views | 27.7 | 16.6 | 34.7 | 526 | 238 | 662 | -0.45 | 0.40 / 0.40 |
| | XD | | | | | 28.6 | 14.8 | 32.0 | 529 | 225 | | -0.04 | |
| **1-74211** | MD | 1.47 / 1.41 | 0.946 | 2.6 | 10 /10 Views | 27.7 | 16.6 | 34.7 | 526 | 238 | 662 | -0.45 | 0.40 / 0.40 |
| | XD | | | | | 28.6 | 14.8 | 32.0 | 529 | 225 | | -0.04 | |
| **1-74212** | MD | 1.46 / 1.41 | 0.946 | 2.5 | 10 /10 Views | 28.4 | 15.8 | 36.1 | 551 | 238 | 662 | -0.45 | 0.40 / 0.40 |
| | XD | | | | | 29.7 | 14.3 | 32.4 | 524 | 225 | | -0.04 | |
| **1-74215** | MD | 1.46 / 1.41 | 0.947 | 2.6 | 10 /10 Views | 27.5 | 16.6 | 38.2 | 586 | 235 | 650 | -0.43 | 0.40 / 0.40 |
| | XD | | | | | 28.5 | 16.2 | 35.7 | 544 | 224 | | 0.07 | |
| **1-74216** | MD | 1.46 / 1.42 | 0.947 | 2.6 | 10 /10 Views | 27.5 | 16.6 | 38.2 | 586 | 235 | 650 | -0.43 | 0.40 / 0.40 |
| | XD | | | | | 28.5 | 16.2 | 35.7 | 544 | 224 | | 0.07 | |
| **1-74217** | MD | 1.46 / 1.42 | 0.946 | 2.5 | 10 /10 Views | 28.6 | 15.5 | 35.5 | 537 | 235 | 650 | -0.43 | 0.40 / 0.40 |
| | XD | | | | | 28.6 | 14.5 | 33.5 | 543 | 224 | | 0.07 | |

SOLMAX INTERNATIONAL
*2801, Boul. Marie-Victorin*
*Varennes, Quebec, Canada, J3X 1P7*
*Tel.: 1-450-929-1234*
*Tel.: 1-800-571-3904*
*Fax: 1-450-929-2547*

# List of Geomembrane Rolls

MF-CQ-01
Rev. 05/ 21 mars 2006

Solmax ACCEPTED

53-54

**Project Name :** Site Minier Aldermac
**Reference Number :** 101609
**Project Number :** Q08131-1
**Invoice Number :** 203522

| *Roll Number* | *Product Code* | *Resin Lot Number* | *Manufactured Date* | *SP-NCTL* ASTM D5397 (hr) Specification | Result | Roll Tested |
|---|---|---|---|---|---|---|
| 1-74433 | Solmax 460T-2000 | 8281236 | 01-nov-08 | >300 | In Progress... | 1-74249 |
| 1-74434 | Solmax 460T-2000 | 8281236 | 01-nov-08 | >300 | In Progress... | 1-74249 |
| 1-74435 | Solmax 460T-2000 | 8281236 | 01-nov-08 | >300 | In Progress... | 1-74249 |
| 1-74436 | Solmax 460T-2000 | 8281236 | 01-nov-08 | >300 | In Progress... | 1-74249 |
| 1-74438 | Solmax 460T-2000 | 8281236 | 01-nov-08 | >300 | In Progress... | 1-74249 |
| 1-74439 | Solmax 460T-2000 | 8281236 | 01-nov-08 | >300 | In Progress... | 1-74249 |
| 1-74440 | Solmax 460T-2000 | 8281236 | 01-nov-08 | >300 | In Progress... | 1-74249 |
| 1-74441 | Solmax 460T-2000 | 8281236 | 02-nov-08 | >300 | In Progress... | 1-74249 |
| 1-74442 | Solmax 460T-2000 | 8281236 | 02-nov-08 | >300 | In Progress... | 1-74249 |
| 1-74443 | Solmax 460T-2000 | 8281236 | 02-nov-08 | >300 | In Progress... | 1-74249 |
| 1-74444 | Solmax 460T-2000 | 8281236 | 02-nov-08 | >300 | In Progress... | 1-74249 |
| 1-74445 | Solmax 460T-2000 | 8281236 | 02-nov-08 | >300 | In Progress... | 1-74249 |
| 1-74446 | Solmax 460T-2000 | 8281236 | 02-nov-08 | >300 | In Progress... | 1-74249 |
| 1-74447 | Solmax 460T-2000 | 8281236 | 02-nov-08 | >300 | In Progress... | 1-74249 |
| 1-74449 | Solmax 460T-2000 | 8281236 | 02-nov-08 | >300 | In Progress... | 1-74249 |
| 1-74450 | Solmax 460T-2000 | 8281236 | 02-nov-08 | >300 | In Progress... | 1-74249 |
| 1-74453 | Solmax 460T-2000 | 8281236 | 02-nov-08 | >300 | In Progress... | 1-74249 |
| 1-74454 | Solmax 460T-2000 | 8281236 | 02-nov-08 | >300 | In Progress... | 1-74249 |
| 1-74457 | Solmax 460T-2000 | 8281236 | 02-nov-08 | >300 | In Progress... | 1-74249 |
| 1-74459 | Solmax 460T-2000 | 8281236 | 02-nov-08 | >300 | In Progress... | 1-74249 |
| 1-74461 | Solmax 460T-2000 | 8281236 | 02-nov-08 | >300 | In Progress... | 1-74249 |
| 1-74462 | Solmax 460T-2000 | 8281236 | 03-nov-08 | >300 | In Progress... | 1-74249 |
| 1-74463 | Solmax 460T-2000 | 8281236 | 03-nov-08 | >300 | In Progress... | 1-74249 |
| 1-74464 | Solmax 460T-2000 | 8281236 | 03-nov-08 | >300 | In Progress... | 1-74249 |
| 1-74465 | Solmax 460T-2000 | 8281236 | 03-nov-08 | >300 | In Progress... | 1-74249 |
| 1-74466 | Solmax 460T-2000 | 8281236 | 03-nov-08 | >300 | In Progress... | 1-74249 |
| 1-74468 | Solmax 460T-2000 | 8281236 | 03-nov-08 | >300 | In Progress... | 1-74249 |
| 1-74472 | Solmax 460T-2000 | 8281236 | 03-nov-08 | >300 | In Progress... | 1-74249 |
| 1-74473 | Solmax 460T-2000 | 8281236 | 03-nov-08 | >300 | In Progress... | 1-74249 |
| 1-74474 | Solmax 460T-2000 | 8281236 | 03-nov-08 | >300 | In Progress... | 1-74249 |
| 1-74476 | Solmax 460T-2000 | 8281236 | 03-nov-08 | >300 | In Progress... | 1-74249 |
| 1-74477 | Solmax 460T-2000 | 8281236 | 03-nov-08 | >300 | In Progress... | 1-74249 |
| 1-74478 | Solmax 460T-2000 | 8281236 | 03-nov-08 | >300 | In Progress... | 1-74249 |

SOLMAX INTERNATIONAL
*2801, Boul. Marie-Victorin*
*Varennes, Quebec, Canada, J3X 1P7*
*Tel.: 1-450-929-1234*
*Tel.: 1-800-571-3904*
*Fax: 1-450-929-2547*

# List of Geomembrane Rolls



Solmax ACCEPTED ACCEPTED Quality Department 53-54

**Project Name :** Site Minier Aldermac
**Project Number :** Q08131-1
**Reference Number :** 101609
**Invoice Number :** 203522

| *Roll Number* | *Product Code* | *Resin Lot Number* | *Manufactured Date* | *SP-NCTL* ASTM D5397 (hr) Specification | Result | Roll Tested |
|---|---|---|---|---|---|---|
| 1-74479 | Solmax 460T-2000 | 8281236 | 03-nov-08 | >300 | In Progress... | 1-74249 |
| 1-74483 | Solmax 460T-2000 | 8281236 | 04-nov-08 | >300 | In Progress... | 1-74249 |
| 1-74485 | Solmax 460T-2000 | 8281322 | 04-nov-08 | >300 | In Progress... | 1-74484 |
| 1-74486 | Solmax 460T-2000 | 8281322 | 04-nov-08 | >300 | In Progress... | 1-74484 |
| 1-74490 | Solmax 460T-2000 | 8281322 | 04-nov-08 | >300 | In Progress... | 1-74484 |
| 1-74492 | Solmax 460T-2000 | 8281322 | 04-nov-08 | >300 | In Progress... | 1-74484 |
| 1-74493 | Solmax 460T-2000 | 8281322 | 04-nov-08 | >300 | In Progress... | 1-74484 |
| 1-74494 | Solmax 460T-2000 | 8281322 | 04-nov-08 | >300 | In Progress... | 1-74484 |
| 1-74495 | Solmax 460T-2000 | 8281322 | 04-nov-08 | >300 | In Progress... | 1-74484 |
| 1-74496 | Solmax 460T-2000 | 8281322 | 04-nov-08 | >300 | In Progress... | 1-74484 |
| 1-74497 | Solmax 460T-2000 | 8281322 | 04-nov-08 | >300 | In Progress... | 1-74484 |
| 1-74498 | Solmax 460T-2000 | 8281322 | 04-nov-08 | >300 | In Progress... | 1-74484 |
| 1-74499 | Solmax 460T-2000 | 8281322 | 04-nov-08 | >300 | In Progress... | 1-74484 |
| 1-74500 | Solmax 460T-2000 | 8281322 | 04-nov-08 | >300 | In Progress... | 1-74484 |
| 1-74501 | Solmax 460T-2000 | 8281322 | 04-nov-08 | >300 | In Progress... | 1-74484 |
| 1-74502 | Solmax 460T-2000 | 8281322 | 05-nov-08 | >300 | In Progress... | 1-74484 |
| 1-74503 | Solmax 460T-2000 | 8281322 | 05-nov-08 | >300 | In Progress... | 1-74484 |
| 1-74504 | Solmax 460T-2000 | 8281322 | 05-nov-08 | >300 | In Progress... | 1-74484 |
| 1-74505 | Solmax 460T-2000 | 8281322 | 05-nov-08 | >300 | In Progress... | 1-74484 |
| 1-74506 | Solmax 460T-2000 | 8281322 | 05-nov-08 | >300 | In Progress... | 1-74484 |

*Quantity (rolls) :* **53**

# Resin Certification

| *Resin Lot* | *Melt index* *ASTM D1238* *g/10min* | *Density* *ASTM D1505* *g/cc* | *OIT* *ASTM D3895* *min* | *HP-OIT* *ASTM D5885* *min* |
|---|---|---|---|---|
| 8281236 | 0.090 | 0.938 | 120 | N/A |
| 8281322 | 0.090 | 0.937 | 120 | N/A |

2801, Boul. Marie-Victorin
Varennes, Quebec, Canada, J3X 1P7
Tel.: 1-450-929-1234
Tel.: 1-800-571-3904
Fax: 1-450-929-2547

# Manufacturing Quality Control Test Results - Rolls

MF-CQ-11
Rev. 04/ 10-12-04

Solmax ACCEPTED Chantal Gagnon 53-54

**Project Name :** Site Minier Aldermac
**Project Number :** Q08131-1
**Ref. Number :** 101609 **Invoice Number :** 203522

**Product :** Solmax 460T-2000

| Properties | | Thickness ave / min. | Geomembrane Density | Carbon Black Content | Carbon Black Dispersion | Yield Strength | Yield Elong. | Break Strength | Break Elong. | Tear Resistance | Puncture Resistance | Dimension. Stability | Asperity Height in / out |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| Unit | | mm | g/cc | % | Cat. 1 and Cat. 2 | kN/m | % | kN/m | % | N | N | % | mm |
| Test Method | | D5994 | D1505 | D4218 | D5596 | D6693 Tensile Properties (D 638, Type IV) | | | | D1004 | D4833 | D1204 | GRI-GM-12 |
| Frequency | | Each roll | 1/2 ro | 1/2 ro | 1/6 ro | 1/2 ro | | | | 1/6 ro | 1/6 ro | 1/6 ro | Each Roll |
| Specification | | 1.43 / 1.28 | > 0.94 | >2.0 / <3.0 | Cat. 1 / Cat. 2 | 23 | 13 | 23 | 150 | 200 | 530 | ± 2 | 0.25 |
| **1-74433** | MD | 1.52 / 1.44 | 0.945 | 2.3 | 10 /10 Views | 29.3 | 16.6 | 34.5 | 512 | 243 | 657 | -0.53 | 0.42 / 0.42 |
| | XD | | | | | 30.7 | 15.2 | 32.6 | 512 | 237 | | -0.07 | |
| **1-74434** | MD | 1.45 / 1.38 | 0.945 | 2.3 | 10 /10 Views | 29.4 | 16.7 | 37.9 | 573 | 243 | 657 | -0.53 | 0.39 / 0.38 |
| | XD | | | | | 30.9 | 15.6 | 32.0 | 418 | 237 | | -0.07 | |
| **1-74435** | MD | 1.47 / 1.37 | 0.945 | 2.3 | 10 /10 Views | 29.4 | 16.7 | 37.8 | 573 | 243 | 657 | -0.53 | 0.40 / 0.40 |
| | XD | | | | | 30.9 | 15.6 | 32.0 | 418 | 237 | | -0.07 | |
| **1-74436** | MD | 1.45 / 1.39 | 0.946 | 2.4 | 10 /10 Views | 29.0 | 16.7 | 37.7 | 584 | 243 | 657 | -0.53 | 0.40 / 0.40 |
| | XD | | | | | 30.3 | 14.9 | 31.4 | 516 | 237 | | -0.07 | |
| **1-74438** | MD | 1.46 / 1.41 | 0.945 | 2.2 | 10 /10 Views | 28.8 | 17.4 | 35.7 | 541 | 239 | 630 | -0.54 | 0.39 / 0.40 |
| | XD | | | | | 30.8 | 14.7 | 30.3 | 447 | 233 | | -0.07 | |
| **1-74439** | MD | 1.46 / 1.38 | 0.945 | 2.2 | 10 /10 Views | 28.8 | 17.4 | 35.7 | 541 | 239 | 630 | -0.54 | 0.38 / 0.39 |
| | XD | | | | | 30.8 | 14.7 | 30.3 | 447 | 233 | | -0.07 | |
| **1-74440** | MD | 1.43 / 1.39 | 0.946 | 2.4 | 10 /10 Views | 29.0 | 16.5 | 37.3 | 564 | 239 | 630 | -0.54 | 0.39 / 0.37 |
| | XD | | | | | 29.4 | 15.1 | 33.0 | 550 | 233 | | -0.07 | |
| **1-74441** | MD | 1.43 / 1.37 | 0.946 | 2.4 | 10 /10 Views | 29.0 | 16.5 | 37.3 | 564 | 239 | 630 | -0.54 | 0.39 / 0.38 |
| | XD | | | | | 29.4 | 15.1 | 33.1 | 550 | 233 | | -0.07 | |
| **1-74442** | MD | 1.43 / 1.38 | 0.946 | 2.3 | 10 /10 Views | 30.3 | 15.3 | 37.6 | 580 | 239 | 630 | -0.54 | 0.37 / 0.37 |
| | XD | | | | | 29.9 | 15.3 | 34.6 | 560 | 233 | | -0.07 | |
| **1-74443** | MD | 1.44 / 1.37 | 0.946 | 2.3 | 10 /10 Views | 30.3 | 15.3 | 37.7 | 580 | 239 | 630 | -0.54 | 0.38 / 0.37 |
| | XD | | | | | 29.9 | 15.3 | 34.7 | 560 | 233 | | -0.07 | |

SOLMAX INTERNATIONAL
*2801, Boul. Marie-Victorin*
*Varennes, Quebec, Canada, J3X 1P7*
*Tel.: 1-450-929-1234*
*Tel.: 1-800-571-3904*
*Fax: 1-450-929-2547*

# Manufacturing Quality Control Test Results - Rolls

MF-CQ-11
Rev. 04/ 10-12-04

Solmax ACCEPTED 53-54

***Project Name :*** Site Minier Aldermac
***Project Number :*** Q08131-1
***Ref. Number :*** 101609 ***Invoice Number :*** 203522

**Product :** Solmax 460T-2000

| Properties | | Thickness ave / min. | Geomembrane Density | Carbon Black Content | Carbon Black Dispersion | Yield Strength | Yield Elong. | Break Strength | Break Elong. | Tear Resistance | Puncture Resistance | Dimension. Stability | Asperity Height in / out |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| Unit | | mm | g/cc | % | Cat. 1 and Cat. 2 | kN/m | % | kN/m | % | N | N | % | mm |
| Test Method | | D5994 | D1505 | D4218 | D5596 | D6693 Tensile Properties (D 638, Type IV) | | | | D1004 | D4833 | D1204 | GRI-GM-12 |
| Frequency | | Each roll | 1/2 ro | 1/2 ro | 1/6 ro | 1/2 ro | | | | 1/6 ro | 1/6 ro | 1/6 ro | Each Roll |
| Specification | | 1.43 / 1.28 | > 0.94 | >2.0 / <3.0 | Cat. 1 / Cat. 2 | 23 | 13 | 23 | 150 | 200 | 530 | ± 2 | 0.25 |
| **1-74444** | MD | 1.43 / 1.35 | 0.945 | 2.1 | 10 /10 Views | 30.3 | 16.0 | 33.1 | 471 | 238 | 637 | -0.43 | 0.38 / 0.39 |
| | XD | | | | | 30.1 | 14.6 | 31.8 | 404 | 229 | | -0.01 | |
| **1-74445** | MD | 1.44 / 1.38 | 0.945 | 2.1 | 10 /10 Views | 30.3 | 16.0 | 33.1 | 471 | 238 | 637 | -0.43 | 0.38 / 0.37 |
| | XD | | | | | 30.1 | 14.6 | 31.9 | 404 | 230 | | -0.01 | |
| **1-74446** | MD | 1.44 / 1.38 | 0.946 | 2.4 | 10 /10 Views | 29.0 | 15.4 | 36.8 | 562 | 238 | 637 | -0.43 | 0.39 / 0.38 |
| | XD | | | | | 30.5 | 14.9 | 34.2 | 557 | 230 | | -0.01 | |
| **1-74447** | MD | 1.43 / 1.38 | 0.946 | 2.4 | 10 /10 Views | 29.0 | 15.4 | 36.8 | 562 | 238 | 637 | -0.43 | 0.40 / 0.40 |
| | XD | | | | | 30.5 | 14.9 | 34.1 | 557 | 230 | | -0.01 | |
| **1-74449** | MD | 1.45 / 1.39 | 0.946 | 2.3 | 10 /10 Views | 28.4 | 15.9 | 36.4 | 565 | 238 | 637 | -0.43 | 0.39 / 0.41 |
| | XD | | | | | 29.9 | 15.5 | 34.3 | 563 | 230 | | -0.01 | |
| **1-74450** | MD | 1.44 / 1.39 | 0.946 | 2.3 | 10 /10 Views | 28.4 | 15.9 | 36.4 | 565 | 238 | 637 | -0.43 | 0.40 / 0.41 |
| | XD | | | | | 29.9 | 15.5 | 34.3 | 563 | 230 | | -0.01 | |
| **1-74453** | MD | 1.46 / 1.36 | 0.946 | 2.3 | 10 /10 Views | 28.6 | 16.3 | 36.6 | 574 | 233 | 617 | -0.42 | 0.40 / 0.40 |
| | XD | | | | | 29.0 | 15.3 | 31.5 | 525 | 225 | | 0.02 | |
| **1-74454** | MD | 1.45 / 1.38 | 0.946 | 2.3 | 10 /10 Views | 28.6 | 16.3 | 36.6 | 574 | 233 | 617 | -0.42 | 0.39 / 0.39 |
| | XD | | | | | 29.0 | 15.3 | 31.5 | 525 | 225 | | 0.02 | |
| **1-74457** | MD | 1.45 / 1.39 | 0.950 | 2.5 | 10 /10 Views | 28.7 | 16.5 | 37.8 | 587 | 239 | 671 | -0.44 | 0.37 / 0.39 |
| | XD | | | | | 30.6 | 14.6 | 35.6 | 578 | 230 | | 0.11 | |
| **1-74459** | MD | 1.44 / 1.38 | 0.950 | 2.4 | 10 /10 Views | 29.1 | 16.8 | 37.3 | 569 | 239 | 649 | -0.33 | 0.38 / 0.41 |
| | XD | | | | | 30.5 | 14.6 | 31.1 | 480 | 233 | | -0.05 | |

SOLMAX INTERNATIONAL
*2801, Boul. Marie-Victorin*
*Varennes, Quebec, Canada, J3X 1P7*
*Tel.: 1-450-929-1234*
*Tel.: 1-800-571-3904*
*Fax: 1-450-929-2547*

# Manufacturing Quality Control Test Results - Rolls

MF-CQ-11
Rev. 04/ 10-12-04

Solmax ACCEPTED Chantal Gagnon 53-54

***Project Name :*** Site Minier Aldermac
***Project Number :*** Q08131-1
***Ref. Number :*** 101609 ***Invoice Number :*** 203522

**Product :** Solmax 460T-2000

| **Properties** | | **Thickness ave / min.** | **Geomembrane Density** | **Carbon Black Content** | **Carbon Black Dispersion** | **Yield Strength** | **Yield Elong.** | **Break Strength** | **Break Elong.** | **Tear Resistance** | **Puncture Resistance** | **Dimension. Stability** | **Asperity Height in / out** |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| **Unit** | | mm | g/cc | % | Cat. 1 and Cat. 2 | kN/m | % | kN/m | % | N | N | % | mm |
| **Test Method** | | D5994 | D1505 | D4218 | D5596 | D6693 Tensile Properties (D 638, Type IV) | | | | D1004 | D4833 | D1204 | GRI-GM-12 |
| **Frequency** | | Each roll | 1/2 ro | 1/2 ro | 1/6 ro | 1/2 ro | | | | 1/6 ro | 1/6 ro | 1/6 ro | Each Roll |
| **Specification** | | 1.43 / 1.28 | > 0.94 | >2.0 / <3.0 | Cat. 1 / Cat. 2 | 23 | 13 | 23 | 150 | 200 | 530 | ± 2 | 0.25 |
| **1-74461** | MD | 1.44 / 1.38 | 0.948 | 2.3 | 10 /10 Views | 28.5 | 16.3 | 35.5 | 546 | 239 | 649 | -0.33 | 0.38 / 0.37 |
| | XD | | | | | 30.2 | 14.9 | 32.4 | 506 | 233 | | -0.05 | |
| **1-74462** | MD | 1.44 / 1.41 | 0.948 | 2.3 | 10 /10 Views | 28.5 | 16.3 | 35.6 | 546 | 239 | 649 | -0.33 | 0.38 / 0.38 |
| | XD | | | | | 30.2 | 14.9 | 32.4 | 506 | 233 | | -0.05 | |
| **1-74463** | MD | 1.43 / 1.39 | 0.947 | 2.2 | 10 /10 Views | 29.5 | 15.7 | 34.2 | 513 | 241 | 649 | -0.40 | 0.37 / 0.38 |
| | XD | | | | | 30.3 | 14.7 | 33.8 | 552 | 231 | | 0.00 | |
| **1-74464** | MD | 1.44 / 1.38 | 0.947 | 2.2 | 10 /10 Views | 29.5 | 15.7 | 34.1 | 513 | 241 | 649 | -0.40 | 0.38 / 0.39 |
| | XD | | | | | 30.3 | 14.7 | 33.8 | 552 | 231 | | 0.00 | |
| **1-74465** | MD | 1.44 / 1.39 | 0.947 | 2.2 | 10 /10 Views | 29.0 | 16.5 | 37.2 | 563 | 241 | 649 | -0.40 | 0.38 / 0.38 |
| | XD | | | | | 30.9 | 14.7 | 35.6 | 571 | 231 | | 0.00 | |
| **1-74466** | MD | 1.43 / 1.38 | 0.947 | 2.2 | 10 /10 Views | 29.0 | 16.5 | 37.1 | 563 | 241 | 649 | -0.40 | 0.38 / 0.38 |
| | XD | | | | | 30.9 | 14.7 | 35.7 | 571 | 231 | | 0.00 | |
| **1-74468** | MD | 1.50 / 1.44 | 0.945 | 2.8 | 10 /10 Views | 28.1 | 16.0 | 35.0 | 544 | 241 | 649 | -0.40 | 0.38 / 0.42 |
| | XD | | | | | 29.2 | 14.4 | 31.0 | 520 | 231 | | 0.00 | |
| **1-74472** | MD | 1.51 / 1.44 | 0.945 | 2.5 | 10 /10 Views | 28.2 | 16.3 | 35.9 | 561 | 238 | 644 | -0.26 | 0.41 / 0.42 |
| | XD | | | | | 29.3 | 14.6 | 33.9 | 562 | 233 | | 0.05 | |
| **1-74473** | MD | 1.49 / 1.45 | 0.945 | 2.5 | 10 /10 Views | 28.2 | 16.3 | 35.9 | 561 | 238 | 644 | -0.26 | 0.39 / 0.41 |
| | XD | | | | | 29.3 | 14.6 | 34.0 | 562 | 233 | | 0.05 | |
| **1-74474** | MD | 1.47 / 1.41 | 0.945 | 2.7 | 10 /10 Views | 28.5 | 16.0 | 37.8 | 603 | 238 | 644 | -0.26 | 0.40 / 0.42 |
| | XD | | | | | 29.3 | 14.4 | 32.0 | 536 | 233 | | 0.05 | |

SOLMAX INTERNATIONAL
*2801, Boul. Marie-Victorin*
*Varennes, Quebec, Canada, J3X 1P7*
*Tel.: 1-450-929-1234*
*Tel.: 1-800-571-3904*
*Fax: 1-450-929-2547*

# Manufacturing Quality Control Test Results - Rolls

MF-CQ-11
Rev. 04/ 10-12-04

Solmax ACCEPTED Chantal Gagnon 53-54

***Project Name :*** Site Minier Aldermac
***Project Number :*** Q08131-1
***Ref. Number :*** 101609 ***Invoice Number :*** 203522

**Product :** Solmax 460T-2000

| **Properties** | | **Thickness ave / min.** | **Geomembrane Density** | **Carbon Black Content** | **Carbon Black Dispersion** | **Yield Strength** | **Yield Elong.** | **Break Strength** | **Break Elong.** | **Tear Resistance** | **Puncture Resistance** | **Dimension. Stability** | **Asperity Height in / out** |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| **Unit** | | mm | g/cc | % | Cat. 1 and Cat. 2 | kN/m | % | kN/m | % | N | N | % | mm |
| **Test Method** | | D5994 | D1505 | D4218 | D5596 | D6693 Tensile Properties (D 638, Type IV) | | | | D1004 | D4833 | D1204 | GRI-GM-12 |
| **Frequency** | | Each roll | 1/2 ro | 1/2 ro | 1/6 ro | 1/2 ro | | | | 1/6 ro | 1/6 ro | 1/6 ro | Each Roll |
| **Specification** | | 1.43 / 1.28 | > 0.94 | >2.0 / <3.0 | Cat. 1 / Cat. 2 | 23 | 13 | 23 | 150 | 200 | 530 | ± 2 | 0.25 |
| **1-74476** | MD | 1.49 / 1.43 | 0.945 | 2.3 | 10 /10 Views | 28.3 | 16.0 | 37.0 | 592 | 232 | 643 | -0.30 | 0.39 / 0.42 |
| | XD | | | | | 29.4 | 15.1 | 33.8 | 573 | 224 | | 0.05 | |
| **1-74477** | MD | 1.48 / 1.43 | 0.945 | 2.3 | 10 /10 Views | 28.3 | 16.0 | 37.0 | 592 | 232 | 643 | -0.30 | 0.40 / 0.40 |
| | XD | | | | | 29.4 | 15.1 | 33.8 | 573 | 224 | | 0.05 | |
| **1-74478** | MD | 1.48 / 1.44 | 0.945 | 2.4 | 10 /10 Views | 28.5 | 15.6 | 36.4 | 576 | 232 | 643 | -0.30 | 0.41 / 0.40 |
| | XD | | | | | 28.9 | 15.4 | 32.0 | 452 | 224 | | 0.05 | |
| **1-74479** | MD | 1.48 / 1.43 | 0.945 | 2.4 | 10 /10 Views | 28.5 | 15.6 | 36.4 | 576 | 232 | 643 | -0.30 | 0.40 / 0.40 |
| | XD | | | | | 28.9 | 15.4 | 32.0 | 452 | 224 | | 0.05 | |
| **1-74483** | MD | 1.47 / 1.44 | 0.946 | 2.4 | 10 /10 Views | 28.8 | 15.7 | 36.3 | 575 | 235 | 621 | -0.42 | 0.40 / 0.40 |
| | XD | | | | | 29.3 | 14.2 | 33.8 | 493 | 226 | | 0.06 | |
| **1-74485** | MD | 1.48 / 1.44 | 0.945 | 2.4 | 10 /10 Views | 28.8 | 15.4 | 36.8 | 580 | 235 | 621 | -0.42 | 0.40 / 0.40 |
| | XD | | | | | 29.5 | 14.8 | 33.8 | 576 | 226 | | 0.06 | |
| **1-74486** | MD | 1.47 / 1.44 | 0.946 | 2.4 | 10 /10 Views | 29.5 | 16.1 | 38.6 | 594 | 235 | 621 | -0.42 | 0.40 / 0.41 |
| | XD | | | | | 29.8 | 14.5 | 33.4 | 547 | 226 | | 0.06 | |
| **1-74490** | MD | 1.51 / 1.44 | 0.945 | 2.3 | 10 /10 Views | 28.0 | 15.9 | 39.4 | 594 | 234 | 656 | -0.33 | 0.39 / 0.41 |
| | XD | | | | | 28.9 | 15.0 | 36.0 | 590 | 222 | | 0.06 | |
| **1-74492** | MD | 1.51 / 1.45 | 0.945 | 2.3 | 10 /10 Views | 28.0 | 15.9 | 39.4 | 594 | 234 | 656 | -0.33 | 0.39 / 0.39 |
| | XD | | | | | 28.9 | 15.0 | 36.1 | 590 | 222 | | 0.06 | |
| **1-74493** | MD | 1.52 / 1.48 | 0.945 | 2.5 | 10 /10 Views | 27.9 | 16.5 | 38.4 | 586 | 234 | 656 | -0.33 | 0.38 / 0.38 |
| | XD | | | | | 29.1 | 14.8 | 31.8 | 520 | 222 | | 0.06 | |

SOLMAX INTERNATIONAL
*2801, Boul. Marie-Victorin*
*Varennes, Quebec, Canada, J3X 1P7*
*Tel.: 1-450-929-1234*
*Tel.: 1-800-571-3904*
*Fax: 1-450-929-2547*

# Manufacturing Quality Control Test Results - Rolls

MF-CQ-11
Rev. 04/ 10-12-04

Solmax ACCEPTED Chantal Gagnon 53-54

***Project Name :*** Site Minier Aldermac
***Project Number :*** Q08131-1
***Ref. Number :*** 101609 ***Invoice Number :*** 203522

**Product :** Solmax 460T-2000

| **Properties** | | **Thickness ave / min.** | **Geomembrane Density** | **Carbon Black Content** | **Carbon Black Dispersion** | **Yield Strength** | **Yield Elong.** | **Break Strength** | **Break Elong.** | **Tear Resistance** | **Puncture Resistance** | **Dimension. Stability** | **Asperity Height in / out** |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| **Unit** | | mm | g/cc | % | Cat. 1 and Cat. 2 | kN/m | % | kN/m | % | N | N | % | mm |
| **Test Method** | | D5994 | D1505 | D4218 | D5596 | D6693 Tensile Properties (D 638, Type IV) | | | | D1004 | D4833 | D1204 | GRI-GM-12 |
| **Frequency** | | Each roll | 1/2 ro | 1/2 ro | 1/6 ro | 1/2 ro | | | | 1/6 ro | 1/6 ro | 1/6 ro | Each Roll |
| **Specification** | | 1.43 / 1.28 | > 0.94 | >2.0 / <3.0 | Cat. 1 / Cat. 2 | 23 | 13 | 23 | 150 | 200 | 530 | ± 2 | 0.25 |
| **1-74494** | MD | 1.53 / 1.49 | 0.945 | 2.5 | 10 /10 Views | 27.9 | 16.5 | 38.4 | 586 | 234 | 656 | -0.33 | 0.40 / 0.41 |
| | XD | | | | | 29.1 | 14.8 | 31.7 | 520 | 222 | | 0.06 | |
| **1-74495** | MD | 1.52 / 1.46 | 0.945 | 2.4 | 10 /10 Views | 27.8 | 16.3 | 38.1 | 579 | 237 | 665 | -0.28 | 0.37 / 0.39 |
| | XD | | | | | 28.2 | 14.2 | 33.9 | 544 | 226 | | 0.03 | |
| **1-74496** | MD | 1.51 / 1.45 | 0.945 | 2.4 | 10 /10 Views | 27.8 | 16.3 | 38.0 | 579 | 237 | 665 | -0.28 | 0.39 / 0.41 |
| | XD | | | | | 28.2 | 14.2 | 33.8 | 544 | 226 | | 0.03 | |
| **1-74497** | MD | 1.48 / 1.45 | 0.945 | 2.5 | 10 /10 Views | 28.6 | 16.4 | 38.0 | 574 | 237 | 665 | -0.28 | 0.41 / 0.40 |
| | XD | | | | | 29.3 | 15.2 | 35.5 | 567 | 226 | | 0.03 | |
| **1-74498** | MD | 1.48 / 1.42 | 0.945 | 2.5 | 10 /10 Views | 28.6 | 16.4 | 38.0 | 574 | 237 | 665 | -0.28 | 0.40 / 0.40 |
| | XD | | | | | 29.3 | 15.2 | 35.6 | 567 | 226 | | 0.03 | |
| **1-74499** | MD | 1.48 / 1.44 | 0.945 | 2.5 | 10 /10 Views | 28.4 | 16.0 | 37.1 | 566 | 237 | 665 | -0.28 | 0.40 / 0.40 |
| | XD | | | | | 29.6 | 14.1 | 32.9 | 526 | 226 | | 0.03 | |
| **1-74500** | MD | 1.48 / 1.43 | 0.945 | 2.5 | 10 /10 Views | 28.4 | 16.0 | 37.1 | 566 | 237 | 665 | -0.28 | 0.40 / 0.40 |
| | XD | | | | | 29.6 | 14.1 | 32.9 | 526 | 226 | | 0.03 | |
| **1-74501** | MD | 1.48 / 1.44 | 0.946 | 2.5 | 10 /10 Views | 28.4 | 15.5 | 37.6 | 566 | 237 | 633 | -0.41 | 0.40 / 0.40 |
| | XD | | | | | 29.3 | 14.9 | 36.9 | 593 | 230 | | 0.06 | |
| **1-74502** | MD | 1.48 / 1.44 | 0.946 | 2.5 | 10 /10 Views | 28.4 | 15.5 | 37.7 | 566 | 237 | 633 | -0.41 | 0.40 / 0.40 |
| | XD | | | | | 29.3 | 14.9 | 37.0 | 593 | 230 | | 0.06 | |
| **1-74503** | MD | 1.48 / 1.45 | 0.945 | 2.5 | 10 /10 Views | 28.8 | 15.2 | 35.0 | 514 | 237 | 633 | -0.41 | 0.40 / 0.40 |
| | XD | | | | | 29.8 | 14.6 | 37.1 | 596 | 230 | | 0.06 | |

SOLMAX INTERNATIONAL
*2801, Boul. Marie-Victorin*
*Varennes, Quebec, Canada, J3X 1P7*
*Tel.: 1-450-929-1234*
*Tel.: 1-800-571-3904*
*Fax: 1-450-929-2547*

# Manufacturing Quality Control Test Results - Rolls

MF-CQ-11
Rev. 04/ 10-12-04

Solmax ACCEPTED Chantal Gagnon 53-54

***Project Name :*** Site Minier Aldermac
***Project Number :*** Q08131-1
***Ref. Number :*** 101609 ***Invoice Number :*** 203522

**Product :** Solmax 460T-2000

| Properties | | Thickness ave / min. | Geomembrane Density | Carbon Black Content | Carbon Black Dispersion | Yield Strength | Yield Elong. | Break Strength | Break Elong. | Tear Resistance | Puncture Resistance | Dimension. Stability | Asperity Height in / out |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| **Unit** | | mm | g/cc | % | Cat. 1 and Cat. 2 | kN/m | % | kN/m | % | N | N | % | mm |
| **Test Method** | | D5994 | D1505 | D4218 | D5596 | D6693 Tensile Properties (D 638, Type IV) | | | | D1004 | D4833 | D1204 | GRI-GM-12 |
| **Frequency** | | Each roll | 1/2 ro | 1/2 ro | 1/6 ro | 1/2 ro | | | | 1/6 ro | 1/6 ro | 1/6 ro | Each Roll |
| **Specification** | | 1.43 / 1.28 | > 0.94 | >2.0 / <3.0 | Cat. 1 / Cat. 2 | 23 | 13 | 23 | 150 | 200 | 530 | ± 2 | 0.25 |
| **1-74504** | MD | 1.48 / 1.42 | 0.946 | 2.4 | 10 /10 Views | 28.3 | 15.5 | 37.5 | 568 | 235 | 643 | -0.41 | 0.41 / 0.40 |
| | XD | | | | | 29.8 | 14.6 | 34.7 | 554 | 225 | | 0.07 | |
| **1-74505** | MD | 1.47 / 1.44 | 0.946 | 2.4 | 10 /10 Views | 28.3 | 15.5 | 37.5 | 568 | 234 | 643 | -0.41 | 0.40 / 0.40 |
| | XD | | | | | 29.8 | 14.6 | 34.7 | 554 | 225 | | 0.07 | |
| **1-74506** | MD | 1.48 / 1.44 | 0.945 | 2.4 | 10 /10 Views | 27.4 | 16.4 | 35.6 | 535 | 234 | 643 | -0.41 | 0.41 / 0.40 |
| | XD | | | | | 29.5 | 14.4 | 32.6 | 526 | 225 | | 0.07 | |

GroupeCTTGroup
Geosynthetics — Division SAGEOS — Géosynthétiques

**RAPPORT D'ANALYSES**
**No. d'accréditation du CCN: 40**

M. Burckhardt Guillermo
**SNC Lavalin (Québec)**

Date: 17 novembre 2008
Rapport: S546-003-31494A

IDENTIFICATION: Soudure de géomembranes: DT-1, DT-2
Projet: Restauration du site minier Aldermac
Réception: 17 novembre 2008; PO#: 020266-P-0208

NORME:

ESSAI: "Determining the Integrity of Nonreinforced Geomembrane-Seams Produced Using Thermo-Fusion Methods" ASTM D6392 - 99(2006)

CONDITIONS D'ESSAI: Echantillon non conditionné; Appareil utilisé: Dynamomètre à taux constant d'extension (TCE);
Note: SE1=Bris ds la feuille au bord de la soudure; BRK=Bris ds la feuille; BRK2=Bris ds la feuille du haut;
AD-BRK=Bris ds la feuille après décollement partiel; AD=Décollement complet de la soudure (côté A ou B).
Extrusion: SE3=Bris au bord de la soudure dans la feuille du bas et SE2=dans la feuille du haut.
Vitesse de déplacement (mm/min.): 50
Testé le 17 novembre 2008

| RÉSULTATS: | Résultats individuels | | | | | **Moy.** | **E.-T.** | **CV %** |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| **DT-1** | | | | | | | | |
| CISAILLEMENT | .. | | | | | | | |
| Force maximum (kN/m): | 31.9 | 32.1 | 31.6 | 31.4 | 31.8 | **31.8** | 0.3 | **0.9** |
| Force maximum (lb/po): | 182.2 | 183.1 | 180.4 | 179.1 | 181.4 | **181.2** | 1.6 | **0.9** |
| Type de rupture: | BRK | BRK | BRK | BRK | BRK | | | |
| Allongement à la rupture (%): | >50 | >50 | >50 | >50 | >50 | | | |
| PELAGE | CÔTÉ A | | | | | | | |
| Force maximum (kN/m): | 25.0 | 24.8 | 21.8 | 27.3 | 23.5 | **24.5** | 2.0 | **8.3** |
| Force maximum (lb/po): | 142.7 | 141.4 | 124.8 | 155.9 | 134.5 | **139.9** | 11.4 | **8.2** |
| Type de rupture: | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | | | |
| Séparation (%): | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | | | |
| PELAGE | CÔTÉ B | | | | | | | |
| Force maximum (kN/m): | 23.4 | 21.3 | 21.7 | 23.5 | 22.5 | **22.5** | 1.0 | **4.4** |
| Force maximum (lb/po): | 133.6 | 121.9 | 123.7 | 134.1 | 128.7 | **128.4** | 5.6 | **4.3** |
| Type de rupture: | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | | | |
| Séparation (%): | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | | | |

Préparé par: 53-54
N[illegible]
Technicien(ne)

Approuvé par: 53-54
Pour: Eric Blond, ing., M.Sc.A.
Vice-président
Date: 17 novembre 2008

***Pour toute information concernant ce rapport, veuillez contacter Eric Blond.***

Les rapports sont identifiés par un code alphanumérique, le dernier caractère fait référence au numéro de révision, celui-ci est émis en ordre croissant. Les échantillons de ce rapport sont conservés pendant une période de 30 jours à partir de la date du rapport, sauf si d'autres instructions sont transmises à cet effet. Les frais pour tout service après les essais sont de 125 $ de l'heure et pour toute expertise en Cour, de 195 $ de l'heure. Les résultats ci-haut mentionnés ne se rapportent qu'aux échantillons soumis à l'essai. Ce rapport ne doit pas être reproduit, sinon en entier, sans l'autorisation écrite du Groupe CTT.

3000, rue Boullé, Saint-Hyacinthe (Québec) CANADA J2S 1H9
sageos@gcttg.com www.gcttg.com 1 877 288-8378 1 450 778-1870 Fax: 1 450 778-3901

GroupeCTTGroup
Division SAGEOS
Geosynthetics Géosynthétiques

**RAPPORT D'ANALYSES**
**No. d'accréditation du CCN: 40**

M. Guillermo Burckhardt
**SNC Lavalin (Québec)**

Date: 20 novembre 2008
Rapport: S546-003-31596A

IDENTIFICATION: Soudure de géomembranes: DT-3, DT-4, DT-5, DT-6
Projet: Restauration du site minier Aldermac
Réception: 20 novembre 2008; PO#: 020266-P-0208

NORME:

ESSAI: "Determining the Integrity of Nonreinforced Geomembrane-Seams Produced Using Thermo-Fusion Methods" ASTM D6392 - 99(2006)

CONDITIONS D'ESSAI: Echantillon non conditionné; Appareil utilisé: Dynamomètre à taux constant d'extension (TCE);
Note: SE1=Bris ds la feuille au bord de la soudure; BRK=Bris ds la feuille; BRK2=Bris ds la feuille du haut;
AD-BRK=Bris ds la feuille après décollement partiel; AD=Décollement complet de la soudure (côté A ou B).
Extrusion: SE3=Bris au bord de la soudure dans la feuille du bas et SE2=dans la feuille du haut.
Vitesse de déplacement (mm/min.): 50
Testé le 20 novembre 2008

| RÉSULTATS: | Résultats individuels | | | | | **Moy.** | **E.-T.** | **CV %** |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| **DT-3** | | | | | | | | |
| CISAILLEMENT | .. | | | | | | | |
| Force maximum (kN/m): | 30.0 | 30.2 | 29.9 | 30.0 | 30.1 | **30.0** | 0.1 | **0.4** |
| Force maximum (lb/po): | 171.4 | 172.7 | 171.0 | 171.3 | 171.7 | **171.6** | 0.7 | **0.4** |
| Type de rupture: | BRK | BRK | BRK | BRK | BRK | | | |
| Allongement à la rupture (%): | >50 | >50 | >50 | >50 | >50 | | | |
| PELAGE | CÔTÉ A | | | | | | | |
| Force maximum (kN/m): | 23.6 | 22.5 | 21.9 | 22.6 | 21.2 | **22.4** | 0.9 | **4.0** |
| Force maximum (lb/po): | 134.7 | 128.2 | 125.2 | 129.3 | 120.9 | **127.7** | 5.1 | **4.0** |
| Type de rupture: | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | | | |
| Séparation (%): | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | | | |
| PELAGE | CÔTÉ B | | | | | | | |
| Force maximum (kN/m): | 20.1 | 21.5 | 20.3 | 22.4 | 20.6 | **21.0** | 1.0 | **4.6** |
| Force maximum (lb/po): | 114.6 | 122.9 | 116.2 | 128.0 | 117.6 | **119.9** | 5.5 | **4.6** |
| Type de rupture: | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | | | |
| Séparation (%): | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | | | |

Préparé par: 53-54
Technicien(ne)

Approuvé par: 53-54
Pour: Eric Blond, ing., M.Sc.A.
Vice-président
Date: 20 novembre 2008

***Pour toute information concernant ce rapport, veuillez contacter Eric Blond.***

Les rapports sont identifiés par un code alphanumérique, le dernier caractère fait référence au numéro de révision, celui-ci est émis en ordre croissant. Les échantillons de ce rapport sont conservés pendant une période de 30 jours à partir de la date du rapport, sauf si d'autres instructions sont transmises à cet effet. Les frais pour tout service après les essais sont de 125 $ de l'heure et pour toute expertise en Cour, de 195 $ de l'heure. Les résultats ci-haut mentionnés ne se rapportent qu'aux échantillons soumis à l'essai. Ce rapport ne doit pas être reproduit, sinon en entier, sans l'autorisation écrite du Groupe CTT.

GroupeCTTGroup
Division SAGEOS
Geosynthetics Géosynthétiques

**RAPPORT D'ANALYSES**
**No. d'accréditation du CCN: 40**

M. Guillermo Burckhardt
**SNC Lavalin (Québec)**

Date: 20 novembre 2008
Rapport: S546-003-31596A

IDENTIFICATION: Soudure de géomembranes: DT-3, DT-4, DT-5, DT-6
Projet: Restauration du site minier Aldermac
Réception: 20 novembre 2008; PO#: 020266-P-0208

NORME:

ESSAI: "Determining the Integrity of Nonreinforced Geomembrane-Seams Produced Using Thermo-Fusion Methods" — ASTM D6392 - 99(2006)

RÉSULTATS (SUITE):

| | Résultats individuels | | | | | Moy. | E.-T. | CV % |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| **DT-4** | | | | | | | | |
| CISAILLEMENT | .. | | | | | | | |
| Force maximum (kN/m): | 30.3 | 30.8 | 30.1 | 30.1 | 30.3 | **30.3** | 0.3 | **0.9** |
| Force maximum (lb/po): | 172.9 | 175.8 | 172.0 | 172.0 | 173.0 | **173.1** | 1.6 | **0.9** |
| Type de rupture: | BRK | BRK | BRK | BRK | BRK | | | |
| Allongement à la rupture (%): | >50 | >50 | >50 | >50 | >50 | | | |
| PELAGE | CÔTÉ A | | | | | | | |
| Force maximum (kN/m): | 22.3 | 22.4 | 20.0 | 23.4 | 22.5 | **22.1** | 1.3 | **5.7** |
| Force maximum (lb/po): | 127.6 | 128.1 | 114.0 | 133.8 | 128.2 | **126.3** | 7.3 | **5.8** |
| Type de rupture: | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | | | |
| Séparation (%): | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | | | |
| PELAGE | CÔTÉ B | | | | | | | |
| Force maximum (kN/m): | 21.7 | 22.6 | 23.9 | 21.1 | 20.1 | **21.9** | 1.4 | **6.6** |
| Force maximum (lb/po): | 124.0 | 128.9 | 136.7 | 120.2 | 114.6 | **124.9** | 8.4 | **6.8** |
| Type de rupture: | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | | | |
| Séparation (%): | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | | | |

Préparé par: 53-54
Nancy Fontaine, Tech.
Technicien(ne)

Approuvé par: 53-54
Pour: Eric Blond, ing., M.Sc.A.
Vice-président
Date: 20 novembre 2008

***Pour toute information concernant ce rapport, veuillez contacter Eric Blond.***

Les rapports sont identifiés par un code alphanumérique, le dernier caractère fait référence au numéro de révision, celui-ci est émis en ordre croissant. Les échantillons de ce rapport sont conservés pendant une période de 30 jours à partir de la date du rapport, sauf si d'autres instructions sont transmises à cet effet. Les frais pour tout service après les essais sont de 125 $ de l'heure et pour toute expertise en Cour, de 195 $ de l'heure. Les résultats ci-haut mentionnés ne se rapportent qu'aux échantillons soumis à l'essai. Ce rapport ne doit pas être reproduit, sinon en entier, sans l'autorisation écrite du Groupe CTT.

GroupeCTTGroup
Division SAGEOS
Geosynthetics Géosynthétiques

**RAPPORT D'ANALYSES**
**No. d'accréditation du CCN: 40**

M. Guillermo Burckhardt
**SNC Lavalin (Québec)**

Date: 20 novembre 2008
Rapport: S546-003-31596A

IDENTIFICATION: Soudure de géomembranes: DT-3, DT-4, DT-5, DT-6
Projet: Restauration du site minier Aldermac
Réception: 20 novembre 2008; PO#: 020266-P-0208

NORME:

ESSAI: "Determining the Integrity of Nonreinforced Geomembrane-Seams Produced Using Thermo-Fusion Methods" — ASTM D6392 - 99(2006)

RÉSULTATS (SUITE):

| | Résultats individuels | | | | | Moy. | E.-T. | CV % |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| **DT-5** | | | | | | | | |
| CISAILLEMENT | .. | | | | | | | |
| Force maximum (kN/m): | 31.6 | 31.6 | 31.6 | 31.2 | 31.4 | **31.5** | 0.2 | **0.6** |
| Force maximum (lb/po): | 180.2 | 180.2 | 180.3 | 178.3 | 179.1 | **179.6** | 0.9 | **0.5** |
| Type de rupture: | BRK | BRK | BRK | BRK | BRK | | | |
| Allongement à la rupture (%): | >50 | >50 | >50 | >50 | >50 | | | |
| PELAGE | CÔTÉ A | | | | | | | |
| Force maximum (kN/m): | 22.2 | 21.0 | 22.0 | 21.1 | 21.5 | **21.6** | 0.5 | **2.5** |
| Force maximum (lb/po): | 126.7 | 119.7 | 125.8 | 120.4 | 122.9 | **123.1** | 3.1 | **2.5** |
| Type de rupture: | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | | | |
| Séparation (%): | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | | | |
| PELAGE | CÔTÉ B | | | | | | | |
| Force maximum (kN/m): | 20.8 | 24.1 | 22.9 | 20.7 | 18.9 | **21.5** | 2.0 | **9.5** |
| Force maximum (lb/po): | 119.0 | 137.6 | 130.8 | 118.3 | 108.1 | **122.8** | 11.6 | **9.4** |
| Type de rupture: | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | | | |
| Séparation (%): | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | | | |

Préparé par: 53-54
Nancy Fontaine, Tech.
Technicien(ne)

Approuvé par: 53-54
Pour: Eric Blond, ing., M.Sc.A.
Vice-président
Date: 20 novembre 2008

***Pour toute information concernant ce rapport, veuillez contacter Eric Blond.***

Les rapports sont identifiés par un code alphanumérique, le dernier caractère fait référence au numéro de révision, celui-ci est émis en ordre croissant. Les échantillons de ce rapport sont conservés pendant une période de 30 jours à partir de la date du rapport, sauf si d'autres instructions sont transmises à cet effet. Les frais pour tout service après les essais sont de 125 $ de l'heure et pour toute expertise en Cour, de 195 $ de l'heure. Les résultats ci-haut mentionnés ne se rapportent qu'aux échantillons soumis à l'essai. Ce rapport ne doit pas être reproduit, sinon en entier, sans l'autorisation écrite du Groupe CTT.

3000, rue Boullé, Saint-Hyacinthe (Québec) CANADA J2S 1H9
sageos@gcttg.com www.gcttg.com 1 877 288-8378 1 450 778-1870 Fax: 1 450 778-3901

GroupeCTTGroup
Geosynthetics — Division SAGEOS — Géosynthétiques

**RAPPORT D'ANALYSES**
**No. d'accréditation du CCN: 40**

M. Guillermo Burckhardt
**SNC Lavalin (Québec)**

Date: 20 novembre 2008
Rapport: S546-003-31596A

IDENTIFICATION: Soudure de géomembranes: DT-3, DT-4, DT-5, DT-6
Projet: Restauration du site minier Aldermac
Réception: 20 novembre 2008; PO#: 020266-P-0208

NORME:

ESSAI: "Determining the Integrity of Nonreinforced Geomembrane-Seams Produced Using Thermo-Fusion Methods" — ASTM D6392 - 99(2006)

RÉSULTATS (SUITE):

| | Résultats individuels | | | | | Moy. | E.-T. | CV % |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| **DT-6** | | | | | | | | |
| CISAILLEMENT | | | | | | | | |
| Force maximum (kN/m): | 30.5 | 30.8 | 30.8 | 30.9 | 30.9 | **30.8** | 0.2 | **0.5** |
| Force maximum (lb/po): | 174.2 | 176.1 | 176.0 | 176.2 | 176.4 | **175.8** | 0.9 | **0.5** |
| Type de rupture: | BRK | BRK | BRK | BRK | BRK | | | |
| Allongement à la rupture (%): | >50 | >50 | >50 | >50 | >50 | | | |
| PELAGE | CÔTÉ A | | | | | | | |
| Force maximum (kN/m): | 24.7 | 22.7 | 22.7 | 24.8 | 21.4 | **23.3** | 1.5 | **6.3** |
| Force maximum (lb/po): | 141.0 | 129.3 | 129.7 | 141.7 | 121.9 | **132.7** | 8.5 | **6.4** |
| Type de rupture: | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | | | |
| Séparation (%): | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | | | |
| PELAGE | CÔTÉ B | | | | | | | |
| Force maximum (kN/m): | 18.6 | 21.0 | 25.6 | 22.6 | 20.8 | **21.7** | 2.6 | **11.9** |
| Force maximum (lb/po): | 106.4 | 120.1 | 145.9 | 129.1 | 118.7 | **124.0** | 14.7 | **11.8** |
| Type de rupture: | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | | | |
| Séparation (%): | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | | | |

Préparé par: 53-54
Nancy Fontaine, Tech.
Technicien(ne)

Approuvé par: 53-54
Pour: Eric Blond, ing., M.Sc.A.
Vice-président
Date: 20 novembre 2008

***Pour toute information concernant ce rapport, veuillez contacter Eric Blond.***

Les rapports sont identifiés par un code alphanumérique, le dernier caractère fait référence au numéro de révision, celui-ci est émis en ordre croissant. Les échantillons de ce rapport sont conservés pendant une période de 30 jours à partir de la date du rapport, sauf si d'autres instructions sont transmises à cet effet. Les frais pour tout service après les essais sont de 125 $ de l'heure et pour toute expertise en Cour, de 195 $ de l'heure. Les résultats ci-haut mentionnés ne se rapportent qu'aux échantillons soumis à l'essai. Ce rapport ne doit pas être reproduit, sinon en entier, sans l'autorisation écrite du Groupe CTT.

3000, rue Boullé, Saint-Hyacinthe (Québec) CANADA J2S 1H9
sageos@gcttg.com www.gcttg.com 1 877 288-8378 1 450 778-1870 Fax: 1 450 778-3901

GroupeCTTGroup
Division SAGEOS
Geosynthetics Géosynthétiques

**RAPPORT D'ANALYSES**
**No. d'accréditation du CCN: 40**

M. Guillermo Burckhardt
**SNC Lavalin (Québec)**

Date: 26 novembre 2008
Rapport: S546-003-31709A

IDENTIFICATION: Soudure de géomembranes: DT-7, DT-8, DT-9, DT-10, DT-11
Projet: Restauration du site minier Aldermac
Réception: 26 novembre 2008; PO#: 020266-P-0208

NORME:

ESSAI: "Determining the Integrity of Nonreinforced Geomembrane-Seams Produced Using Thermo-Fusion Methods" ASTM D6392 - 99(2006)

CONDITIONS D'ESSAI: Echantillon non conditionné; Appareil utilisé: Dynamomètre à taux constant d'extension (TCE);
Note: SE1=Bris ds la feuille au bord de la soudure; BRK=Bris ds la feuille; BRK2=Bris ds la feuille du haut;
AD-BRK=Bris ds la feuille après décollement partiel; AD=Décollement complet de la soudure (côté A ou B).
Extrusion: SE3=Bris au bord de la soudure dans la feuille du bas et SE2=dans la feuille du haut.
Vitesse de déplacement (mm/min.): 50
Testé le 26 novembre 2008

RÉSULTATS:

| | Résultats individuels | | | | | **Moy.** | **E.-T.** | **CV %** |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| **DT-7** | | | | | | | | |
| CISAILLEMENT | .. | | | | | | | |
| Force maximum (kN/m): | 31.4 | 31.8 | 31.6 | 31.6 | 31.5 | **31.6** | 0.1 | **0.5** |
| Force maximum (lb/po): | 179.1 | 181.7 | 180.4 | 180.4 | 180.0 | **180.3** | 0.9 | **0.5** |
| Type de rupture: | BRK | BRK | BRK | BRK | BRK | | | |
| Allongement à la rupture (%): | >50 | >50 | >50 | >50 | >50 | | | |
| PELAGE | CÔTÉ A | | | | | | | |
| Force maximum (kN/m): | 23.4 | 18.4 | 18.7 | 23.6 | 25.0 | **21.8** | 3.0 | **14.0** |
| Force maximum (lb/po): | 133.5 | 105.1 | 107.1 | 135.0 | 142.7 | **124.7** | 17.3 | **13.9** |
| Type de rupture: | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | | | |
| Séparation (%): | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | | | |
| PELAGE | CÔTÉ B | | | | | | | |
| Force maximum (kN/m): | 22.2 | 20.2 | 23.9 | 24.4 | 25.7 | **23.3** | 2.1 | **9.1** |
| Force maximum (lb/po): | 126.6 | 115.4 | 136.7 | 139.1 | 146.8 | **132.9** | 12.2 | **9.2** |
| Type de rupture: | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | | | |
| Séparation (%): | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | | | |

Préparé par: 53-54
Nancy Fontaine, Tech.
Technicien(ne)

Approuvé par: 53-54
Pour: Eric Blond, Ing., M.Sc.A.
Vice-président
Date: 26 novembre 2008

***Pour toute information concernant ce rapport, veuillez contacter Eric Blond.***

Les rapports sont identifiés par un code alphanumérique, le dernier caractère fait référence au numéro de révision, celui-ci est émis en ordre croissant. Les échantillons de ce rapport sont conservés pendant une période de 30 jours à partir de la date du rapport, sauf si d'autres instructions sont transmises à cet effet. Les frais pour tout service après les essais sont de 125 $ de l'heure et pour toute expertise en Cour, de 195 $ de l'heure. Les résultats ci-haut mentionnés ne se rapportent qu'aux échantillons soumis à l'essai. Ce rapport ne doit pas être reproduit, sinon en entier, sans l'autorisation écrite du Groupe CTT.

3000, rue Boullé, Saint-Hyacinthe (Québec) CANADA J2S 1H9
sageos@gcttg.com www.gcttg.com 1 877 288-8378 1 450 778-1870 Fax: 1 450 778-3901

GroupeCTTGroup
Division SAGEOS
Geosynthetics Géosynthétiques

**RAPPORT D'ANALYSES**
**No. d'accréditation du CCN: 40**

M. Guillermo Burckhardt
**SNC Lavalin (Québec)**

Date: 26 novembre 2008
Rapport: S546-003-31709A

IDENTIFICATION: Soudure de géomembranes: DT-7, DT-8, DT-9, DT-10, DT-11
Projet: Restauration du site minier Aldermac
Réception: 26 novembre 2008; PO#: 020266-P-0208

NORME:

ESSAI: "Determining the Integrity of Nonreinforced Geomembrane-Seams Produced Using Thermo-Fusion Methods" — ASTM D6392 - 99(2006)

RÉSULTATS (SUITE):

| | Résultats individuels | | | | | **Moy.** | **E.-T.** | **CV %** |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| **DT-8** | | | | | | | | |
| CISAILLEMENT | .. | | | | | | | |
| Force maximum (kN/m): | 29.8 | 30.0 | 29.8 | 29.8 | 29.0 | **29.7** | 0.4 | **1.3** |
| Force maximum (lb/po): | 170.3 | 171.4 | 170.0 | 170.4 | 165.5 | **169.5** | 2.3 | **1.4** |
| Type de rupture: | BRK | BRK | BRK | BRK | BRK | | | |
| Allongement à la rupture (%): | >50 | >50 | >50 | >50 | >50 | | | |
| PELAGE | CÔTÉ A | | | | | | | |
| Force maximum (kN/m): | 24.2 | 24.4 | 23.0 | 24.6 | 23.5 | **23.9** | 0.7 | **2.8** |
| Force maximum (lb/po): | 138.1 | 139.1 | 131.3 | 140.6 | 134.4 | **136.7** | 3.8 | **2.8** |
| Type de rupture: | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | | | |
| Séparation (%): | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | | | |
| PELAGE | CÔTÉ B | | | | | | | |
| Force maximum (kN/m): | 22.0 | 20.7 | 20.9 | 21.4 | 18.2 | **20.6** | 1.5 | **7.0** |
| Force maximum (lb/po): | 125.8 | 118.1 | 119.5 | 122.4 | 103.9 | **117.9** | 8.4 | **7.1** |
| Type de rupture: | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | | | |
| Séparation (%): | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | | | |

Préparé par: 53-54
Nancy Fontaine, Tech.
Technicien(ne)

Approuvé par: 53-54
Pour: Eric Blond, ing., M.Sc.A.
Vice-président
Date: 26 novembre 2008

***Pour toute information concernant ce rapport, veuillez contacter Eric Blond.***

Les rapports sont identifiés par un code alphanumérique, le dernier caractère fait référence au numéro de révision, celui-ci est émis en ordre croissant. Les échantillons de ce rapport sont conservés pendant une période de 30 jours à partir de la date du rapport, sauf si d'autres instructions sont transmises à cet effet. Les frais pour tout service après les essais sont de 125 $ de l'heure et pour toute expertise en Cour, de 195 $ de l'heure. Les résultats ci-haut mentionnés ne se rapportent qu'aux échantillons soumis à l'essai. Ce rapport ne doit pas être reproduit, sinon en entier, sans l'autorisation écrite du Groupe CTT.

GroupeCTTGroup
Division SAGEOS
Geosynthetics Géosynthétiques

**RAPPORT D'ANALYSES**
**No. d'accréditation du CCN: 40**

M. Guillermo Burckhardt
**SNC Lavalin (Québec)**

Date: 26 novembre 2008
Rapport: S546-003-31709A

IDENTIFICATION: Soudure de géomembranes: DT-7, DT-8, DT-9, DT-10, DT-11
Projet: Restauration du site minier Aldermac
Réception: 26 novembre 2008; PO#: 020266-P-0208

NORME:

ESSAI: "Determining the Integrity of Nonreinforced Geomembrane-Seams Produced Using Thermo-Fusion Methods" — ASTM D6392 - 99(2006)

RÉSULTATS (SUITE):

| | Résultats individuels | | | | | Moy. | E.-T. | CV % |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| **DT-9** | | | | | | | | |
| CISAILLEMENT | .. | | | | | | | |
| Force maximum (kN/m): | 30.1 | 30.5 | 29.9 | 29.9 | 30.3 | **30.1** | 0.3 | **0.9** |
| Force maximum (lb/po): | 171.6 | 174.0 | 170.9 | 170.8 | 173.0 | **172.1** | 1.4 | **0.8** |
| Type de rupture: | BRK | BRK | BRK | BRK | BRK | | | |
| Allongement à la rupture (%): | >50 | >50 | >50 | >50 | >50 | | | |
| PELAGE | CÔTÉ A | | | | | | | |
| Force maximum (kN/m): | 19.3 | 20.3 | 23.1 | 20.2 | 23.3 | **21.2** | 1.8 | **8.6** |
| Force maximum (lb/po): | 110.4 | 116.0 | 132.0 | 115.2 | 132.8 | **121.3** | 10.4 | **8.6** |
| Type de rupture: | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | | | |
| Séparation (%): | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | | | |
| PELAGE | CÔTÉ B | | | | | | | |
| Force maximum (kN/m): | 24.6 | 18.6 | 20.4 | 22.1 | 24.3 | **22.0** | 2.6 | **11.6** |
| Force maximum (lb/po): | 140.3 | 106.5 | 116.4 | 126.0 | 139.0 | **125.6** | 14.5 | **11.6** |
| Type de rupture: | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | | | |
| Séparation (%): | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | | | |

Préparé par: 53-54
Nancy Fontaine, Tech.
Technicien(ne)

Approuvé par: 53-54
Pour: Eric Blond, Ing., M.Sc.A.
Vice-président
Date: 26 novembre 2008

***Pour toute information concernant ce rapport, veuillez contacter Eric Blond.***

Les rapports sont identifiés par un code alphanumérique, le dernier caractère fait référence au numéro de révision, celui-ci est émis en ordre croissant. Les échantillons de ce rapport sont conservés pendant une période de 30 jours à partir de la date du rapport, sauf si d'autres instructions sont transmises à cet effet. Les frais pour tout service après les essais sont de 125 $ de l'heure et pour toute expertise en Cour, de 195 $ de l'heure. Les résultats ci-haut mentionnés ne se rapportent qu'aux échantillons soumis à l'essai. Ce rapport ne doit pas être reproduit, sinon en entier, sans l'autorisation écrite du Groupe CTT.

3000, rue Boullé, Saint-Hyacinthe (Québec) CANADA J2S 1H9
sageos@gcttg.com www.gcttg.com 1 877 288-8378 1 450 778-1870 Fax: 1 450 778-3901

GroupeCTTGroup
Division SAGEOS
Geosynthetics Géosynthétiques

**RAPPORT D'ANALYSES**
**No. d'accréditation du CCN: 40**

M. Guillermo Burckhardt
**SNC Lavalin (Québec)**

Date: 26 novembre 2008
Rapport: S546-003-31709A

IDENTIFICATION: Soudure de géomembranes: DT-7, DT-8, DT-9, DT-10, DT-11
Projet: Restauration du site minier Aldermac
Réception: 26 novembre 2008; PO#: 020266-P-0208

NORME:

ESSAI: "Determining the Integrity of Nonreinforced Geomembrane-Seams Produced Using Thermo-Fusion Methods" — ASTM D6392 - 99(2006)

RÉSULTATS (SUITE):

| | Résultats individuels | | | | | Moy. | E.-T. | CV % |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| **DT-10** | | | | | | | | |
| CISAILLEMENT | .. | | | | | | | |
| Force maximum (kN/m): | 30.4 | 30.6 | 30.1 | 30.4 | 30.7 | **30.4** | 0.2 | **0.8** |
| Force maximum (lb/po): | 173.7 | 174.6 | 171.7 | 173.6 | 175.3 | **173.8** | 1.4 | **0.8** |
| Type de rupture: | BRK | BRK | BRK | BRK | BRK | | | |
| Allongement à la rupture (%): | >50 | >50 | >50 | >50 | >50 | | | |
| PELAGE | CÔTÉ A | | | | | | | |
| Force maximum (kN/m): | 22.7 | 24.0 | 22.9 | 23.8 | 19.9 | **22.7** | 1.6 | **7.2** |
| Force maximum (lb/po): | 129.9 | 136.9 | 130.6 | 135.9 | 113.8 | **129.4** | 9.3 | **7.2** |
| Type de rupture: | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | | | |
| Séparation (%): | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | | | |
| PELAGE | CÔTÉ B | | | | | | | |
| Force maximum (kN/m): | 25.0 | 23.3 | 23.9 | 23.8 | 24.9 | **24.2** | 0.7 | **3.1** |
| Force maximum (lb/po): | 142.8 | 133.0 | 136.3 | 135.9 | 142.3 | **138.1** | 4.3 | **3.1** |
| Type de rupture: | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | | | |
| Séparation (%): | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | | | |

Préparé par: 53-54
Nancy Fontaine, Tech.
Technicien(ne)

Approuvé par: 53-54
Pour: Eric Blond, ing., M.Sc.A.
Vice-président

Date: 26 novembre 2008

***Pour toute information concernant ce rapport, veuillez contacter Eric Blond.***

Les rapports sont identifiés par un code alphanumérique, le dernier caractère fait référence au numéro de révision, celui-ci est émis en ordre croissant. Les échantillons de ce rapport sont conservés pendant une période de 30 jours à partir de la date du rapport, sauf si d'autres instructions sont transmises à cet effet. Les frais pour tout service après les essais sont de 125 $ de l'heure et pour toute expertise en Cour, de 195 $ de l'heure. Les résultats ci-haut mentionnés ne se rapportent qu'aux échantillons soumis à l'essai. Ce rapport ne doit pas être reproduit, sinon en entier, sans l'autorisation écrite du Groupe CTT.

GroupeCTTGroup
Division SAGEOS
Geosynthetics Géosynthétiques

**RAPPORT D'ANALYSES**
**No. d'accréditation du CCN: 40**

M. Guillermo Burckhardt
**SNC Lavalin (Québec)**

Date: 26 novembre 2008
Rapport: S546-003-31709A

IDENTIFICATION: Soudure de géomembranes: DT-7, DT-8, DT-9, DT-10, DT-11
Projet: Restauration du site minier Aldermac
Réception: 26 novembre 2008; PO#: 020266-P-0208

NORME:

ESSAI: "Determining the Integrity of Nonreinforced Geomembrane-Seams Produced Using Thermo-Fusion Methods" — ASTM D6392 - 99(2006)

RÉSULTATS (SUITE):

| | Résultats individuels | | | | | Moy. | E.-T. | CV % |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| **DT-11** | | | | | | | | |
| CISAILLEMENT | .. | | | | | | | |
| Force maximum (kN/m): | 30.4 | 30.4 | 30.2 | 30.2 | 30.5 | **30.3** | 0.1 | **0.4** |
| Force maximum (lb/po): | 173.7 | 173.7 | 172.2 | 172.3 | 174.3 | **173.2** | 0.9 | **0.5** |
| Type de rupture: | BRK | BRK | BRK | BRK | BRK | | | |
| Allongement à la rupture (%): | >50 | >50 | >50 | >50 | >50 | | | |
| PELAGE | CÔTÉ A | | | | | | | |
| Force maximum (kN/m): | 21.0 | 21.1 | 23.8 | 20.0 | 21.7 | **21.5** | 1.4 | **6.6** |
| Force maximum (lb/po): | 119.7 | 120.3 | 135.9 | 114.1 | 124.0 | **122.8** | 8.1 | **6.6** |
| Type de rupture: | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | | | |
| Séparation (%): | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | | | |
| PELAGE | CÔTÉ B | | | | | | | |
| Force maximum (kN/m): | 22.5 | 22.8 | 21.3 | 20.5 | 20.8 | **21.6** | 1.0 | **4.7** |
| Force maximum (lb/po): | 128.7 | 130.4 | 121.7 | 116.8 | 118.7 | **123.3** | 6.0 | **4.9** |
| Type de rupture: | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | | | |
| Séparation (%): | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | | | |

Préparé par: 53-54
Technicien(ne)

Approuvé par: 53-54
Pour: Eric Blond, Ing., M.Sc.A.
Vice-président
Date: 26 novembre 2008

***Pour toute information concernant ce rapport, veuillez contacter Eric Blond.***

Les rapports sont identifiés par un code alphanumérique, le dernier caractère fait référence au numéro de révision, celui-ci est émis en ordre croissant. Les échantillons de ce rapport sont conservés pendant une période de 30 jours à partir de la date du rapport, sauf si d'autres instructions sont transmises à cet effet. Les frais pour tout service après les essais sont de 125 $ de l'heure et pour toute expertise en Cour, de 195 $ de l'heure. Les résultats ci-haut mentionnés ne se rapportent qu'aux échantillons soumis à l'essai. Ce rapport ne doit pas être reproduit, sinon en entier, sans l'autorisation écrite du Groupe CTT.

3000, rue Boullé, Saint-Hyacinthe (Québec) CANADA J2S 1H9
sageos@gcttg.com www.gcttg.com 1 877 288-8378 1 450 778-1870 Fax: 1 450 778-3901

GroupeCTTGroup
Division SAGEOS
Geosynthetics Géosynthétiques

**RAPPORT D'ANALYSES**
**No. d'accréditation du CCN: 40**

M. Guillermo Burckhardt
**SNC Lavalin (Québec)**

Date: 10 décembre 2008
Rapport: S546-003-32030A

IDENTIFICATION: Soudure de géomembranes: DT-12, DT-13, DT-14, DT-15, DT-16, DT-17, DT-18, DT-19, DT-20
Projet: Restauration du site minier Aldermac
Réception: 10 décembre 2008; PO#: 020266-P-0208

NORME:

ESSAI: "Determining the Integrity of Nonreinforced Geomembrane-Seams Produced Using Thermo-Fusion Methods" ASTM D6392 - 99(2006)

CONDITIONS D'ESSAI: Echantillon non conditionné; Appareil utilisé: Dynamomètre à taux constant d'extension (TCE);
Note: SE1=Bris ds la feuille au bord de la soudure; BRK=Bris ds la feuille; BRK2=Bris ds la feuille du haut;
AD-BRK=Bris ds la feuille après décollement partiel; AD=Décollement complet de la soudure (côté A ou B).
Extrusion: SE3=Bris au bord de la soudure dans la feuille du bas et SE2=dans la feuille du haut.
Vitesse de déplacement (mm/min.): 50
Testé le 10 décembre 2008

RÉSULTATS:

| | Résultats individuels | | | | | **Moy.** | **E.-T.** | **CV %** |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| **DT-12** | | | | | | | | |
| CISAILLEMENT | .. | | | | | | | |
| Force maximum (kN/m): | 31.2 | 31.1 | 30.9 | 30.8 | 29.4 | **30.7** | 0.7 | **2.4** |
| Force maximum (lb/po): | 177.9 | 177.7 | 176.5 | 176.1 | 168.0 | **175.2** | 4.1 | **2.4** |
| Type de rupture: | BRK | BRK | BRK | BRK | BRK | | | |
| Allongement à la rupture (%): | >50 | >50 | >50 | >50 | >50 | | | |
| PELAGE | CÔTÉ A | | | | | | | |
| Force maximum (kN/m): | 22.1 | 21.7 | 20.7 | 22.5 | 21.9 | **21.8** | 0.7 | **3.1** |
| Force maximum (lb/po): | 126.1 | 124.0 | 118.2 | 128.6 | 125.0 | **124.4** | 3.9 | **3.1** |
| Type de rupture: | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | | | |
| Séparation (%): | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | | | |
| PELAGE | CÔTÉ B | | | | | | | |
| Force maximum (kN/m): | 24.2 | 21.3 | 23.4 | 23.2 | 21.0 | **22.6** | 1.4 | **6.2** |
| Force maximum (lb/po): | 138.2 | 121.6 | 133.4 | 132.7 | 119.8 | **129.1** | 8.0 | **6.2** |
| Type de rupture: | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | | | |
| Séparation (%): | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | | | |

Préparé par: 53-54
Sylvie Dalpé,
Technicien(ne)

Approuvé par: 53-54
Eric Blond, ing., M.Sc.A.
Vice-président
Date: 10 décembre 2008

***Pour toute information concernant ce rapport, veuillez contacter Eric Blond.***

Les rapports sont identifiés par un code alphanumérique, le dernier caractère fait référence au numéro de révision, celui-ci est émis en ordre croissant. Les échantillons de ce rapport sont conservés pendant une période de 30 jours à partir de la date du rapport, sauf si d'autres instructions sont transmises à cet effet. Les frais pour tout service après les essais sont de 125 $ de l'heure et pour toute expertise en Cour, de 195 $ de l'heure. Les résultats ci-haut mentionnés ne se rapportent qu'aux échantillons soumis à l'essai. Ce rapport ne doit pas être reproduit, sinon en entier, sans l'autorisation écrite du Groupe CTT.

3000, rue Boullé, Saint-Hyacinthe (Québec) CANADA J2S 1H9
sageos@gcttg.com www.gcttg.com 1 877 288-8378 1 450 778-1870 Fax: 1 450 778-3901

GroupeCTTGroup
Division SAGEOS
Geosynthetics Géosynthétiques

**RAPPORT D'ANALYSES**
**No. d'accréditation du CCN: 40**

M. Guillermo Burckhardt
**SNC Lavalin (Québec)**

Date: 10 décembre 2008
Rapport: S546-003-32030A

IDENTIFICATION: Soudure de géomembranes: DT-12, DT-13, DT-14, DT-15, DT-16, DT-17, DT-18, DT-19, DT-20
Projet: Restauration du site minier Aldermac
Réception: 10 décembre 2008; PO#: 020266-P-0208

NORME:

ESSAI: "Determining the Integrity of Nonreinforced Geomembrane-Seams Produced Using Thermo-Fusion Methods" — ASTM D6392 - 99(2006)

RÉSULTATS (SUITE):

| | Résultats individuels | | | | | Moy. | E.-T. | CV % |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| **DT-13** | | | | | | | | |
| CISAILLEMENT | .. | | | | | | | |
| Force maximum (kN/m): | 30.9 | 30.8 | 30.6 | 30.8 | 30.9 | **30.8** | 0.1 | **0.4** |
| Force maximum (lb/po): | 176.4 | 175.7 | 174.7 | 176.0 | 176.4 | **175.8** | 0.7 | **0.4** |
| Type de rupture: | BRK | BRK | BRK | BRK | BRK | | | |
| Allongement à la rupture (%): | >50 | >50 | >50 | >50 | >50 | | | |
| PELAGE | CÔTÉ A | | | | | | | |
| Force maximum (kN/m): | 21.6 | 20.7 | 22.4 | 21.5 | 21.6 | **21.6** | 0.6 | **2.8** |
| Force maximum (lb/po): | 123.5 | 118.4 | 128.0 | 122.8 | 123.3 | **123.2** | 3.4 | **2.8** |
| Type de rupture: | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | | | |
| Séparation (%): | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | | | |
| PELAGE | CÔTÉ B | | | | | | | |
| Force maximum (kN/m): | 22.8 | 20.6 | 23.3 | 20.3 | 23.5 | **22.1** | 1.5 | **6.9** |
| Force maximum (lb/po): | 130.1 | 117.5 | 133.3 | 115.9 | 134.1 | **126.2** | 8.8 | **7.0** |
| Type de rupture: | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | | | |
| Séparation (%): | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | | | |

Préparé par: 53-54
Sylvie Dalpé,
Technicien(ne)

Approuvé par: 53-54
Eric Blond, ing., M.Sc.A.
Vice-président
Date: 10 décembre 2008

***Pour toute information concernant ce rapport, veuillez contacter Eric Blond.***

Les rapports sont identifiés par un code alphanumérique, le dernier caractère fait référence au numéro de révision, celui-ci est émis en ordre croissant. Les échantillons de ce rapport sont conservés pendant une période de 30 jours à partir de la date du rapport, sauf si d'autres instructions sont transmises à cet effet. Les frais pour tout service après les essais sont de 125 $ de l'heure et pour toute expertise en Cour, de 195 $ de l'heure. Les résultats ci-haut mentionnés ne se rapportent qu'aux échantillons soumis à l'essai. Ce rapport ne doit pas être reproduit, sinon en entier, sans l'autorisation écrite du Groupe CTT.

3000, rue Boullé, Saint-Hyacinthe (Québec) CANADA J2S 1H9
sageos@gcttg.com www.gcttg.com 1 877 288-8378 1 450 778-1870 Fax: 1 450 778-3901

GroupeCTTGroup
Division SAGEOS
Geosynthetics Géosynthétiques

**RAPPORT D'ANALYSES**
**No. d'accréditation du CCN: 40**

M. Guillermo Burckhardt
**SNC Lavalin (Québec)**

Date: 10 décembre 2008
Rapport: S546-003-32030A

IDENTIFICATION: Soudure de géomembranes: DT-12, DT-13, DT-14, DT-15, DT-16, DT-17, DT-18, DT-19, DT-20
Projet: Restauration du site minier Aldermac
Réception: 10 décembre 2008; PO#: 020266-P-0208

NORME:

ESSAI: "Determining the Integrity of Nonreinforced Geomembrane-Seams Produced Using Thermo-Fusion Methods" — ASTM D6392 - 99(2006)

RÉSULTATS (SUITE):

| | Résultats individuels | | | | | Moy. | E.-T. | CV % |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| **DT-14** | | | | | | | | |
| CISAILLEMENT | .. | | | | | | | |
| Force maximum (kN/m): | 30.6 | 30.7 | 30.5 | 30.4 | 30.9 | **30.6** | 0.2 | **0.6** |
| Force maximum (lb/po): | 174.9 | 175.4 | 174.4 | 173.5 | 176.6 | **175.0** | 1.2 | **0.7** |
| Type de rupture: | BRK | BRK | BRK | BRK | BRK | | | |
| Allongement à la rupture (%): | >50 | >50 | >50 | >50 | >50 | | | |
| PELAGE | CÔTÉ A | | | | | | | |
| Force maximum (kN/m): | 20.2 | 20.7 | 21.0 | 19.5 | 22.8 | **20.8** | 1.2 | **5.9** |
| Force maximum (lb/po): | 115.4 | 118.5 | 119.7 | 111.1 | 130.0 | **118.9** | 7.0 | **5.9** |
| Type de rupture: | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | | | |
| Séparation (%): | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | | | |
| PELAGE | CÔTÉ B | | | | | | | |
| Force maximum (kN/m): | 22.6 | 22.8 | 24.2 | 23.4 | 24.1 | **23.4** | 0.7 | **3.1** |
| Force maximum (lb/po): | 129.2 | 130.1 | 138.4 | 133.3 | 137.8 | **133.8** | 4.3 | **3.2** |
| Type de rupture: | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | | | |
| Séparation (%): | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | | | |

Préparé par: 53-54
Sylvie Dalpé,
Technicien(ne)

Approuvé par: 53-54
Eric Blond, ing., M.Sc.A.
Vice-président
Date: 10 décembre 2008

***Pour toute information concernant ce rapport, veuillez contacter Eric Blond.***

Les rapports sont identifiés par un code alphanumérique, le dernier caractère fait référence au numéro de révision, celui-ci est émis en ordre croissant. Les échantillons de ce rapport sont conservés pendant une période de 30 jours à partir de la date du rapport, sauf si d'autres instructions sont transmises à cet effet. Les frais pour tout service après les essais sont de 125 $ de l'heure et pour toute expertise en Cour, de 195 $ de l'heure. Les résultats ci-haut mentionnés ne se rapportent qu'aux échantillons soumis à l'essai. Ce rapport ne doit pas être reproduit, sinon en entier, sans l'autorisation écrite du Groupe CTT.

3000, rue Boullé, Saint-Hyacinthe (Québec) CANADA J2S 1H9
sageos@gcttg.com www.gcttg.com 1 877 288-8378 1 450 778-1870 Fax: 1 450 778-3901

GroupeCTTGroup
Division SAGEOS
Geosynthetics Géosynthétiques

**RAPPORT D'ANALYSES**
**No. d'accréditation du CCN: 40**

M. Guillermo Burckhardt
**SNC Lavalin (Québec)**

Date: 10 décembre 2008
Rapport: S546-003-32030A

IDENTIFICATION: Soudure de géomembranes: DT-12, DT-13, DT-14, DT-15, DT-16, DT-17, DT-18, DT-19, DT-20
Projet: Restauration du site minier Aldermac
Réception: 10 décembre 2008; PO#: 020266-P-0208

NORME:

ESSAI: "Determining the Integrity of Nonreinforced Geomembrane-Seams Produced Using Thermo-Fusion Methods" ASTM D6392 - 99(2006)

| RÉSULTATS (SUITE): | Résultats individuels | | | | | **Moy.** | **E.-T.** | **CV %** |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| **DT-15** | | | | | | | | |
| CISAILLEMENT | .. | | | | | | | |
| Force maximum (kN/m): | 31.3 | 31.4 | 31.0 | 31.5 | 31.2 | **31.3** | 0.2 | **0.6** |
| Force maximum (lb/po): | 178.5 | 179.2 | 177.3 | 180.0 | 178.2 | **178.6** | 1.0 | **0.6** |
| Type de rupture: | BRK | BRK | BRK | BRK | BRK | | | |
| Allongement à la rupture (%): | >50 | >50 | >50 | >50 | >50 | | | |
| PELAGE | CÔTÉ A | | | | | | | |
| Force maximum (kN/m): | 23.3 | 22.5 | 21.7 | 19.0 | 22.2 | **21.7** | 1.6 | **7.5** |
| Force maximum (lb/po): | 133.1 | 128.2 | 123.9 | 108.5 | 126.6 | **124.1** | 9.3 | **7.5** |
| Type de rupture: | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | | | |
| Séparation (%): | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | | | |
| PELAGE | CÔTÉ B | | | | | | | |
| Force maximum (kN/m): | 18.4 | 21.6 | 21.5 | 20.1 | 17.9 | **19.9** | 1.7 | **8.6** |
| Force maximum (lb/po): | 104.8 | 123.5 | 122.9 | 114.6 | 102.3 | **113.6** | 9.9 | **8.7** |
| Type de rupture: | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | | | |
| Séparation (%): | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | | | |

Préparé par: 53-54
Sylvie Dalpé,
Technicien(ne)

Approuvé par: 53-54
Eric Blond, ing., M.Sc.A.
Vice-président
Date: 10 décembre 2008

***Pour toute information concernant ce rapport, veuillez contacter Eric Blond.***

Les rapports sont identifiés par un code alphanumérique, le dernier caractère fait référence au numéro de révision, celui-ci est émis en ordre croissant. Les échantillons de ce rapport sont conservés pendant une période de 30 jours à partir de la date du rapport, sauf si d'autres instructions sont transmises à cet effet. Les frais pour tout service après les essais sont de 125 $ de l'heure et pour toute expertise en Cour, de 195 $ de l'heure. Les résultats ci-haut mentionnés ne se rapportent qu'aux échantillons soumis à l'essai. Ce rapport ne doit pas être reproduit, sinon en entier, sans l'autorisation écrite du Groupe CTT.

3000, rue Boullé, Saint-Hyacinthe (Québec) CANADA J2S 1H9
sageos@gcttg.com www.gcttg.com 1 877 288-8378 1 450 778-1870 Fax: 1 450 778-3901

GroupeCTTGroup
Geosynthetics — Division SAGEOS — Géosynthétiques

**RAPPORT D'ANALYSES**
**No. d'accréditation du CCN: 40**

M. Guillermo Burckhardt
**SNC Lavalin (Québec)**

Date: 10 décembre 2008
Rapport: S546-003-32030A

IDENTIFICATION: Soudure de géomembranes: DT-12, DT-13, DT-14, DT-15, DT-16, DT-17, DT-18, DT-19, DT-20
Projet: Restauration du site minier Aldermac
Réception: 10 décembre 2008; PO#: 020266-P-0208

NORME:

ESSAI: "Determining the Integrity of Nonreinforced Geomembrane-Seams Produced Using Thermo-Fusion Methods" — ASTM D6392 - 99(2006)

RÉSULTATS (SUITE):

| | Résultats individuels | | | | | Moy. | E.-T. | CV % |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| **DT-16** | | | | | | | | |
| CISAILLEMENT | .. | | | | | | | |
| Force maximum (kN/m): | 30.9 | 31.6 | 31.2 | 31.2 | 31.7 | **31.3** | 0.3 | **1.0** |
| Force maximum (lb/po): | 176.2 | 180.7 | 178.1 | 178.3 | 180.8 | **178.8** | 1.9 | **1.1** |
| Type de rupture: | BRK | BRK | BRK | BRK | BRK | | | |
| Allongement à la rupture (%): | >50 | >50 | >50 | >50 | >50 | | | |
| PELAGE | CÔTÉ A | | | | | | | |
| Force maximum (kN/m): | 23.1 | 21.0 | 21.7 | 22.6 | 22.8 | **22.2** | 0.9 | **3.9** |
| Force maximum (lb/po): | 132.1 | 119.9 | 124.0 | 129.0 | 130.2 | **127.0** | 5.0 | **3.9** |
| Type de rupture: | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | | | |
| Séparation (%): | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | | | |
| PELAGE | CÔTÉ B | | | | | | | |
| Force maximum (kN/m): | 20.4 | 23.4 | 22.7 | 19.4 | 18.0 | **20.8** | 2.3 | **10.8** |
| Force maximum (lb/po): | 116.2 | 133.5 | 129.6 | 110.8 | 102.9 | **118.6** | 12.8 | **10.8** |
| Type de rupture: | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | | | |
| Séparation (%): | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | | | |

Préparé par: 53-54
Sylvie Dalpé,
Technicien(ne)

Approuvé par: 53-54
Eric Blond, ing., M.Sc.A.
Vice-président

Date: 10 décembre 2008

***Pour toute information concernant ce rapport, veuillez contacter Eric Blond.***

Les rapports sont identifiés par un code alphanumérique, le dernier caractère fait référence au numéro de révision, celui-ci est émis en ordre croissant. Les échantillons de ce rapport sont conservés pendant une période de 30 jours à partir de la date du rapport, sauf si d'autres instructions sont transmises à cet effet. Les frais pour tout service après les essais sont de 125 $ de l'heure et pour toute expertise en Cour, de 195 $ de l'heure. Les résultats ci-haut mentionnés ne se rapportent qu'aux échantillons soumis à l'essai. Ce rapport ne doit pas être reproduit, sinon en entier, sans l'autorisation écrite du Groupe CTT.

3000, rue Boullé, Saint-Hyacinthe (Québec) CANADA J2S 1H9
sageos@gcttg.com www.gcttg.com 1 877 288-8378 1 450 778-1870 Fax: 1 450 778-3901

GroupeCTTGroup
Division SAGEOS
Geosynthetics Géosynthétiques

**RAPPORT D'ANALYSES**
**No. d'accréditation du CCN: 40**

M. Guillermo Burckhardt
**SNC Lavalin (Québec)**

Date: 10 décembre 2008
Rapport: S546-003-32030A

IDENTIFICATION: Soudure de géomembranes: DT-12, DT-13, DT-14, DT-15, DT-16, DT-17, DT-18, DT-19, DT-20
Projet: Restauration du site minier Aldermac
Réception: 10 décembre 2008; PO#: 020266-P-0208

NORME:

ESSAI: "Determining the Integrity of Nonreinforced Geomembrane-Seams Produced Using Thermo-Fusion Methods" ASTM D6392 - 99(2006)

RÉSULTATS (SUITE):

| | Résultats individuels | | | | | Moy. | E.-T. | CV % |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| **DT-17** | | | | | | | | |
| CISAILLEMENT | .. | | | | | | | |
| Force maximum (kN/m): | 30.7 | 31.1 | 30.4 | 30.9 | 30.9 | **30.8** | 0.3 | **0.9** |
| Force maximum (lb/po): | 175.4 | 177.5 | 173.7 | 176.7 | 176.3 | **175.9** | 1.5 | **0.8** |
| Type de rupture: | BRK | BRK | BRK | BRK | BRK | | | |
| Allongement à la rupture (%): | >50 | >50 | >50 | >50 | >50 | | | |
| PELAGE | CÔTÉ A | | | | | | | |
| Force maximum (kN/m): | 21.4 | 22.6 | 22.3 | 22.7 | 24.8 | **22.8** | 1.3 | **5.5** |
| Force maximum (lb/po): | 122.5 | 129.0 | 127.3 | 129.7 | 141.5 | **130.0** | 7.0 | **5.4** |
| Type de rupture: | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | | | |
| Séparation (%): | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | | | |
| PELAGE | CÔTÉ B | | | | | | | |
| Force maximum (kN/m): | 21.9 | 24.5 | 24.2 | 23.8 | 25.6 | **24.0** | 1.4 | **5.6** |
| Force maximum (lb/po): | 125.1 | 139.6 | 138.1 | 135.8 | 146.0 | **136.9** | 7.6 | **5.6** |
| Type de rupture: | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | | | |
| Séparation (%): | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | | | |

Préparé par: 53-54
Sylvie Dalpé,
Technicien(ne)

Approuvé par: 53-54
Eric Blond, ing., M.Sc.A. Date: 10 décembre 2008
Vice-président

***Pour toute information concernant ce rapport, veuillez contacter Eric Blond.***

Les rapports sont identifiés par un code alphanumérique, le dernier caractère fait référence au numéro de révision, celui-ci est émis en ordre croissant. Les échantillons de ce rapport sont conservés pendant une période de 30 jours à partir de la date du rapport, sauf si d'autres instructions sont transmises à cet effet. Les frais pour tout service après les essais sont de 125 $ de l'heure et pour toute expertise en Cour, de 195 $ de l'heure. Les résultats ci-haut mentionnés ne se rapportent qu'aux échantillons soumis à l'essai. Ce rapport ne doit pas être reproduit, sinon en entier, sans l'autorisation écrite du Groupe CTT.

GroupeCTTGroup
Division SAGEOS
Geosynthetics Géosynthétiques

**RAPPORT D'ANALYSES**
**No. d'accréditation du CCN: 40**

M. Guillermo Burckhardt
**SNC Lavalin (Québec)**

Date: 10 décembre 2008
Rapport: S546-003-32030A

IDENTIFICATION: Soudure de géomembranes: DT-12, DT-13, DT-14, DT-15, DT-16, DT-17, DT-18, DT-19, DT-20
Projet: Restauration du site minier Aldermac
Réception: 10 décembre 2008; PO#: 020266-P-0208

NORME:

ESSAI: "Determining the Integrity of Nonreinforced Geomembrane-Seams Produced Using Thermo-Fusion Methods" ASTM D6392 - 99(2006)

RÉSULTATS (SUITE):

| | Résultats individuels | | | | | Moy. | E.-T. | CV % |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| **DT-18** | | | | | | | | |
| CISAILLEMENT | .. | | | | | | | |
| Force maximum (kN/m): | 31.2 | 31.5 | 31.5 | 31.4 | 31.3 | **31.4** | 0.1 | **0.4** |
| Force maximum (lb/po): | 178.3 | 179.8 | 179.7 | 179.3 | 178.8 | **179.2** | 0.6 | **0.4** |
| Type de rupture: | BRK | BRK | BRK | BRK | BRK | | | |
| Allongement à la rupture (%): | >50 | >50 | >50 | >50 | >50 | | | |
| PELAGE | CÔTÉ A | | | | | | | |
| Force maximum (kN/m): | 21.8 | 21.8 | 20.3 | 20.7 | 20.6 | **21.0** | 0.7 | **3.4** |
| Force maximum (lb/po): | 124.6 | 124.5 | 116.2 | 118.1 | 117.7 | **120.2** | 4.0 | **3.3** |
| Type de rupture: | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | | | |
| Séparation (%): | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | | | |
| PELAGE | CÔTÉ B | | | | | | | |
| Force maximum (kN/m): | 21.2 | 24.1 | 25.8 | 25.7 | 23.8 | **24.1** | 1.9 | **7.7** |
| Force maximum (lb/po): | 121.2 | 137.4 | 147.5 | 146.9 | 136.1 | **137.8** | 10.7 | **7.7** |
| Type de rupture: | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | | | |
| Séparation (%): | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | | | |

Préparé par: 53-54
Sylvie Dalpé,
Technicien(ne)

Approuvé par: 53-54
Eric Blond, ing., M.Sc.A.
Vice-président
Date: 10 décembre 2008

***Pour toute information concernant ce rapport, veuillez contacter Eric Blond.***

Les rapports sont identifiés par un code alphanumérique, le dernier caractère fait référence au numéro de révision, celui-ci est émis en ordre croissant. Les échantillons de ce rapport sont conservés pendant une période de 30 jours à partir de la date du rapport, sauf si d'autres instructions sont transmises à cet effet. Les frais pour tout service après les essais sont de 125 $ de l'heure et pour toute expertise en Cour, de 195 $ de l'heure. Les résultats ci-haut mentionnés ne se rapportent qu'aux échantillons soumis à l'essai. Ce rapport ne doit pas être reproduit, sinon en entier, sans l'autorisation écrite du Groupe CTT.

GroupeCTTGroup
Division SAGEOS
Geosynthetics Géosynthétiques

**RAPPORT D'ANALYSES**
**No. d'accréditation du CCN: 40**

M. Guillermo Burckhardt
**SNC Lavalin (Québec)**

Date: 10 décembre 2008
Rapport: S546-003-32030A

IDENTIFICATION: Soudure de géomembranes: DT-12, DT-13, DT-14, DT-15, DT-16, DT-17, DT-18, DT-19, DT-20
Projet: Restauration du site minier Aldermac
Réception: 10 décembre 2008; PO#: 020266-P-0208

NORME:

ESSAI: "Determining the Integrity of Nonreinforced Geomembrane-Seams Produced Using Thermo-Fusion Methods" ASTM D6392 - 99(2006)

RÉSULTATS (SUITE):

| | Résultats individuels | | | | | Moy. | E.-T. | CV % |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| **DT-19** | | | | | | | | |
| CISAILLEMENT | .. | | | | | | | |
| Force maximum (kN/m): | 32.2 | 32.0 | 31.9 | 31.8 | 31.8 | **31.9** | 0.2 | **0.5** |
| Force maximum (lb/po): | 183.6 | 182.7 | 181.9 | 181.5 | 181.6 | **182.3** | 0.9 | **0.5** |
| Type de rupture: | BRK | BRK | BRK | BRK | BRK | | | |
| Allongement à la rupture (%): | >50 | >50 | >50 | >50 | >50 | | | |
| PELAGE | CÔTÉ A | | | | | | | |
| Force maximum (kN/m): | 21.2 | 20.5 | 21.3 | 20.8 | 21.4 | **21.0** | 0.4 | **1.8** |
| Force maximum (lb/po): | 121.2 | 117.2 | 121.7 | 118.9 | 122.1 | **120.2** | 2.1 | **1.7** |
| Type de rupture: | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | | | |
| Séparation (%): | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | | | |
| PELAGE | CÔTÉ B | | | | | | | |
| Force maximum (kN/m): | 24.0 | 23.4 | 22.9 | 24.5 | 23.2 | **23.6** | 0.6 | **2.7** |
| Force maximum (lb/po): | 137.3 | 133.8 | 130.6 | 139.7 | 132.2 | **134.7** | 3.7 | **2.8** |
| Type de rupture: | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | | | |
| Séparation (%): | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | | | |

Préparé par: 53-54
Sylvie Dalpé,
Technicien(ne)

Approuvé par: 53-54
Eric Blond, ing., M.Sc.A.
Vice-président
Date: 10 décembre 2008

***Pour toute information concernant ce rapport, veuillez contacter Eric Blond.***

Les rapports sont identifiés par un code alphanumérique, le dernier caractère fait référence au numéro de révision, celui-ci est émis en ordre croissant. Les échantillons de ce rapport sont conservés pendant une période de 30 jours à partir de la date du rapport, sauf si d'autres instructions sont transmises à cet effet. Les frais pour tout service après les essais sont de 125 $ de l'heure et pour toute expertise en Cour, de 195 $ de l'heure. Les résultats ci-haut mentionnés ne se rapportent qu'aux échantillons soumis à l'essai. Ce rapport ne doit pas être reproduit, sinon en entier, sans l'autorisation écrite du Groupe CTT.

GroupeCTTGroup
Geosynthetics Division SAGEOS Géosynthétiques

**RAPPORT D'ANALYSES**
**No. d'accréditation du CCN: 40**

M. Guillermo Burckhardt
**SNC Lavalin (Québec)**

Date: 10 décembre 2008
Rapport: S546-003-32030A

IDENTIFICATION: Soudure de géomembranes: DT-12, DT-13, DT-14, DT-15, DT-16, DT-17, DT-18, DT-19, DT-20
Projet: Restauration du site minier Aldermac
Réception: 10 décembre 2008; PO#: 020266-P-0208

NORME:

ESSAI: "Determining the Integrity of Nonreinforced Geomembrane-Seams Produced Using Thermo-Fusion Methods" ASTM D6392 - 99(2006)

RÉSULTATS (SUITE):

| | Résultats individuels | | | | | Moy. | E.-T. | CV % |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| **DT-20** | | | | | | | | |
| CISAILLEMENT | .. | | | | | | | |
| Force maximum (kN/m): | 31.1 | 31.1 | 31.1 | 31.2 | 31.4 | **31.2** | 0.1 | **0.4** |
| Force maximum (lb/po): | 177.5 | 177.4 | 177.6 | 178.2 | 179.4 | **178.0** | 0.8 | **0.5** |
| Type de rupture: | BRK | BRK | BRK | BRK | BRK | | | |
| Allongement à la rupture (%): | >50 | >50 | >50 | >50 | >50 | | | |
| PELAGE | CÔTÉ A | | | | | | | |
| Force maximum (kN/m): | 22.3 | 23.2 | 18.7 | 22.6 | 21.2 | **21.6** | 1.8 | **8.2** |
| Force maximum (lb/po): | 127.3 | 132.4 | 106.8 | 128.8 | 120.8 | **123.2** | 10.1 | **8.2** |
| Type de rupture: | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | | | |
| Séparation (%): | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | | | |
| PELAGE | CÔTÉ B | | | | | | | |
| Force maximum (kN/m): | 22.4 | 23.9 | 19.4 | 22.0 | 24.5 | **22.4** | 2.0 | **8.9** |
| Force maximum (lb/po): | 127.9 | 136.5 | 110.9 | 125.7 | 140.0 | **128.2** | 11.3 | **8.8** |
| Type de rupture: | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | | | |
| Séparation (%): | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | | | |

Préparé par: 53-54
Sylvie Dalpé,
Technicien(ne)

Approuvé par: 53-54
Eric Blond, ing., M.Sc.A.
Vice-président

Date: 10 décembre 2008

***Pour toute information concernant ce rapport, veuillez contacter Eric Blond.***

Les rapports sont identifiés par un code alphanumérique, le dernier caractère fait référence au numéro de révision, celui-ci est émis en ordre croissant. Les échantillons de ce rapport sont conservés pendant une période de 30 jours à partir de la date du rapport, sauf si d'autres instructions sont transmises à cet effet. Les frais pour tout service après les essais sont de 125 $ de l'heure et pour toute expertise en Cour, de 195 $ de l'heure. Les résultats ci-haut mentionnés ne se rapportent qu'aux échantillons soumis à l'essai. Ce rapport ne doit pas être reproduit, sinon en entier, sans l'autorisation écrite du Groupe CTT.

3000, rue Boullé, Saint-Hyacinthe (Québec) CANADA J2S 1H9
sageos@gcttg.com www.gcttg.com 1 877 288-8378 1 450 778-1870 Fax: 1 450 778-3901

GroupeCTTGroup
Division SAGEOS
Geosynthetics Géosynthétiques

**RAPPORT D'ANALYSES**
**No. d'accréditation du CCN: 40**

M. Guillermo Burckhardt
**SNC Lavalin (Québec)**

Date: 6 août 2009
Rapport: S546-003-37088A

IDENTIFICATION: Soudure de géomembranes: DT-15, DT-16, DT-17, DT-18
Projet: Restauration du site minier Aldermac
Réception: 6 août 2009

NORME:

ESSAI: "Determining the Integrity of Nonreinforced Geomembrane-Seams Produced Using Thermo-Fusion Methods" ASTM D6392 - 99(2006)

CONDITIONS D'ESSAI: Échantillon non conditionné; Appareil utilisé: Dynamomètre à taux constant d'extension (TCE);
Note: SE1=Bris ds la feuille au bord de la soudure; BRK=Bris ds la feuille; BRK2=Bris ds la feuille du haut;
AD-BRK=Bris ds la feuille après décollement partiel; AD=Décollement complet de la soudure (côté A ou B).
Extrusion: SE3=Bris au bord de la soudure dans la feuille du bas et SE2=dans la feuille du haut.
Vitesse de déplacement (mm/min.): 50
Testé le 6 août 2009

RÉSULTATS:

| | Résultats individuels | | | | | **Moy.** | **E.-T.** | **CV %** |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| **DT-15** | | | | | | | | |
| CISAILLEMENT | .. | | | | | | | |
| Force maximum (kN/m): | 31.5 | 32.0 | 32.1 | 32.0 | 31.4 | **31.8** | 0.3 | **1.0** |
| Force maximum (lb/po): | 179.7 | 182.5 | 183.3 | 182.5 | 179.4 | **181.5** | 1.8 | **1.0** |
| Type de rupture: | BRK | BRK | BRK | BRK | BRK | | | |
| Allongement à la rupture (%): | >50 | >50 | >50 | >50 | >50 | | | |
| PELAGE | CÔTÉ A | | | | | | | |
| Force maximum (kN/m): | 22.4 | 25.1 | 23.3 | 23.8 | 21.4 | **23.2** | 1.4 | **6.0** |
| Force maximum (lb/po): | 127.9 | 143.2 | 133.0 | 135.8 | 122.1 | **132.4** | 8.0 | **6.0** |
| Type de rupture: | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | | | |
| Séparation (%): | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | | | |
| PELAGE | CÔTÉ B | | | | | | | |
| Force maximum (kN/m): | 22.2 | 24.3 | 22.7 | 22.7 | 23.1 | **23.0** | 0.8 | **3.5** |
| Force maximum (lb/po): | 127.0 | 138.6 | 129.4 | 129.4 | 131.6 | **131.2** | 4.4 | **3.4** |
| Type de rupture: | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | | | |
| Séparation (%): | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | | | |

Préparé par: 53-54
Maxime Côté,
Technicien(ne)

Approuvé par: 53-54
Eric Blond, ing., M.Sc.A.
Vice-président
Date: 6 août 2009

***Pour toute information concernant ce rapport, veuillez contacter Eric Blond.***

Les rapports sont identifiés par un code alphanumérique, le dernier caractère fait référence au numéro de révision, celui-ci est émis en ordre croissant. Les échantillons de ce rapport sont conservés pendant une période de 30 jours à partir de la date du rapport, sauf si d'autres instructions sont transmises à cet effet. Les frais pour tout service après les essais sont de 125 $ de l'heure et pour toute expertise en Cour, de 195 $ de l'heure. Les résultats ci-haut mentionnés ne se rapportent qu'aux échantillons soumis à l'essai. Ce rapport ne doit pas être reproduit, sinon en entier, sans l'autorisation écrite du Groupe CTT.

3000, rue Boullé, Saint-Hyacinthe (Québec) CANADA J2S 1H9
sageos@gcttg.com www.gcttg.com 1 877 288-8378 1 450 778-1870 Fax: 1 450 778-3901

GroupeCTTGroup
Division SAGEOS
Geosynthetics Géosynthétiques

**RAPPORT D'ANALYSES**
**No. d'accréditation du CCN: 40**

M. Guillermo Burckhardt
**SNC Lavalin (Québec)**

Date: 6 août 2009
Rapport: S546-003-37088A

IDENTIFICATION: Soudure de géomembranes: DT-15, DT-16, DT-17, DT-18
Projet: Restauration du site minier Aldermac
Réception: 6 août 2009

NORME:

ESSAI: "Determining the Integrity of Nonreinforced Geomembrane-Seams Produced Using Thermo-Fusion Methods" ASTM D6392 - 99(2006)

RÉSULTATS (SUITE):

| | Résultats individuels | | | | | Moy. | E.-T. | CV % |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| **DT-16** | | | | | | | | |
| CISAILLEMENT | .. | | | | | | | |
| Force maximum (kN/m): | 32.3 | 32.2 | 32.1 | 32.0 | 31.9 | **32.1** | 0.2 | **0.5** |
| Force maximum (lb/po): | 184.3 | 183.8 | 183.1 | 182.6 | 182.3 | **183.2** | 0.8 | **0.5** |
| Type de rupture: | BRK | BRK | BRK | BRK | BRK | | | |
| Allongement à la rupture (%): | >50 | >50 | >50 | >50 | >50 | | | |
| PELAGE | CÔTÉ A | | | | | | | |
| Force maximum (kN/m): | 20.8 | 21.4 | 22.0 | 25.3 | 23.0 | **22.5** | 1.8 | **7.8** |
| Force maximum (lb/po): | 118.6 | 122.1 | 125.7 | 144.2 | 131.5 | **128.4** | 10.0 | **7.8** |
| Type de rupture: | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | | | |
| Séparation (%): | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | | | |
| PELAGE | CÔTÉ B | | | | | | | |
| Force maximum (kN/m): | 21.4 | 21.4 | 21.7 | 19.8 | 20.0 | **20.9** | 0.9 | **4.3** |
| Force maximum (lb/po): | 122.3 | 122.5 | 124.1 | 113.1 | 113.9 | **119.2** | 5.2 | **4.4** |
| Type de rupture: | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | | | |
| Séparation (%): | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | | | |

Préparé par: 53-54
Maxime Côté,
Technicien(ne)

Approuvé par: 53-54
Eric Blond, ing., M.Sc.A.
Vice-président
Date: 6 août 2009

***Pour toute information concernant ce rapport, veuillez contacter Eric Blond.***

Les rapports sont identifiés par un code alphanumérique, le dernier caractère fait référence au numéro de révision, celui-ci est émis en ordre croissant. Les échantillons de ce rapport sont conservés pendant une période de 30 jours à partir de la date du rapport, sauf si d'autres instructions sont transmises à cet effet. Les frais pour tout service après les essais sont de 125 $ de l'heure et pour toute expertise en Cour, de 195 $ de l'heure. Les résultats ci-haut mentionnés ne se rapportent qu'aux échantillons soumis à l'essai. Ce rapport ne doit pas être reproduit, sinon en entier, sans l'autorisation écrite du Groupe CTT.

GroupeCTTGroup
Geosynthetics — Division SAGEOS — Géosynthétiques

**RAPPORT D'ANALYSES**
**No. d'accréditation du CCN: 40**

M. Guillermo Burckhardt
**SNC Lavalin (Québec)**

Date: 6 août 2009
Rapport: S546-003-37088A

IDENTIFICATION: Soudure de géomembranes: DT-15, DT-16, DT-17, DT-18
Projet: Restauration du site minier Aldermac
Réception: 6 août 2009

NORME:

ESSAI: "Determining the Integrity of Nonreinforced Geomembrane-Seams Produced Using Thermo-Fusion Methods" — ASTM D6392 - 99(2006)

RÉSULTATS (SUITE):

| | Résultats individuels | | | | | Moy. | E.-T. | CV % |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| **DT-17** | | | | | | | | |
| CISAILLEMENT | .. | | | | | | | |
| Force maximum (kN/m): | 31.6 | 31.9 | 31.9 | 32.0 | 31.3 | **31.7** | 0.3 | **0.9** |
| Force maximum (lb/po): | 180.4 | 182.3 | 182.0 | 182.5 | 178.9 | **181.2** | 1.5 | **0.8** |
| Type de rupture: | BRK | BRK | BRK | BRK | BRK | | | |
| Allongement à la rupture (%): | >50 | >50 | >50 | >50 | >50 | | | |
| PELAGE | CÔTÉ A | | | | | | | |
| Force maximum (kN/m): | 24.7 | 22.3 | 22.9 | 22.7 | 24.3 | **23.4** | 1.1 | **4.5** |
| Force maximum (lb/po): | 140.9 | 127.1 | 130.6 | 129.7 | 138.5 | **133.4** | 6.0 | **4.5** |
| Type de rupture: | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | | | |
| Séparation (%): | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | | | |
| PELAGE | CÔTÉ B | | | | | | | |
| Force maximum (kN/m): | 21.9 | 23.5 | 24.3 | 22.8 | 23.5 | **23.2** | 0.9 | **3.9** |
| Force maximum (lb/po): | 125.1 | 134.1 | 139.0 | 130.3 | 134.3 | **132.6** | 5.2 | **3.9** |
| Type de rupture: | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | | | |
| Séparation (%): | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | | | |

Préparé par: 53-54
Maxime Côté,
Technicien(ne)

Approuvé par: 53-54
Eric Blond, ing., M.Sc.A.
Vice-président
Date: 6 août 2009

***Pour toute information concernant ce rapport, veuillez contacter Eric Blond.***

Les rapports sont identifiés par un code alphanumérique, le dernier caractère fait référence au numéro de révision, celui-ci est émis en ordre croissant. Les échantillons de ce rapport sont conservés pendant une période de 30 jours à partir de la date du rapport, sauf si d'autres instructions sont transmises à cet effet. Les frais pour tout service après les essais sont de 125 $ de l'heure et pour toute expertise en Cour, de 195 $ de l'heure. Les résultats ci-haut mentionnés ne se rapportent qu'aux échantillons soumis à l'essai. Ce rapport ne doit pas être reproduit, sinon en entier, sans l'autorisation écrite du Groupe CTT.

3000, rue Boullé, Saint-Hyacinthe (Québec) CANADA J2S 1H9
sageos@gcttg.com www.gcttg.com 1 877 288-8378 1 450 778-1870 Fax: 1 450 778-3901

GroupeCTTGroup
Division SAGEOS
Geosynthetics Géosynthétiques

**RAPPORT D'ANALYSES**
**No. d'accréditation du CCN: 40**

M. Guillermo Burckhardt
**SNC Lavalin (Québec)**

Date: 6 août 2009
Rapport: S546-003-37088A

IDENTIFICATION: Soudure de géomembranes: DT-15, DT-16, DT-17, DT-18
Projet: Restauration du site minier Aldermac
Réception: 6 août 2009

NORME:

ESSAI: "Determining the Integrity of Nonreinforced Geomembrane-Seams Produced Using Thermo-Fusion Methods" ASTM D6392 - 99(2006)

RÉSULTATS (SUITE):

| | Résultats individuels | | | | | Moy. | E.-T. | CV % |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| **DT-18** | | | | | | | | |
| CISAILLEMENT | .. | | | | | | | |
| Force maximum (kN/m): | 32.2 | 32.2 | 31.6 | 31.5 | 31.8 | **31.9** | 0.3 | **1.0** |
| Force maximum (lb/po): | 183.7 | 183.6 | 180.2 | 180.1 | 181.4 | **181.8** | 1.8 | **1.0** |
| Type de rupture: | BRK | BRK | BRK | BRK | BRK | | | |
| Allongement à la rupture (%): | >50 | >50 | >50 | >50 | >50 | | | |
| PELAGE | CÔTÉ A | | | | | | | |
| Force maximum (kN/m): | 24.1 | 23.3 | 19.4 | 20.8 | 21.4 | **21.8** | 1.9 | **8.7** |
| Force maximum (lb/po): | 137.7 | 133.2 | 110.8 | 118.7 | 122.4 | **124.6** | 10.9 | **8.8** |
| Type de rupture: | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | | | |
| Séparation (%): | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | | | |
| PELAGE | CÔTÉ B | | | | | | | |
| Force maximum (kN/m): | 23.4 | 22.7 | 21.1 | 20.8 | 22.1 | **22.0** | 1.1 | **4.9** |
| Force maximum (lb/po): | 133.8 | 129.6 | 120.2 | 118.8 | 126.3 | **125.7** | 6.3 | **5.0** |
| Type de rupture: | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | | | |
| Séparation (%): | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | | | |

Préparé par: 53-54
Maxime Côté,
Technicien(ne)

Approuvé par: 53-54
Eric Blond, ing., M.Sc.A.
Vice-président
Date: 6 août 2009

***Pour toute information concernant ce rapport, veuillez contacter Eric Blond.***

Les rapports sont identifiés par un code alphanumérique, le dernier caractère fait référence au numéro de révision, celui-ci est émis en ordre croissant. Les échantillons de ce rapport sont conservés pendant une période de 30 jours à partir de la date du rapport, sauf si d'autres instructions sont transmises à cet effet. Les frais pour tout service après les essais sont de 125 $ de l'heure et pour toute expertise en Cour, de 195 $ de l'heure. Les résultats ci-haut mentionnés ne se rapportent qu'aux échantillons soumis à l'essai. Ce rapport ne doit pas être reproduit, sinon en entier, sans l'autorisation écrite du Groupe CTT.

3000, rue Boullé, Saint-Hyacinthe (Québec) CANADA J2S 1H9
sageos@gcttg.com www.gcttg.com 1 877 288-8378 1 450 778-1870 Fax: 1 450 778-3901

GroupeCTTGroup
Geosynthetics Division SAGEOS Géosynthétiques

**RAPPORT D'ANALYSES**
**No. d'accréditation du CCN: 40**

M. Guillermo Burckhardt
**SNC Lavalin (Québec)**

Date: 11 août 2009
Rapport: S546-003-37134A

IDENTIFICATION: Soudure de géomembranes: DT-19, DT-20, DT-21, DT-22, DT-23, DT-24, DT-25, DT-26, DT-27, DT-28, DT-29, DT-30
Projet: Restauration du site minier Aldermac
Réception: 11 août 2009; PO#: 020266-P-0208

NORME:

ESSAI: "Determining the Integrity of Nonreinforced Geomembrane-Seams Produced Using Thermo-Fusion Methods" ASTM D6392 - 99(2006)

CONDITIONS D'ESSAI: Échantillon non conditionné; Appareil utilisé: Dynamomètre à taux constant d'extension (TCE);
Note: SE1=Bris ds la feuille au bord de la soudure; BRK=Bris ds la feuille; BRK2=Bris ds la feuille du haut;
AD-BRK=Bris ds la feuille après décollement partiel; AD=Décollement complet de la soudure (côté A ou B).
Extrusion: SE3=Bris au bord de la soudure dans la feuille du bas et SE2=dans la feuille du haut.
Vitesse de déplacement (mm/min.): 50; Testé le 11 août 2009

RÉSULTATS:

| | Résultats individuels | | | | | **Moy.** | **E.-T.** | **CV %** |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| **DT-19** | | | | | | | | |
| CISAILLEMENT | .. | | | | | | | |
| Force maximum (kN/m): | 30.9 | 30.9 | 31.0 | 30.8 | 31.1 | **30.9** | 0.1 | **0.4** |
| Force maximum (lb/po): | 176.6 | 176.4 | 176.8 | 175.8 | 177.3 | **176.6** | 0.5 | **0.3** |
| Type de rupture: | BRK | BRK | BRK | BRK | BRK | | | |
| Allongement à la rupture (%): | >50 | >50 | >50 | >50 | >50 | | | |
| PELAGE | CÔTÉ A | | | | | | | |
| Force maximum (kN/m): | 13.6 | 19.0 | 22.8 | 18.9 | 20.9 | **19.0** | 3.4 | **18.0** |
| Force maximum (lb/po): | 77.5 | 108.6 | 129.9 | 108.1 | 119.6 | **108.7** | 19.6 | **18.1** |
| Type de rupture: | AD | AD-BRK | SE1 | AD-BRK | AD-BRK | | | |
| Séparation (%): | 100 | 100 | 0 | 25 | 100 | | | |
| PELAGE | CÔTÉ B | | | | | | | |
| Force maximum (kN/m): | 19.6 | 23.6 | 21.6 | 20.9 | 16.9 | **20.5** | 2.5 | **12.1** |
| Force maximum (lb/po): | 111.9 | 134.5 | 123.1 | 119.6 | 96.3 | **117.1** | 14.2 | **12.1** |
| Type de rupture: | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | | | |
| Séparation (%): | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | | | |

Préparé par: 53-54
Maxime Côté,
Technicien(ne)

Approuvé par: 53-54
Eric Blond, ing., M.Sc.A.
Vice-président
Date: 11 août 2009

***Pour toute information concernant ce rapport, veuillez contacter Eric Blond.***

Les rapports sont identifiés par un code alphanumérique, le dernier caractère fait référence au numéro de révision, celui-ci est émis en ordre croissant. Les échantillons de ce rapport sont conservés pendant une période de 30 jours à partir de la date du rapport, sauf si d'autres instructions sont transmises à cet effet. Les frais pour tout service après les essais sont de 125 $ de l'heure et pour toute expertise en Cour, de 195 $ de l'heure. Les résultats ci-haut mentionnés ne se rapportent qu'aux échantillons soumis à l'essai. Ce rapport ne doit pas être reproduit, sinon en entier, sans l'autorisation écrite du Groupe CTT.

3000, rue Boullé, Saint-Hyacinthe (Québec) CANADA J2S 1H9
sageos@gcttg.com www.gcttg.com 1 877 288-8378 1 450 778-1870 Fax: 1 450 778-3901

GroupeCTTGroup
Division SAGEOS
Geosynthetics Géosynthétiques

**RAPPORT D'ANALYSES**
**No. d'accréditation du CCN: 40**

M. Guillermo Burckhardt
**SNC Lavalin (Québec)**

Date: 11 août 2009
Rapport: S546-003-37134A

IDENTIFICATION: Soudure de géomembranes: DT-19, DT-20, DT-21, DT-22, DT-23, DT-24, DT-25, DT-26, DT-27, DT-28, DT-29, DT-30
Projet: Restauration du site minier Aldermac
Réception: 11 août 2009; PO#: 020266-P-0208

NORME:

ESSAI: "Determining the Integrity of Nonreinforced Geomembrane-Seams Produced Using Thermo-Fusion Methods" ASTM D6392 - 99(2006)

RÉSULTATS (SUITE):

| | Résultats individuels | | | | | Moy. | E.-T. | CV % |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| **DT-20** | | | | | | | | |
| CISAILLEMENT | .. | | | | | | | |
| Force maximum (kN/m): | 32.0 | 32.1 | 32.4 | 31.8 | 31.4 | **31.9** | 0.4 | **1.2** |
| Force maximum (lb/po): | 182.8 | 183.1 | 184.9 | 181.8 | 179.3 | **182.4** | 2.1 | **1.1** |
| Type de rupture: | BRK | BRK | BRK | BRK | BRK | | | |
| Allongement à la rupture (%): | >50 | >50 | >50 | >50 | >50 | | | |
| PELAGE | CÔTÉ A | | | | | | | |
| Force maximum (kN/m): | 22.4 | 24.5 | 23.2 | 22.3 | 22.0 | **22.9** | 1.0 | **4.4** |
| Force maximum (lb/po): | 128.1 | 139.7 | 132.3 | 127.2 | 125.5 | **130.6** | 5.7 | **4.4** |
| Type de rupture: | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | | | |
| Séparation (%): | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | | | |
| PELAGE | CÔTÉ B | | | | | | | |
| Force maximum (kN/m): | 23.9 | 19.7 | 20.8 | 19.3 | 24.0 | **21.5** | 2.3 | **10.5** |
| Force maximum (lb/po): | 136.2 | 112.4 | 118.7 | 110.5 | 137.3 | **123.0** | 12.9 | **10.5** |
| Type de rupture: | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | | | |
| Séparation (%): | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | | | |

Préparé par: 53-54
Maxime Côté,
Technicien(ne)

Approuvé par: 53-54
Eric Blond, ing., M.Sc.A.
Vice-président
Date: 11 août 2009

***Pour toute information concernant ce rapport, veuillez contacter Eric Blond.***

Les rapports sont identifiés par un code alphanumérique, le dernier caractère fait référence au numéro de révision, celui-ci est émis en ordre croissant. Les échantillons de ce rapport sont conservés pendant une période de 30 jours à partir de la date du rapport, sauf si d'autres instructions sont transmises à cet effet. Les frais pour tout service après les essais sont de 125 $ de l'heure et pour toute expertise en Cour, de 195 $ de l'heure. Les résultats ci-haut mentionnés ne se rapportent qu'aux échantillons soumis à l'essai. Ce rapport ne doit pas être reproduit, sinon en entier, sans l'autorisation écrite du Groupe CTT.

GroupeCTTGroup
Geosynthetics — Division SAGEOS — Géosynthétiques

**RAPPORT D'ANALYSES**
**No. d'accréditation du CCN: 40**

M. Guillermo Burckhardt
**SNC Lavalin (Québec)**

Date: 11 août 2009
Rapport: S546-003-37134A

IDENTIFICATION: Soudure de géomembranes: DT-19, DT-20, DT-21, DT-22, DT-23, DT-24, DT-25, DT-26, DT-27, DT-28, DT-29, DT-30
Projet: Restauration du site minier Aldermac
Réception: 11 août 2009; PO#: 020266-P-0208

NORME:

ESSAI: "Determining the Integrity of Nonreinforced Geomembrane-Seams Produced Using Thermo-Fusion Methods" ASTM D6392 - 99(2006)

RÉSULTATS (SUITE):

| | Résultats individuels | | | | | Moy. | E.-T. | CV % |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| **DT-21** | | | | | | | | |
| CISAILLEMENT | .. | | | | | | | |
| Force maximum (kN/m): | 32.1 | 32.1 | 31.9 | 32.0 | 31.7 | **32.0** | 0.2 | **0.5** |
| Force maximum (lb/po): | 183.1 | 183.3 | 182.4 | 182.8 | 181.2 | **182.6** | 0.8 | **0.5** |
| Type de rupture: | BRK | BRK | BRK | BRK | BRK | | | |
| Allongement à la rupture (%): | >50 | >50 | >50 | >50 | >50 | | | |
| PELAGE | CÔTÉ A | | | | | | | |
| Force maximum (kN/m): | 19.6 | 19.0 | 20.1 | 19.5 | 19.8 | **19.6** | 0.4 | **2.1** |
| Force maximum (lb/po): | 111.9 | 108.6 | 114.5 | 111.1 | 113.3 | **111.9** | 2.2 | **2.0** |
| Type de rupture: | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | | | |
| Séparation (%): | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | | | |
| PELAGE | CÔTÉ B | | | | | | | |
| Force maximum (kN/m): | 21.4 | 22.0 | 22.2 | 23.4 | 21.1 | **22.0** | 0.9 | **4.0** |
| Force maximum (lb/po): | 122.1 | 125.7 | 126.5 | 133.7 | 120.3 | **125.7** | 5.2 | **4.1** |
| Type de rupture: | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | | | |
| Séparation (%): | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | | | |

Préparé par: 53-54
Maxime Côté,
Technicien(ne)

Approuvé par: 53-54
Eric Blond, ing., M.Sc.A.
Vice-président
Date: 11 août 2009

***Pour toute information concernant ce rapport, veuillez contacter Eric Blond.***

Les rapports sont identifiés par un code alphanumérique, le dernier caractère fait référence au numéro de révision, celui-ci est émis en ordre croissant. Les échantillons de ce rapport sont conservés pendant une période de 30 jours à partir de la date du rapport, sauf si d'autres instructions sont transmises à cet effet. Les frais pour tout service après les essais sont de 125 $ de l'heure et pour toute expertise en Cour, de 195 $ de l'heure. Les résultats ci-haut mentionnés ne se rapportent qu'aux échantillons soumis à l'essai. Ce rapport ne doit pas être reproduit, sinon en entier, sans l'autorisation écrite du Groupe CTT.

GroupeCTTGroup
Division SAGEOS
Geosynthetics Géosynthétiques

**RAPPORT D'ANALYSES**
**No. d'accréditation du CCN: 40**

M. Guillermo Burckhardt
**SNC Lavalin (Québec)**

Date: 11 août 2009
Rapport: S546-003-37134A

IDENTIFICATION: Soudure de géomembranes: DT-19, DT-20, DT-21, DT-22, DT-23, DT-24, DT-25, DT-26, DT-27, DT-28, DT-29, DT-30
Projet: Restauration du site minier Aldermac
Réception: 11 août 2009; PO#: 020266-P-0208

NORME:

ESSAI: "Determining the Integrity of Nonreinforced Geomembrane-Seams Produced Using Thermo-Fusion Methods" ASTM D6392 - 99(2006)

RÉSULTATS (SUITE):

| | Résultats individuels | | | | | **Moy.** | **E.-T.** | **CV %** |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| **DT-22** | | | | | | | | |
| CISAILLEMENT | .. | | | | | | | |
| Force maximum (kN/m): | 31.0 | 31.2 | 31.0 | 31.1 | 29.6 | **30.8** | 0.7 | **2.2** |
| Force maximum (lb/po): | 177.2 | 178.2 | 177.3 | 177.5 | 169.1 | **175.9** | 3.8 | **2.2** |
| Type de rupture: | BRK | BRK | BRK | BRK | BRK | | | |
| Allongement à la rupture (%): | >50 | >50 | >50 | >50 | >50 | | | |
| PELAGE | CÔTÉ A | | | | | | | |
| Force maximum (kN/m): | 21.2 | 20.5 | 21.4 | 20.2 | 22.1 | **21.1** | 0.8 | **3.6** |
| Force maximum (lb/po): | 121.1 | 117.0 | 122.0 | 115.3 | 126.2 | **120.3** | 4.3 | **3.6** |
| Type de rupture: | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | | | |
| Séparation (%): | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | | | |
| PELAGE | CÔTÉ B | | | | | | | |
| Force maximum (kN/m): | 22.3 | 23.3 | 21.9 | 20.5 | 22.7 | **22.1** | 1.1 | **4.8** |
| Force maximum (lb/po): | 127.6 | 132.8 | 125.1 | 116.9 | 129.5 | **126.4** | 6.0 | **4.7** |
| Type de rupture: | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | | | |
| Séparation (%): | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | | | |

Préparé par: 53-54
Maxime Côté,
Technicien(ne)

Approuvé par: 53-54
Eric Blond, ing., M.Sc.A.
Vice-président
Date: 11 août 2009

***Pour toute information concernant ce rapport, veuillez contacter Eric Blond.***

Les rapports sont identifiés par un code alphanumérique, le dernier caractère fait référence au numéro de révision, celui-ci est émis en ordre croissant. Les échantillons de ce rapport sont conservés pendant une période de 30 jours à partir de la date du rapport, sauf si d'autres instructions sont transmises à cet effet. Les frais pour tout service après les essais sont de 125 $ de l'heure et pour toute expertise en Cour, de 195 $ de l'heure. Les résultats ci-haut mentionnés ne se rapportent qu'aux échantillons soumis à l'essai. Ce rapport ne doit pas être reproduit, sinon en entier, sans l'autorisation écrite du Groupe CTT.

GroupeCTTGroup
Division SAGEOS
Geosynthetics Géosynthétiques

**RAPPORT D'ANALYSES**
**No. d'accréditation du CCN: 40**

M. Guillermo Burckhardt
**SNC Lavalin (Québec)**

Date: 11 août 2009
Rapport: S546-003-37134A

IDENTIFICATION: Soudure de géomembranes: DT-19, DT-20, DT-21, DT-22, DT-23, DT-24, DT-25, DT-26, DT-27, DT-28, DT-29, DT-30
Projet: Restauration du site minier Aldermac
Réception: 11 août 2009; PO#: 020266-P-0208

NORME:

ESSAI: "Determining the Integrity of Nonreinforced Geomembrane-Seams Produced Using Thermo-Fusion Methods" ASTM D6392 - 99(2006)

RÉSULTATS (SUITE):

| | Résultats individuels | | | | | Moy. | E.-T. | CV % |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| **DT-23** | | | | | | | | |
| CISAILLEMENT | .. | | | | | | | |
| Force maximum (kN/m): | 31.4 | 31.4 | 31.2 | 31.2 | 31.0 | **31.2** | 0.2 | **0.5** |
| Force maximum (lb/po): | 179.2 | 179.2 | 178.4 | 178.4 | 177.0 | **178.4** | 0.9 | **0.5** |
| Type de rupture: | BRK | BRK | BRK | BRK | BRK | | | |
| Allongement à la rupture (%): | >50 | >50 | >50 | >50 | >50 | | | |
| PELAGE | CÔTÉ A | | | | | | | |
| Force maximum (kN/m): | 21.6 | 22.5 | 23.6 | 21.4 | 21.4 | **22.1** | 1.0 | **4.3** |
| Force maximum (lb/po): | 123.5 | 128.3 | 134.7 | 122.3 | 122.2 | **126.2** | 5.4 | **4.3** |
| Type de rupture: | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | | | |
| Séparation (%): | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | | | |
| PELAGE | CÔTÉ B | | | | | | | |
| Force maximum (kN/m): | 23.1 | 21.9 | 21.5 | 21.7 | 21.7 | **22.0** | 0.6 | **2.9** |
| Force maximum (lb/po): | 131.6 | 124.9 | 122.9 | 123.7 | 123.7 | **125.4** | 3.6 | **2.8** |
| Type de rupture: | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | | | |
| Séparation (%): | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | | | |

Préparé par: 53-54
Maxime Côté,
Technicien(ne)

Approuvé par: 53-54
Eric Blond, ing., M.Sc.A.
Vice-président
Date: 11 août 2009

***Pour toute information concernant ce rapport, veuillez contacter Eric Blond.***

Les rapports sont identifiés par un code alphanumérique, le dernier caractère fait référence au numéro de révision, celui-ci est émis en ordre croissant. Les échantillons de ce rapport sont conservés pendant une période de 30 jours à partir de la date du rapport, sauf si d'autres instructions sont transmises à cet effet. Les frais pour tout service après les essais sont de 125 $ de l'heure et pour toute expertise en Cour, de 195 $ de l'heure. Les résultats ci-haut mentionnés ne se rapportent qu'aux échantillons soumis à l'essai. Ce rapport ne doit pas être reproduit, sinon en entier, sans l'autorisation écrite du Groupe CTT.

3000, rue Boullé, Saint-Hyacinthe (Québec) CANADA J2S 1H9
sageos@gcttg.com www.gcttg.com 1 877 288-8378 1 450 778-1870 Fax: 1 450 778-3901

GroupeCTTGroup
Division SAGEOS
Geosynthetics Géosynthétiques

**RAPPORT D'ANALYSES**
**No. d'accréditation du CCN: 40**

M. Guillermo Burckhardt
**SNC Lavalin (Québec)**

Date: 11 août 2009
Rapport: S546-003-37134A

IDENTIFICATION: Soudure de géomembranes: DT-19, DT-20, DT-21, DT-22, DT-23, DT-24, DT-25, DT-26, DT-27, DT-28, DT-29, DT-30
Projet: Restauration du site minier Aldermac
Réception: 11 août 2009; PO#: 020266-P-0208

NORME:

ESSAI: "Determining the Integrity of Nonreinforced Geomembrane-Seams Produced Using Thermo-Fusion Methods" ASTM D6392 - 99(2006)

RÉSULTATS (SUITE):

| | Résultats individuels | | | | | Moy. | E.-T. | CV % |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| **DT-24** | | | | | | | | |
| CISAILLEMENT | .. | | | | | | | |
| Force maximum (kN/m): | 31.6 | 31.6 | 31.2 | 31.4 | 31.3 | **31.4** | 0.2 | **0.6** |
| Force maximum (lb/po): | 180.6 | 180.3 | 178.2 | 179.3 | 178.6 | **179.4** | 1.0 | **0.6** |
| Type de rupture: | BRK | BRK | BRK | BRK | BRK | | | |
| Allongement à la rupture (%): | >50 | >50 | >50 | >50 | >50 | | | |
| PELAGE | CÔTÉ A | | | | | | | |
| Force maximum (kN/m): | 22.9 | 23.1 | 24.3 | 25.0 | 20.3 | **23.1** | 1.8 | **7.8** |
| Force maximum (lb/po): | 130.5 | 131.9 | 138.8 | 142.8 | 116.0 | **132.0** | 10.3 | **7.8** |
| Type de rupture: | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | | | |
| Séparation (%): | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | | | |
| PELAGE | CÔTÉ B | | | | | | | |
| Force maximum (kN/m): | 22.0 | 22.0 | 21.1 | 23.8 | 19.6 | **21.7** | 1.5 | **7.0** |
| Force maximum (lb/po): | 125.8 | 125.8 | 120.4 | 136.0 | 112.1 | **124.0** | 8.7 | **7.0** |
| Type de rupture: | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | | | |
| Séparation (%): | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | | | |

Préparé par: 53-54
Maxime Côté,
Technicien(ne)

Approuvé par: 53-54
Eric Blond, ing., M.Sc.A.
Vice-président
Date: 11 août 2009

***Pour toute information concernant ce rapport, veuillez contacter Eric Blond.***

Les rapports sont identifiés par un code alphanumérique, le dernier caractère fait référence au numéro de révision, celui-ci est émis en ordre croissant. Les échantillons de ce rapport sont conservés pendant une période de 30 jours à partir de la date du rapport, sauf si d'autres instructions sont transmises à cet effet. Les frais pour tout service après les essais sont de 125 $ de l'heure et pour toute expertise en Cour, de 195 $ de l'heure. Les résultats ci-haut mentionnés ne se rapportent qu'aux échantillons soumis à l'essai. Ce rapport ne doit pas être reproduit, sinon en entier, sans l'autorisation écrite du Groupe CTT.

GroupeCTTGroup
Division SAGEOS
Geosynthetics Géosynthétiques

**RAPPORT D'ANALYSES**
**No. d'accréditation du CCN: 40**

M. Guillermo Burckhardt
**SNC Lavalin (Québec)**

Date: 11 août 2009
Rapport: S546-003-37134A

IDENTIFICATION: Soudure de géomembranes: DT-19, DT-20, DT-21, DT-22, DT-23, DT-24, DT-25, DT-26, DT-27, DT-28, DT-29, DT-30
Projet: Restauration du site minier Aldermac
Réception: 11 août 2009; PO#: 020266-P-0208

NORME:

ESSAI: "Determining the Integrity of Nonreinforced Geomembrane-Seams Produced Using Thermo-Fusion Methods" ASTM D6392 - 99(2006)

RÉSULTATS (SUITE):

| | Résultats individuels | | | | | Moy. | E.-T. | CV % |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| **DT-25** | | | | | | | | |
| CISAILLEMENT | .. | | | | | | | |
| Force maximum (kN/m): | 31.2 | 30.9 | 30.8 | 30.7 | 30.9 | **30.9** | 0.2 | **0.6** |
| Force maximum (lb/po): | 178.2 | 176.7 | 175.7 | 175.1 | 176.3 | **176.4** | 1.2 | **0.7** |
| Type de rupture: | BRK | BRK | BRK | BRK | BRK | | | |
| Allongement à la rupture (%): | >50 | >50 | >50 | >50 | >50 | | | |
| PELAGE | CÔTÉ A | | | | | | | |
| Force maximum (kN/m): | 21.9 | 23.4 | 20.6 | 23.4 | 22.3 | **22.3** | 1.2 | **5.2** |
| Force maximum (lb/po): | 125.2 | 133.7 | 117.7 | 133.6 | 127.2 | **127.5** | 6.7 | **5.2** |
| Type de rupture: | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | | | |
| Séparation (%): | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | | | |
| PELAGE | CÔTÉ B | | | | | | | |
| Force maximum (kN/m): | 21.4 | 20.9 | 20.6 | 20.6 | 20.8 | **20.9** | 0.3 | **1.6** |
| Force maximum (lb/po): | 122.2 | 119.5 | 117.5 | 117.9 | 118.5 | **119.1** | 1.9 | **1.6** |
| Type de rupture: | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | | | |
| Séparation (%): | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | | | |

Préparé par: 53-54
Maxime Côté,
Technicien(ne)

Approuvé par: 53-54
Eric Blond, ing., M.Sc.A.
Vice-président

Date: 11 août 2009

***Pour toute information concernant ce rapport, veuillez contacter Eric Blond.***

Les rapports sont identifiés par un code alphanumérique, le dernier caractère fait référence au numéro de révision, celui-ci est émis en ordre croissant. Les échantillons de ce rapport sont conservés pendant une période de 30 jours à partir de la date du rapport, sauf si d'autres instructions sont transmises à cet effet. Les frais pour tout service après les essais sont de 125 $ de l'heure et pour toute expertise en Cour, de 195 $ de l'heure. Les résultats ci-haut mentionnés ne se rapportent qu'aux échantillons soumis à l'essai. Ce rapport ne doit pas être reproduit, sinon en entier, sans l'autorisation écrite du Groupe CTT.

GroupeCTTGroup
Division SAGEOS
Geosynthetics Géosynthétiques

**RAPPORT D'ANALYSES**
**No. d'accréditation du CCN: 40**

M. Guillermo Burckhardt
**SNC Lavalin (Québec)**

Date: 11 août 2009
Rapport: S546-003-37134A

IDENTIFICATION: Soudure de géomembranes: DT-19, DT-20, DT-21, DT-22, DT-23, DT-24, DT-25, DT-26, DT-27, DT-28, DT-29, DT-30
Projet: Restauration du site minier Aldermac
Réception: 11 août 2009; PO#: 020266-P-0208

NORME:

ESSAI: "Determining the Integrity of Nonreinforced Geomembrane-Seams Produced Using Thermo-Fusion Methods" ASTM D6392 - 99(2006)

RÉSULTATS (SUITE):

| | Résultats individuels | | | | | Moy. | E.-T. | CV % |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| **DT-26** | | | | | | | | |
| CISAILLEMENT | .. | | | | | | | |
| Force maximum (kN/m): | 30.7 | 30.9 | 30.7 | 30.7 | 30.5 | **30.7** | 0.1 | **0.5** |
| Force maximum (lb/po): | 175.5 | 176.4 | 175.1 | 175.5 | 174.1 | **175.3** | 0.8 | **0.5** |
| Type de rupture: | BRK | BRK | BRK | BRK | BRK | | | |
| Allongement à la rupture (%): | >50 | >50 | >50 | >50 | >50 | | | |
| PELAGE | CÔTÉ A | | | | | | | |
| Force maximum (kN/m): | 20.1 | 20.0 | 19.9 | 22.8 | 19.8 | **20.5** | 1.3 | **6.2** |
| Force maximum (lb/po): | 114.9 | 114.1 | 113.8 | 130.4 | 112.9 | **117.2** | 7.4 | **6.3** |
| Type de rupture: | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | | | |
| Séparation (%): | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | | | |
| PELAGE | CÔTÉ B | | | | | | | |
| Force maximum (kN/m): | 22.9 | 21.8 | 23.3 | 24.1 | 21.9 | **22.8** | 1.0 | **4.3** |
| Force maximum (lb/po): | 130.5 | 124.6 | 133.1 | 137.6 | 125.2 | **130.2** | 5.5 | **4.2** |
| Type de rupture: | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | | | |
| Séparation (%): | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | | | |

Préparé par: 53-54
Maxime Côté,
Technicien(ne)

Approuvé par: 53-54
Eric Blond, ing., M.Sc.A.
Vice-président
Date: 11 août 2009

***Pour toute information concernant ce rapport, veuillez contacter Eric Blond.***

Les rapports sont identifiés par un code alphanumérique, le dernier caractère fait référence au numéro de révision, celui-ci est émis en ordre croissant. Les échantillons de ce rapport sont conservés pendant une période de 30 jours à partir de la date du rapport, sauf si d'autres instructions sont transmises à cet effet. Les frais pour tout service après les essais sont de 125 $ de l'heure et pour toute expertise en Cour, de 195 $ de l'heure. Les résultats ci-haut mentionnés ne se rapportent qu'aux échantillons soumis à l'essai. Ce rapport ne doit pas être reproduit, sinon en entier, sans l'autorisation écrite du Groupe CTT.

GroupeCTTGroup
Division SAGEOS
Geosynthetics Géosynthétiques

**RAPPORT D'ANALYSES**
**No. d'accréditation du CCN: 40**

M. Guillermo Burckhardt
**SNC Lavalin (Québec)**

Date: 11 août 2009
Rapport: S546-003-37134A

IDENTIFICATION: Soudure de géomembranes: DT-19, DT-20, DT-21, DT-22, DT-23, DT-24, DT-25, DT-26, DT-27, DT-28, DT-29, DT-30
Projet: Restauration du site minier Aldermac
Réception: 11 août 2009; PO#: 020266-P-0208

NORME:

ESSAI: "Determining the Integrity of Nonreinforced Geomembrane-Seams Produced Using Thermo-Fusion Methods" ASTM D6392 - 99(2006)

RÉSULTATS (SUITE):

| | Résultats individuels | | | | | Moy. | E.-T. | CV % |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| **DT-27** | | | | | | | | |
| CISAILLEMENT | .. | | | | | | | |
| Force maximum (kN/m): | 31.8 | 32.1 | 31.6 | 31.9 | 31.6 | **31.8** | 0.2 | **0.7** |
| Force maximum (lb/po): | 181.4 | 183.0 | 180.7 | 182.3 | 180.5 | **181.6** | 1.1 | **0.6** |
| Type de rupture: | BRK | BRK | BRK | BRK | BRK | | | |
| Allongement à la rupture (%): | >50 | >50 | >50 | >50 | >50 | | | |
| PELAGE | CÔTÉ A | | | | | | | |
| Force maximum (kN/m): | 22.6 | 22.3 | 22.1 | 21.6 | 22.1 | **22.1** | 0.4 | **1.6** |
| Force maximum (lb/po): | 129.3 | 127.4 | 126.4 | 123.3 | 126.2 | **126.5** | 2.2 | **1.7** |
| Type de rupture: | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | | | |
| Séparation (%): | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | | | |
| PELAGE | CÔTÉ B | | | | | | | |
| Force maximum (kN/m): | 23.4 | 23.2 | 24.5 | 22.6 | 23.2 | **23.4** | 0.7 | **3.0** |
| Force maximum (lb/po): | 133.4 | 132.4 | 139.6 | 129.1 | 132.6 | **133.4** | 3.8 | **2.9** |
| Type de rupture: | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | | | |
| Séparation (%): | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | | | |

Préparé par: 53-54
Maxime Cote,
Technicien(ne)

Approuvé par: 53-54
Eric Blond, ing., M.Sc.A.
Vice-président
Date: 11 août 2009

***Pour toute information concernant ce rapport, veuillez contacter Eric Blond.***

Les rapports sont identifiés par un code alphanumérique, le dernier caractère fait référence au numéro de révision, celui-ci est émis en ordre croissant. Les échantillons de ce rapport sont conservés pendant une période de 30 jours à partir de la date du rapport, sauf si d'autres instructions sont transmises à cet effet. Les frais pour tout service après les essais sont de 125 $ de l'heure et pour toute expertise en Cour, de 195 $ de l'heure. Les résultats ci-haut mentionnés ne se rapportent qu'aux échantillons soumis à l'essai. Ce rapport ne doit pas être reproduit, sinon en entier, sans l'autorisation écrite du Groupe CTT.

GroupeCTTGroup
Division SAGEOS
Geosynthetics Géosynthétiques

**RAPPORT D'ANALYSES**
**No. d'accréditation du CCN: 40**

M. Guillermo Burckhardt
**SNC Lavalin (Québec)**

Date: 11 août 2009
Rapport: S546-003-37134A

IDENTIFICATION: Soudure de géomembranes: DT-19, DT-20, DT-21, DT-22, DT-23, DT-24, DT-25, DT-26, DT-27, DT-28, DT-29, DT-30
Projet: Restauration du site minier Aldermac
Réception: 11 août 2009; PO#: 020266-P-0208

NORME:

ESSAI: "Determining the Integrity of Nonreinforced Geomembrane-Seams Produced Using Thermo-Fusion Methods" ASTM D6392 - 99(2006)

RÉSULTATS (SUITE):

| | Résultats individuels | | | | | Moy. | E.-T. | CV % |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| **DT-28** | | | | | | | | |
| CISAILLEMENT | .. | | | | | | | |
| Force maximum (kN/m): | 30.9 | 30.9 | 30.7 | 30.8 | 29.1 | **30.5** | 0.8 | **2.5** |
| Force maximum (lb/po): | 176.4 | 176.4 | 175.6 | 175.7 | 166.1 | **174.0** | 4.5 | **2.6** |
| Type de rupture: | BRK | BRK | BRK | BRK | BRK | | | |
| Allongement à la rupture (%): | >50 | >50 | >50 | >50 | >50 | | | |
| PELAGE | CÔTÉ A | | | | | | | |
| Force maximum (kN/m): | 20.1 | 17.2 | 23.9 | 22.3 | 20.9 | **20.9** | 2.5 | **12.0** |
| Force maximum (lb/po): | 114.8 | 98.5 | 136.6 | 127.5 | 119.1 | **119.3** | 14.3 | **12.0** |
| Type de rupture: | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | | | |
| Séparation (%): | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | | | |
| PELAGE | CÔTÉ B | | | | | | | |
| Force maximum (kN/m): | 21.9 | 21.3 | 19.9 | 19.9 | 23.1 | **21.2** | 1.4 | **6.4** |
| Force maximum (lb/po): | 125.1 | 121.8 | 113.6 | 113.8 | 131.7 | **121.2** | 7.7 | **6.4** |
| Type de rupture: | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | | | |
| Séparation (%): | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | | | |

Préparé par: 53-54
Maxime Côté,
Technicien(ne)

Approuvé par: 53-54
Eric Blond, ing., M.Sc.A.
Vice-président
Date: 11 août 2009

***Pour toute information concernant ce rapport, veuillez contacter Eric Blond.***

Les rapports sont identifiés par un code alphanumérique, le dernier caractère fait référence au numéro de révision, celui-ci est émis en ordre croissant. Les échantillons de ce rapport sont conservés pendant une période de 30 jours à partir de la date du rapport, sauf si d'autres instructions sont transmises à cet effet. Les frais pour tout service après les essais sont de 125 $ de l'heure et pour toute expertise en Cour, de 195 $ de l'heure. Les résultats ci-haut mentionnés ne se rapportent qu'aux échantillons soumis à l'essai. Ce rapport ne doit pas être reproduit, sinon en entier, sans l'autorisation écrite du Groupe CTT.

GroupeCTTGroup
Division SAGEOS
Geosynthetics Géosynthétiques

**RAPPORT D'ANALYSES**
**No. d'accréditation du CCN: 40**

M. Guillermo Burckhardt
**SNC Lavalin (Québec)**

Date: 11 août 2009
Rapport: S546-003-37134A

IDENTIFICATION: Soudure de géomembranes: DT-19, DT-20, DT-21, DT-22, DT-23, DT-24, DT-25, DT-26, DT-27, DT-28, DT-29, DT-30
Projet: Restauration du site minier Aldermac
Réception: 11 août 2009; PO#: 020266-P-0208

NORME:

ESSAI: "Determining the Integrity of Nonreinforced Geomembrane-Seams Produced Using Thermo-Fusion Methods" ASTM D6392 - 99(2006)

RÉSULTATS (SUITE):

| | Résultats individuels | | | | | Moy. | E.-T. | CV % |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| **DT-29** | | | | | | | | |
| CISAILLEMENT | .. | | | | | | | |
| Force maximum (kN/m): | 31.3 | 31.2 | 31.1 | 30.9 | 30.8 | **31.1** | 0.2 | **0.7** |
| Force maximum (lb/po): | 178.9 | 178.0 | 177.5 | 176.7 | 175.7 | **177.4** | 1.2 | **0.7** |
| Type de rupture: | BRK | BRK | BRK | BRK | BRK | | | |
| Allongement à la rupture (%): | >50 | >50 | >50 | >50 | >50 | | | |
| PELAGE | CÔTÉ A | | | | | | | |
| Force maximum (kN/m): | 20.2 | 20.6 | 21.9 | 22.1 | 20.3 | **21.0** | 0.9 | **4.3** |
| Force maximum (lb/po): | 115.5 | 117.6 | 125.3 | 125.9 | 116.2 | **120.1** | 5.1 | **4.2** |
| Type de rupture: | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | | | |
| Séparation (%): | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | | | |
| PELAGE | CÔTÉ B | | | | | | | |
| Force maximum (kN/m): | 22.4 | 23.0 | 22.4 | 23.5 | 22.7 | **22.8** | 0.5 | **2.0** |
| Force maximum (lb/po): | 128.2 | 131.1 | 127.8 | 134.0 | 129.9 | **130.2** | 2.5 | **1.9** |
| Type de rupture: | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | | | |
| Séparation (%): | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | | | |

Préparé par: 53-54
Maxime Côté,
Technicien(ne)

Approuvé par: 53-54
Eric Blond, ing., M.Sc.A.
Vice-président
Date: 11 août 2009

***Pour toute information concernant ce rapport, veuillez contacter Eric Blond.***

Les rapports sont identifiés par un code alphanumérique, le dernier caractère fait référence au numéro de révision, celui-ci est émis en ordre croissant. Les échantillons de ce rapport sont conservés pendant une période de 30 jours à partir de la date du rapport, sauf si d'autres instructions sont transmises à cet effet. Les frais pour tout service après les essais sont de 125 $ de l'heure et pour toute expertise en Cour, de 195 $ de l'heure. Les résultats ci-haut mentionnés ne se rapportent qu'aux échantillons soumis à l'essai. Ce rapport ne doit pas être reproduit, sinon en entier, sans l'autorisation écrite du Groupe CTT.

3000, rue Boullé, Saint-Hyacinthe (Québec) CANADA J2S 1H9
sageos@gcttg.com www.gcttg.com 1 877 288-8378 1 450 778-1870 Fax: 1 450 778-3901

GroupeCTTGroup
Division SAGEOS
Geosynthetics Géosynthétiques

**RAPPORT D'ANALYSES**
**No. d'accréditation du CCN: 40**

M. Guillermo Burckhardt
**SNC Lavalin (Québec)**

Date: 11 août 2009
Rapport: S546-003-37134A

IDENTIFICATION: Soudure de géomembranes: DT-19, DT-20, DT-21, DT-22, DT-23, DT-24, DT-25, DT-26, DT-27, DT-28, DT-29, DT-30
Projet: Restauration du site minier Aldermac
Réception: 11 août 2009; PO#: 020266-P-0208

NORME:

ESSAI: "Determining the Integrity of Nonreinforced Geomembrane-Seams Produced Using Thermo-Fusion Methods" ASTM D6392 - 99(2006)

RÉSULTATS (SUITE):

| | Résultats individuels | | | | | Moy. | E.-T. | CV % |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| **DT-30** | | | | | | | | |
| CISAILLEMENT | .. | | | | | | | |
| Force maximum (kN/m): | 31.4 | 31.3 | 31.2 | 31.3 | 31.2 | **31.3** | 0.1 | **0.3** |
| Force maximum (lb/po): | 179.4 | 178.6 | 178.2 | 178.7 | 178.3 | **178.6** | 0.5 | **0.3** |
| Type de rupture: | BRK | BRK | BRK | BRK | BRK | | | |
| Allongement à la rupture (%): | >50 | >50 | >50 | >50 | >50 | | | |
| PELAGE | CÔTÉ A | | | | | | | |
| Force maximum (kN/m): | 20.8 | 19.1 | 22.8 | 23.4 | 19.4 | **21.1** | 1.9 | **9.2** |
| Force maximum (lb/po): | 118.9 | 109.0 | 130.0 | 133.8 | 110.9 | **120.5** | 11.1 | **9.2** |
| Type de rupture: | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | | | |
| Séparation (%): | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | | | |
| PELAGE | CÔTÉ B | | | | | | | |
| Force maximum (kN/m): | 21.0 | 22.9 | 20.6 | 20.9 | 21.4 | **21.4** | 0.9 | **4.2** |
| Force maximum (lb/po): | 120.1 | 130.6 | 117.7 | 119.1 | 122.0 | **121.9** | 5.1 | **4.2** |
| Type de rupture: | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | | | |
| Séparation (%): | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | | | |

Préparé par: 53-54
Technicien(ne)

Approuvé par: 53-54
Eric Blond, ing., M.Sc.A.
Vice-président
Date: 11 août 2009

***Pour toute information concernant ce rapport, veuillez contacter Eric Blond.***

Les rapports sont identifiés par un code alphanumérique, le dernier caractère fait référence au numéro de révision, celui-ci est émis en ordre croissant. Les échantillons de ce rapport sont conservés pendant une période de 30 jours à partir de la date du rapport, sauf si d'autres instructions sont transmises à cet effet. Les frais pour tout service après les essais sont de 125 $ de l'heure et pour toute expertise en Cour, de 195 $ de l'heure. Les résultats ci-haut mentionnés ne se rapportent qu'aux échantillons soumis à l'essai. Ce rapport ne doit pas être reproduit, sinon en entier, sans l'autorisation écrite du Groupe CTT.

3000, rue Boullé, Saint-Hyacinthe (Québec) CANADA J2S 1H9
sageos@gcttg.com www.gcttg.com 1 877 288-8378 1 450 778-1870 Fax: 1 450 778-3901

GroupeCTTGroup
Division SAGEOS
Geosynthetics Géosynthétiques

**RAPPORT D'ANALYSES**
**No. d'accréditation du CCN: 40**

M. Guillermo Burckhardt
**SNC Lavalin (Québec)**

Date: 13 août 2009
Rapport: S546-003-37176A

IDENTIFICATION: Soudure de géomembranes: DT-31, DT-32 Avant, DT-32 Après, DT-33, DT-34, DT-35, DT-36, DT-37
Projet: Restauration du site minier Aldermac
Réception: 13 août 2009; PO#: 020266-P-0208

NORME:

ESSAI: "Determining the Integrity of Nonreinforced Geomembrane-Seams Produced Using Thermo-Fusion Methods" ASTM D6392 - 99(2006)

CONDITIONS D'ESSAI: Échantillon non conditionné; Appareil utilisé: Dynamomètre à taux constant d'extension (TCE);
Note: SE1=Bris ds la feuille au bord de la soudure; BRK=Bris ds la feuille; BRK2=Bris ds la feuille du haut;
AD-BRK=Bris ds la feuille après décollement partiel; AD=Décollement complet de la soudure (côté A ou B).
Extrusion: SE3=Bris au bord de la soudure dans la feuille du bas et SE2=dans la feuille du haut.
Vitesse de déplacement (mm/min.): 50
Testé le 13 août 2009

RÉSULTATS:

| | Résultats individuels | | | | | Moy. | E.-T. | CV % |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| **DT-31** | | | | | | | | |
| CISAILLEMENT | .. | | | | | | | |
| Force maximum (kN/m): | 30.9 | 31.1 | 30.8 | 30.9 | 30.9 | **30.9** | 0.1 | **0.4** |
| Force maximum (lb/po): | 176.2 | 177.5 | 176.1 | 176.7 | 176.4 | **176.6** | 0.6 | **0.3** |
| Type de rupture: | BRK | BRK | BRK | BRK | BRK | | | |
| Allongement à la rupture (%): | >50 | >50 | >50 | >50 | >50 | | | |
| PELAGE | CÔTÉ A | | | | | | | |
| Force maximum (kN/m): | 21.6 | 22.1 | 22.6 | 23.1 | 23.2 | **22.5** | 0.7 | **3.0** |
| Force maximum (lb/po): | 123.3 | 126.0 | 128.9 | 131.7 | 132.4 | **128.5** | 3.8 | **3.0** |
| Type de rupture: | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | | | |
| Séparation (%): | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | | | |
| PELAGE | CÔTÉ B | | | | | | | |
| Force maximum (kN/m): | 21.5 | 21.0 | 21.1 | 21.5 | 21.1 | **21.2** | 0.2 | **1.1** |
| Force maximum (lb/po): | 122.6 | 119.8 | 120.7 | 122.5 | 120.6 | **121.2** | 1.2 | **1.0** |
| Type de rupture: | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | | | |
| Séparation (%): | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | | | |

Préparé par: 53-54
Maxime Côté,
Technicien(ne)

Approuvé par: 53-54
Eric Blond, ing., M.Sc.A.
Vice-président
Date: 13 août 2009

***Pour toute information concernant ce rapport, veuillez contacter Eric Blond.***

Les rapports sont identifiés par un code alphanumérique, le dernier caractère fait référence au numéro de révision, celui-ci est émis en ordre croissant. Les échantillons de ce rapport sont conservés pendant une période de 30 jours à partir de la date du rapport, sauf si d'autres instructions sont transmises à cet effet. Les frais pour tout service après les essais sont de 125 $ de l'heure et pour toute expertise en Cour, de 195 $ de l'heure. Les résultats ci-haut mentionnés ne se rapportent qu'aux échantillons soumis à l'essai. Ce rapport ne doit pas être reproduit, sinon en entier, sans l'autorisation écrite du Groupe CTT.

GroupeCTTGroup
Geosynthetics Division SAGEOS Géosynthétiques

**RAPPORT D'ANALYSES**
**No. d'accréditation du CCN: 40**

M. Guillermo Burckhardt
**SNC Lavalin (Québec)**

Date: 13 août 2009
Rapport: S546-003-37176A

IDENTIFICATION: Soudure de géomembranes: DT-31, DT-32 Avant, DT-32 Après, DT-33, DT-34, DT-35, DT-36, DT-37
Projet: Restauration du site minier Aldermac
Réception: 13 août 2009; PO#: 020266-P-0208

NORME:

ESSAI: "Determining the Integrity of Nonreinforced Geomembrane-Seams Produced Using Thermo-Fusion Methods" ASTM D6392 - 99(2006)

RÉSULTATS (SUITE):

| | Résultats individuels | | | | | Moy. | E.-T. | CV % |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| **DT-32 Avant** | | | | | | | | |
| CISAILLEMENT | .. | | | | | | | |
| Force maximum (kN/m): | 30.9 | 31.0 | 31.2 | 31.2 | 31.0 | **31.1** | 0.1 | **0.4** |
| Force maximum (lb/po): | 176.3 | 176.9 | 177.9 | 178.1 | 177.2 | **177.3** | 0.7 | **0.4** |
| Type de rupture: | BRK | BRK | BRK | BRK | BRK | | | |
| Allongement à la rupture (%): | >50 | >50 | >50 | >50 | >50 | | | |
| PELAGE | CÔTÉ A | | | | | | | |
| Force maximum (kN/m): | 21.5 | 20.3 | 19.0 | 20.9 | 21.5 | **20.6** | 1.0 | **5.1** |
| Force maximum (lb/po): | 122.8 | 116.2 | 108.4 | 119.3 | 123.0 | **117.9** | 6.0 | **5.1** |
| Type de rupture: | SEI | SEI | SEI | SEI | SEI | | | |
| Séparation (%): | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | | | |
| PELAGE | CÔTÉ B | | | | | | | |
| Force maximum (kN/m): | 21.6 | 20.7 | 21.1 | 20.6 | 23.6 | **21.5** | 1.2 | **5.7** |
| Force maximum (lb/po): | 123.1 | 118.4 | 120.7 | 117.5 | 135.0 | **122.9** | 7.1 | **5.8** |
| Type de rupture: | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | | | |
| Séparation (%): | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | | | |

Préparé par: 53-54
Maxime Côté,
Technicien(ne)

Approuvé par: 53-54
Eric Blond, ing., M.Sc.A.
Vice-président
Date: 13 août 2009

***Pour toute information concernant ce rapport, veuillez contacter Eric Blond.***

Les rapports sont identifiés par un code alphanumérique, le dernier caractère fait référence au numéro de révision, celui-ci est émis en ordre croissant. Les échantillons de ce rapport sont conservés pendant une période de 30 jours à partir de la date du rapport, sauf si d'autres instructions sont transmises à cet effet. Les frais pour tout service après les essais sont de 125 $ de l'heure et pour toute expertise en Cour, de 195 $ de l'heure. Les résultats ci-haut mentionnés ne se rapportent qu'aux échantillons soumis à l'essai. Ce rapport ne doit pas être reproduit, sinon en entier, sans l'autorisation écrite du Groupe CTT.

GroupeCTTGroup
Division SAGEOS
Geosynthetics Géosynthétiques

**RAPPORT D'ANALYSES**
**No. d'accréditation du CCN: 40**

M. Guillermo Burckhardt
**SNC Lavalin (Québec)**

Date: 13 août 2009
Rapport: S546-003-37176A

IDENTIFICATION: Soudure de géomembranes: DT-31, DT-32 Avant, DT-32 Après, DT-33, DT-34, DT-35, DT-36, DT-37
Projet: Restauration du site minier Aldermac
Réception: 13 août 2009; PO#: 020266-P-0208

NORME:

ESSAI: "Determining the Integrity of Nonreinforced Geomembrane-Seams Produced Using Thermo-Fusion Methods" ASTM D6392 - 99(2006)

RÉSULTATS (SUITE):

| | Résultats individuels | | | | | Moy. | E.-T. | CV % |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| **DT-32 Après** | | | | | | | | |
| CISAILLEMENT | .. | | | | | | | |
| Force maximum (kN/m): | 31.2 | 31.4 | 31.1 | 31.4 | 31.1 | **31.2** | 0.2 | **0.5** |
| Force maximum (lb/po): | 178.3 | 179.3 | 177.5 | 179.1 | 177.3 | **178.3** | 0.9 | **0.5** |
| Type de rupture: | BRK | BRK | BRK | BRK | BRK | | | |
| Allongement à la rupture (%): | >50 | >50 | >50 | >50 | >50 | | | |
| PELAGE | CÔTÉ A | | | | | | | |
| Force maximum (kN/m): | 22.8 | 24.1 | 22.8 | 19.9 | 24.4 | **22.8** | 1.8 | **7.8** |
| Force maximum (lb/po): | 130.3 | 137.8 | 129.9 | 113.6 | 139.4 | **130.2** | 10.2 | **7.9** |
| Type de rupture: | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | | | |
| Séparation (%): | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | | | |
| PELAGE | CÔTÉ B | | | | | | | |
| Force maximum (kN/m): | 22.8 | 24.7 | 22.6 | 20.2 | 20.1 | **22.1** | 1.9 | **8.8** |
| Force maximum (lb/po): | 130.1 | 141.2 | 128.8 | 115.6 | 114.9 | **126.1** | 11.0 | **8.7** |
| Type de rupture: | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | AD | | | |
| Séparation (%): | 0 | 0 | 0 | 0 | 100 | | | |

Préparé par: 53-54
Maxime Côté,
Technicien(ne)

Approuvé par: 53-54
Eric Blond, ing., M.Sc.A.
Vice-président
Date: 13 août 2009

***Pour toute information concernant ce rapport, veuillez contacter Eric Blond.***

Les rapports sont identifiés par un code alphanumérique, le dernier caractère fait référence au numéro de révision, celui-ci est émis en ordre croissant. Les échantillons de ce rapport sont conservés pendant une période de 30 jours à partir de la date du rapport, sauf si d'autres instructions sont transmises à cet effet. Les frais pour tout service après les essais sont de 125 $ de l'heure et pour toute expertise en Cour, de 195 $ de l'heure. Les résultats ci-haut mentionnés ne se rapportent qu'aux échantillons soumis à l'essai. Ce rapport ne doit pas être reproduit, sinon en entier, sans l'autorisation écrite du Groupe CTT.

GroupeCTTGroup
Division SAGEOS
Geosynthetics Géosynthétiques

**RAPPORT D'ANALYSES**
**No. d'accréditation du CCN: 40**

M. Guillermo Burckhardt
**SNC Lavalin (Québec)**

Date: 13 août 2009
Rapport: S546-003-37176A

IDENTIFICATION: Soudure de géomembranes: DT-31, DT-32 Avant, DT-32 Après, DT-33, DT-34, DT-35, DT-36, DT-37
Projet: Restauration du site minier Aldermac
Réception: 13 août 2009; PO#: 020266-P-0208

NORME:

ESSAI: "Determining the Integrity of Nonreinforced Geomembrane-Seams Produced Using Thermo-Fusion Methods" ASTM D6392 - 99(2006)

RÉSULTATS (SUITE):

| | Résultats individuels | | | | | Moy. | E.-T. | CV % |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| **DT-33** | | | | | | | | |
| CISAILLEMENT | .. | | | | | | | |
| Force maximum (kN/m): | 31.3 | 31.4 | 31.4 | 31.1 | 31.4 | **31.3** | 0.1 | **0.4** |
| Force maximum (lb/po): | 178.6 | 179.3 | 179.3 | 177.8 | 179.5 | **178.9** | 0.7 | **0.4** |
| Type de rupture: | BRK | BRK | BRK | BRK | BRK | | | |
| Allongement à la rupture (%): | >50 | >50 | >50 | >50 | >50 | | | |
| PELAGE | CÔTÉ A | | | | | | | |
| Force maximum (kN/m): | 22.5 | 22.4 | 22.6 | 22.1 | 22.2 | **22.4** | 0.2 | **0.9** |
| Force maximum (lb/po): | 128.6 | 128.1 | 128.9 | 126.0 | 126.9 | **127.7** | 1.2 | **1.0** |
| Type de rupture: | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | | | |
| Séparation (%): | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | | | |
| PELAGE | CÔTÉ B | | | | | | | |
| Force maximum (kN/m): | 20.3 | 19.8 | 21.8 | 22.5 | 23.2 | **21.5** | 1.4 | **6.7** |
| Force maximum (lb/po): | 115.6 | 113.0 | 124.8 | 128.4 | 132.6 | **122.9** | 8.4 | **6.8** |
| Type de rupture: | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | | | |
| Séparation (%): | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | | | |

Préparé par: 53-54
Maxime Côté,
Technicien(ne)

Approuvé par: 53-54
Eric Blond, ing., M.Sc.A.
Vice-président
Date: 13 août 2009

***Pour toute information concernant ce rapport, veuillez contacter Eric Blond.***

Les rapports sont identifiés par un code alphanumérique, le dernier caractère fait référence au numéro de révision, celui-ci est émis en ordre croissant. Les échantillons de ce rapport sont conservés pendant une période de 30 jours à partir de la date du rapport, sauf si d'autres instructions sont transmises à cet effet. Les frais pour tout service après les essais sont de 125 $ de l'heure et pour toute expertise en Cour, de 195 $ de l'heure. Les résultats ci-haut mentionnés ne se rapportent qu'aux échantillons soumis à l'essai. Ce rapport ne doit pas être reproduit, sinon en entier, sans l'autorisation écrite du Groupe CTT.

GroupeCTTGroup
Geosynthetics — Division SAGEOS — Géosynthétiques

**RAPPORT D'ANALYSES**
**No. d'accréditation du CCN: 40**

M. Guillermo Burckhardt
**SNC Lavalin (Québec)**

Date: 13 août 2009
Rapport: S546-003-37176A

IDENTIFICATION: Soudure de géomembranes: DT-31, DT-32 Avant, DT-32 Après, DT-33, DT-34, DT-35, DT-36, DT-37
Projet: Restauration du site minier Aldermac
Réception: 13 août 2009; PO#: 020266-P-0208

NORME:

ESSAI: "Determining the Integrity of Nonreinforced Geomembrane-Seams Produced Using Thermo-Fusion Methods" ASTM D6392 - 99(2006)

RÉSULTATS (SUITE):

| | Résultats individuels | | | | | Moy. | E.-T. | CV % |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| **DT-34** | | | | | | | | |
| CISAILLEMENT | .. | | | | | | | |
| Force maximum (kN/m): | 31.4 | 31.2 | 31.7 | 32.0 | 32.0 | **31.7** | 0.4 | **1.1** |
| Force maximum (lb/po): | 179.5 | 177.9 | 181.2 | 182.5 | 182.8 | **180.8** | 2.1 | **1.1** |
| Type de rupture: | BRK | BRK | BRK | BRK | BRK | | | |
| Allongement à la rupture (%): | >50 | >50 | >50 | >50 | >50 | | | |
| PELAGE | CÔTÉ A | | | | | | | |
| Force maximum (kN/m): | 24.0 | 23.9 | 24.9 | 24.1 | 22.2 | **23.8** | 1.0 | **4.1** |
| Force maximum (lb/po): | 137.0 | 136.2 | 142.3 | 137.7 | 126.7 | **136.0** | 5.7 | **4.2** |
| Type de rupture: | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | | | |
| Séparation (%): | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | | | |
| PELAGE | CÔTÉ B | | | | | | | |
| Force maximum (kN/m): | 23.4 | 22.7 | 21.8 | 23.2 | 21.4 | **22.5** | 0.9 | **3.9** |
| Force maximum (lb/po): | 133.9 | 129.5 | 124.8 | 132.7 | 122.2 | **128.6** | 5.0 | **3.9** |
| Type de rupture: | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | | | |
| Séparation (%): | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | | | |

Préparé par: 53-54
Maxime Côté,
Technicien(ne)

Approuvé par: 53-54
Eric Blond, ing., M.Sc.A.
Vice-président
Date: 13 août 2009

***Pour toute information concernant ce rapport, veuillez contacter Eric Blond.***

Les rapports sont identifiés par un code alphanumérique, le dernier caractère fait référence au numéro de révision, celui-ci est émis en ordre croissant. Les échantillons de ce rapport sont conservés pendant une période de 30 jours à partir de la date du rapport, sauf si d'autres instructions sont transmises à cet effet. Les frais pour tout service après les essais sont de 125 $ de l'heure et pour toute expertise en Cour, de 195 $ de l'heure. Les résultats ci-haut mentionnés ne se rapportent qu'aux échantillons soumis à l'essai. Ce rapport ne doit pas être reproduit, sinon en entier, sans l'autorisation écrite du Groupe CTT.

GroupeCTTGroup
Division SAGEOS
Geosynthetics Géosynthétiques

**RAPPORT D'ANALYSES**
**No. d'accréditation du CCN: 40**

M. Guillermo Burckhardt
**SNC Lavalin (Québec)**

Date: 13 août 2009
Rapport: S546-003-37176A

IDENTIFICATION: Soudure de géomembranes: DT-31, DT-32 Avant, DT-32 Après, DT-33, DT-34, DT-35, DT-36, DT-37
Projet: Restauration du site minier Aldermac
Réception: 13 août 2009; PO#: 020266-P-0208

NORME:

ESSAI: "Determining the Integrity of Nonreinforced Geomembrane-Seams Produced Using Thermo-Fusion Methods" ASTM D6392 - 99(2006)

RÉSULTATS (SUITE):

| | Résultats individuels | | | | | **Moy.** | **E.-T.** | **CV %** |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| **DT-35** | | | | | | | | |
| CISAILLEMENT | .. | | | | | | | |
| Force maximum (kN/m): | 31.2 | 31.2 | 31.2 | 31.1 | 31.0 | **31.1** | 0.1 | **0.3** |
| Force maximum (lb/po): | 177.9 | 178.3 | 178.2 | 177.7 | 177.1 | **177.8** | 0.5 | **0.3** |
| Type de rupture: | BRK | BRK | BRK | BRK | BRK | | | |
| Allongement à la rupture (%): | >50 | >50 | >50 | >50 | >50 | | | |
| PELAGE | CÔTÉ A | | | | | | | |
| Force maximum (kN/m): | 21.9 | 24.6 | 23.1 | 23.5 | 22.3 | **23.1** | 1.1 | **4.6** |
| Force maximum (lb/po): | 124.8 | 140.5 | 132.1 | 134.1 | 127.3 | **131.8** | 6.1 | **4.7** |
| Type de rupture: | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | | | |
| Séparation (%): | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | | | |
| PELAGE | CÔTÉ B | | | | | | | |
| Force maximum (kN/m): | 22.0 | 23.7 | 20.4 | 22.8 | 22.5 | **22.3** | 1.2 | **5.5** |
| Force maximum (lb/po): | 125.8 | 135.5 | 116.4 | 130.4 | 128.6 | **127.3** | 7.1 | **5.5** |
| Type de rupture: | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | | | |
| Séparation (%): | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | | | |

Préparé par: 53-54
Maxime Côté,
Technicien(ne)

Approuvé par: 53-54
Eric Blond, ing., M.Sc.A.
Vice-président
Date: 13 août 2009

***Pour toute information concernant ce rapport, veuillez contacter Eric Blond.***

Les rapports sont identifiés par un code alphanumérique, le dernier caractère fait référence au numéro de révision, celui-ci est émis en ordre croissant. Les échantillons de ce rapport sont conservés pendant une période de 30 jours à partir de la date du rapport, sauf si d'autres instructions sont transmises à cet effet. Les frais pour tout service après les essais sont de 125 $ de l'heure et pour toute expertise en Cour, de 195 $ de l'heure. Les résultats ci-haut mentionnés ne se rapportent qu'aux échantillons soumis à l'essai. Ce rapport ne doit pas être reproduit, sinon en entier, sans l'autorisation écrite du Groupe CTT.

3000, rue Boullé, Saint-Hyacinthe (Québec) CANADA J2S 1H9
sageos@gcttg.com www.gcttg.com 1 877 288-8378 1 450 778-1870 Fax: 1 450 778-3901

GroupeCTTGroup
Division SAGEOS
Geosynthetics Géosynthétiques

**RAPPORT D'ANALYSES**
**No. d'accréditation du CCN: 40**

M. Guillermo Burckhardt
**SNC Lavalin (Québec)**

Date: 13 août 2009
Rapport: S546-003-37176A

IDENTIFICATION: Soudure de géomembranes: DT-31, DT-32 Avant, DT-32 Après, DT-33, DT-34, DT-35, DT-36, DT-37
Projet: Restauration du site minier Aldermac
Réception: 13 août 2009; PO#: 020266-P-0208

NORME:

ESSAI: "Determining the Integrity of Nonreinforced Geomembrane-Seams Produced Using Thermo-Fusion Methods" ASTM D6392 - 99(2006)

RÉSULTATS (SUITE):

| | Résultats individuels | | | | | Moy. | E.-T. | CV % |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| **DT-36** | | | | | | | | |
| CISAILLEMENT | .. | | | | | | | |
| Force maximum (kN/m): | 31.2 | 31.4 | 31.2 | 31.1 | 31.2 | **31.2** | 0.1 | **0.4** |
| Force maximum (lb/po): | 178.2 | 179.2 | 178.4 | 177.7 | 178.2 | **178.3** | 0.5 | **0.3** |
| Type de rupture: | BRK | BRK | BRK | BRK | BRK | | | |
| Allongement à la rupture (%): | >50 | >50 | >50 | >50 | >50 | | | |
| PELAGE | CÔTÉ A | | | | | | | |
| Force maximum (kN/m): | 23.7 | 22.5 | 21.2 | 23.2 | 23.8 | **22.9** | 1.1 | **4.7** |
| Force maximum (lb/po): | 135.1 | 128.6 | 120.8 | 132.7 | 136.0 | **130.6** | 6.2 | **4.7** |
| Type de rupture: | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | | | |
| Séparation (%): | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | | | |
| PELAGE | CÔTÉ B | | | | | | | |
| Force maximum (kN/m): | 21.7 | 22.4 | 21.4 | 23.6 | 22.4 | **22.3** | 0.8 | **3.8** |
| Force maximum (lb/po): | 124.1 | 127.7 | 122.3 | 134.7 | 127.8 | **127.3** | 4.8 | **3.7** |
| Type de rupture: | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | | | |
| Séparation (%): | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | | | |

Préparé par: 53-54
Maxime Côté,
Technicien(ne)

Approuvé par: 53-54
Eric Blond, ing., M.Sc.A.
Vice-président
Date: 13 août 2009

***Pour toute information concernant ce rapport, veuillez contacter Eric Blond.***

Les rapports sont identifiés par un code alphanumérique, le dernier caractère fait référence au numéro de révision, celui-ci est émis en ordre croissant. Les échantillons de ce rapport sont conservés pendant une période de 30 jours à partir de la date du rapport, sauf si d'autres instructions sont transmises à cet effet. Les frais pour tout service après les essais sont de 125 $ de l'heure et pour toute expertise en Cour, de 195 $ de l'heure. Les résultats ci-haut mentionnés ne se rapportent qu'aux échantillons soumis à l'essai. Ce rapport ne doit pas être reproduit, sinon en entier, sans l'autorisation écrite du Groupe CTT.

GroupeCTTGroup
Geosynthetics — Division SAGEOS — Géosynthétiques

**RAPPORT D'ANALYSES**
**No. d'accréditation du CCN: 40**

M. Guillermo Burckhardt
**SNC Lavalin (Québec)**

Date: 13 août 2009
Rapport: S546-003-37176A

IDENTIFICATION: Soudure de géomembranes: DT-31, DT-32 Avant, DT-32 Après, DT-33, DT-34, DT-35, DT-36, DT-37
Projet: Restauration du site minier Aldermac
Réception: 13 août 2009; PO#: 020266-P-0208

NORME:

ESSAI: "Determining the Integrity of Nonreinforced Geomembrane-Seams Produced Using Thermo-Fusion Methods" — ASTM D6392 - 99(2006)

RÉSULTATS (SUITE):

| | Résultats individuels | | | | | Moy. | E.-T. | CV % |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| **DT-37** | | | | | | | | |
| CISAILLEMENT | .. | | | | | | | |
| Force maximum (kN/m): | 31.4 | 31.5 | 31.3 | 31.2 | 31.5 | **31.4** | 0.1 | **0.4** |
| Force maximum (lb/po): | 179.3 | 179.7 | 178.7 | 178.3 | 179.7 | **179.1** | 0.6 | **0.3** |
| Type de rupture: | BRK | BRK | BRK | BRK | BRK | | | |
| Allongement à la rupture (%): | >50 | >50 | >50 | >50 | >50 | | | |
| PELAGE | CÔTÉ A | | | | | | | |
| Force maximum (kN/m): | 22.4 | 21.9 | 22.3 | 22.4 | 22.0 | **22.2** | 0.2 | **1.1** |
| Force maximum (lb/po): | 128.2 | 125.2 | 127.3 | 127.8 | 125.4 | **126.8** | 1.4 | **1.1** |
| Type de rupture: | SEI | SEI | SEI | SEI | SEI | | | |
| Séparation (%): | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | | | |
| PELAGE | CÔTÉ B | | | | | | | |
| Force maximum (kN/m): | 22.4 | 20.1 | 22.9 | 23.5 | 23.5 | **22.5** | 1.4 | **6.3** |
| Force maximum (lb/po): | 127.9 | 115.0 | 130.9 | 133.9 | 134.2 | **128.4** | 7.9 | **6.2** |
| Type de rupture: | SEI | SEI | SEI | SEI | SEI | | | |
| Séparation (%): | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | | | |

Préparé par: 53-54
Maxime Côté,
Technicien(ne)

Approuvé par: 53-54
Eric Blond, ing., M.Sc.A.
Vice-président
Date: 13 août 2009

***Pour toute information concernant ce rapport, veuillez contacter Eric Blond.***

Les rapports sont identifiés par un code alphanumérique, le dernier caractère fait référence au numéro de révision, celui-ci est émis en ordre croissant. Les échantillons de ce rapport sont conservés pendant une période de 30 jours à partir de la date du rapport, sauf si d'autres instructions sont transmises à cet effet. Les frais pour tout service après les essais sont de 125 $ de l'heure et pour toute expertise en Cour, de 195 $ de l'heure. Les résultats ci-haut mentionnés ne se rapportent qu'aux échantillons soumis à l'essai. Ce rapport ne doit pas être reproduit, sinon en entier, sans l'autorisation écrite du Groupe CTT.

3000, rue Boullé, Saint-Hyacinthe (Québec) CANADA J2S 1H9
sageos@gcttg.com www.gcttg.com 1 877 288-8378 1 450 778-1870 Fax: 1 450 778-3901

GroupeCTTGroup
Division SAGEOS
Geosynthetics Géosynthétiques

**RAPPORT D'ANALYSES**
**No. d'accréditation du CCN: 40**

M. Guillermo Burckhardt
**SNC Lavalin (Québec)**

Date: 14 août 2009
Rapport: S546-003-37220A

IDENTIFICATION: Soudure de géomembranes: DT-38, DT-39, DT-40, DT-41
Projet: Restauration du site minier Aldermac
Réception: 14 août 2009; PO#: 020266-P-0208

NORME:

ESSAI: "Determining the Integrity of Nonreinforced Geomembrane-Seams Produced Using Thermo-Fusion Methods" ASTM D6392 - 99(2006)

CONDITIONS D'ESSAI: Échantillon non conditionné; Appareil utilisé: Dynamomètre à taux constant d'extension (TCE);
Note: SE1=Bris ds la feuille au bord de la soudure; BRK=Bris ds la feuille; BRK2=Bris ds la feuille du haut;
AD-BRK=Bris ds la feuille après décollement partiel; AD=Décollement complet de la soudure (côté A ou B).
Extrusion: SE3=Bris au bord de la soudure dans la feuille du bas et SE2=dans la feuille du haut.
Vitesse de déplacement (mm/min.): 50;
Testé le 14 août 2009

RÉSULTATS:

| | Résultats individuels | | | | | **Moy.** | **E.-T.** | **CV %** |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| **DT-38** | | | | | | | | |
| CISAILLEMENT | .. | | | | | | | |
| Force maximum (kN/m): | 32.8 | 32.7 | 32.4 | 32.5 | 32.3 | **32.5** | 0.2 | **0.6** |
| Force maximum (lb/po): | 187.5 | 186.9 | 184.8 | 185.3 | 184.4 | **185.8** | 1.4 | **0.7** |
| Type de rupture: | BRK | BRK | BRK | BRK | BRK | | | |
| Allongement à la rupture (%): | >50 | >50 | >50 | >50 | >50 | | | |
| PELAGE | CÔTÉ A | | | | | | | |
| Force maximum (kN/m): | 22.9 | 24.3 | 22.6 | 20.4 | 22.2 | **22.5** | 1.4 | **6.3** |
| Force maximum (lb/po): | 130.8 | 138.8 | 129.0 | 116.3 | 127.0 | **128.4** | 8.1 | **6.3** |
| Type de rupture: | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | | | |
| Séparation (%): | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | | | |
| PELAGE | CÔTÉ B | | | | | | | |
| Force maximum (kN/m): | 19.9 | 21.8 | 20.7 | 21.3 | 20.4 | **20.8** | 0.7 | **3.6** |
| Force maximum (lb/po): | 113.9 | 124.7 | 118.5 | 121.6 | 116.8 | **119.1** | 4.2 | **3.5** |
| Type de rupture: | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | | | |
| Séparation (%): | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | | | |

Préparé par: 53-54
Maxime Côté,
Technicien(ne)

Approuvé par: 53-54
Eric Blond, ing., M.Sc.A.
Vice-président
Date: 14 août 2009

***Pour toute information concernant ce rapport, veuillez contacter Eric Blond.***

Les rapports sont identifiés par un code alphanumérique, le dernier caractère fait référence au numéro de révision, celui-ci est émis en ordre croissant. Les échantillons de ce rapport sont conservés pendant une période de 30 jours à partir de la date du rapport, sauf si d'autres instructions sont transmises à cet effet. Les frais pour tout service après les essais sont de 125 $ de l'heure et pour toute expertise en Cour, de 195 $ de l'heure. Les résultats ci-haut mentionnés ne se rapportent qu'aux échantillons soumis à l'essai. Ce rapport ne doit pas être reproduit, sinon en entier, sans l'autorisation écrite du Groupe CTT.

GroupeCTTGroup
Division SAGEOS
Geosynthetics Géosynthétiques

**RAPPORT D'ANALYSES**
**No. d'accréditation du CCN: 40**

M. Guillermo Burckhardt
**SNC Lavalin (Québec)**

Date: 14 août 2009
Rapport: S546-003-37220A

IDENTIFICATION: Soudure de géomembranes: DT-38, DT-39, DT-40, DT-41
Projet: Restauration du site minier Aldermac
Réception: 14 août 2009; PO#: 020266-P-0208

NORME:

ESSAI: "Determining the Integrity of Nonreinforced Geomembrane-Seams Produced Using Thermo-Fusion Methods" ASTM D6392 - 99(2006)

RÉSULTATS (SUITE):

| | Résultats individuels | | | | | Moy. | E.-T. | CV % |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| **DT-39** | | | | | | | | |
| CISAILLEMENT | .. | | | | | | | |
| Force maximum (kN/m): | 32.6 | 32.7 | 32.4 | 32.3 | 32.4 | **32.5** | 0.2 | **0.5** |
| Force maximum (lb/po): | 186.2 | 186.6 | 185.2 | 184.7 | 184.9 | **185.5** | 0.8 | **0.5** |
| Type de rupture: | BRK | BRK | BRK | BRK | BRK | | | |
| Allongement à la rupture (%): | >50 | >50 | >50 | >50 | >50 | | | |
| PELAGE | CÔTÉ A | | | | | | | |
| Force maximum (kN/m): | 21.8 | 22.9 | 23.4 | 20.8 | 23.1 | **22.4** | 1.1 | **4.8** |
| Force maximum (lb/po): | 124.4 | 130.6 | 133.6 | 118.8 | 131.7 | **127.8** | 6.1 | **4.8** |
| Type de rupture: | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | | | |
| Séparation (%): | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | | | |
| PELAGE | CÔTÉ B | | | | | | | |
| Force maximum (kN/m): | 24.5 | 22.1 | 24.3 | 22.1 | 24.9 | **23.6** | 1.4 | **5.8** |
| Force maximum (lb/po): | 140.1 | 126.1 | 138.7 | 126.1 | 141.9 | **134.6** | 7.8 | **5.8** |
| Type de rupture: | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | | | |
| Séparation (%): | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | | | |

Préparé par: 53-54
Maxime Cote,
Technicien(ne)

Approuvé par: 53-54
Eric Blond, ing., M.Sc.A.
Vice-président
Date: 14 août 2009

***Pour toute information concernant ce rapport, veuillez contacter Eric Blond.***

Les rapports sont identifiés par un code alphanumérique, le dernier caractère fait référence au numéro de révision, celui-ci est émis en ordre croissant. Les échantillons de ce rapport sont conservés pendant une période de 30 jours à partir de la date du rapport, sauf si d'autres instructions sont transmises à cet effet. Les frais pour tout service après les essais sont de 125 $ de l'heure et pour toute expertise en Cour, de 195 $ de l'heure. Les résultats ci-haut mentionnés ne se rapportent qu'aux échantillons soumis à l'essai. Ce rapport ne doit pas être reproduit, sinon en entier, sans l'autorisation écrite du Groupe CTT.

GroupeCTTGroup
Geosynthetics Division SAGEOS Géosynthétiques

**RAPPORT D'ANALYSES**
**No. d'accréditation du CCN: 40**

M. Guillermo Burckhardt
**SNC Lavalin (Québec)**

Date: 14 août 2009
Rapport: S546-003-37220A

IDENTIFICATION: Soudure de géomembranes: DT-38, DT-39, DT-40, DT-41
Projet: Restauration du site minier Aldermac
Réception: 14 août 2009; PO#: 020266-P-0208

NORME:

ESSAI: "Determining the Integrity of Nonreinforced Geomembrane-Seams Produced Using Thermo-Fusion Methods" ASTM D6392 - 99(2006)

RÉSULTATS (SUITE):

| | Résultats individuels | | | | | **Moy.** | **E.-T.** | **CV %** |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| **DT-40** | | | | | | | | |
| CISAILLEMENT | .. | | | | | | | |
| Force maximum (kN/m): | 31.7 | 31.9 | 31.7 | 31.2 | 31.6 | **31.6** | 0.3 | **0.8** |
| Force maximum (lb/po): | 181.2 | 181.9 | 181.0 | 178.3 | 180.7 | **180.6** | 1.4 | **0.8** |
| Type de rupture: | BRK | BRK | BRK | BRK | BRK | | | |
| Allongement à la rupture (%): | >50 | >50 | >50 | >50 | >50 | | | |
| PELAGE | CÔTÉ A | | | | | | | |
| Force maximum (kN/m): | 23.2 | 21.8 | 21.4 | 22.4 | 21.6 | **22.1** | 0.7 | **3.3** |
| Force maximum (lb/po): | 132.5 | 124.6 | 122.4 | 128.0 | 123.4 | **126.2** | 4.1 | **3.3** |
| Type de rupture: | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | | | |
| Séparation (%): | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | | | |
| PELAGE | CÔTÉ B | | | | | | | |
| Force maximum (kN/m): | 20.4 | 24.2 | 22.6 | 22.5 | 23.6 | **22.7** | 1.4 | **6.4** |
| Force maximum (lb/po): | 116.3 | 138.2 | 128.9 | 128.4 | 134.8 | **129.3** | 8.4 | **6.5** |
| Type de rupture: | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | | | |
| Séparation (%): | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | | | |

Préparé par: 53-54
Maxime Côté,
Technicien(ne)

Approuvé par: 53-54
Eric Blond, ing., M.Sc.A.
Vice-président
Date: 14 août 2009

***Pour toute information concernant ce rapport, veuillez contacter Eric Blond.***

Les rapports sont identifiés par un code alphanumérique, le dernier caractère fait référence au numéro de révision, celui-ci est émis en ordre croissant. Les échantillons de ce rapport sont conservés pendant une période de 30 jours à partir de la date du rapport, sauf si d'autres instructions sont transmises à cet effet. Les frais pour tout service après les essais sont de 125 $ de l'heure et pour toute expertise en Cour, de 195 $ de l'heure. Les résultats ci-haut mentionnés ne se rapportent qu'aux échantillons soumis à l'essai. Ce rapport ne doit pas être reproduit, sinon en entier, sans l'autorisation écrite du Groupe CTT.

GroupeCTTGroup
Division SAGEOS
Geosynthetics Géosynthétiques

**RAPPORT D'ANALYSES**
**No. d'accréditation du CCN: 40**

M. Guillermo Burckhardt
**SNC Lavalin (Québec)**

Date: 14 août 2009
Rapport: S546-003-37220A

IDENTIFICATION: Soudure de géomembranes: DT-38, DT-39, DT-40, DT-41
Projet: Restauration du site minier Aldermac
Réception: 14 août 2009; PO#: 020266-P-0208

NORME:

ESSAI: "Determining the Integrity of Nonreinforced Geomembrane-Seams Produced Using Thermo-Fusion Methods" ASTM D6392 - 99(2006)

RÉSULTATS (SUITE):

| | Résultats individuels | | | | | **Moy.** | **E.-T.** | **CV %** |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| **DT-41** | | | | | | | | |
| CISAILLEMENT | .. | | | | | | | |
| Force maximum (kN/m): | 31.6 | 31.8 | 31.4 | 31.5 | 31.3 | **31.5** | 0.2 | **0.6** |
| Force maximum (lb/po): | 180.7 | 181.5 | 179.3 | 179.9 | 178.8 | **180.0** | 1.1 | **0.6** |
| Type de rupture: | BRK | BRK | BRK | BRK | BRK | | | |
| Allongement à la rupture (%): | >50 | >50 | >50 | >50 | >50 | | | |
| PELAGE | CÔTÉ A | | | | | | | |
| Force maximum (kN/m): | 19.9 | 23.1 | 21.1 | 21.3 | 19.9 | **21.1** | 1.3 | **6.2** |
| Force maximum (lb/po): | 113.8 | 132.0 | 120.7 | 121.9 | 113.5 | **120.4** | 7.6 | **6.3** |
| Type de rupture: | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | | | |
| Séparation (%): | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | | | |
| PELAGE | CÔTÉ B | | | | | | | |
| Force maximum (kN/m): | 22.3 | 21.7 | 21.2 | 23.1 | 21.7 | **22.0** | 0.7 | **3.3** |
| Force maximum (lb/po): | 127.4 | 124.1 | 120.9 | 131.7 | 123.7 | **125.6** | 4.1 | **3.3** |
| Type de rupture: | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | SE1 | | | |
| Séparation (%): | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | | | |

Préparé par: 53-54
Maxime Côté,
Technicien(ne)

Approuvé par: 53-54
Eric Blond, ing., M.Sc.A.
Vice-président
Date: 14 août 2009

***Pour toute information concernant ce rapport, veuillez contacter Eric Blond.***

Les rapports sont identifiés par un code alphanumérique, le dernier caractère fait référence au numéro de révision, celui-ci est émis en ordre croissant. Les échantillons de ce rapport sont conservés pendant une période de 30 jours à partir de la date du rapport, sauf si d'autres instructions sont transmises à cet effet. Les frais pour tout service après les essais sont de 125 $ de l'heure et pour toute expertise en Cour, de 195 $ de l'heure. Les résultats ci-haut mentionnés ne se rapportent qu'aux échantillons soumis à l'essai. Ce rapport ne doit pas être reproduit, sinon en entier, sans l'autorisation écrite du Groupe CTT.

3000, rue Boullé, Saint-Hyacinthe (Québec) CANADA J2S 1H9
sageos@gcttg.com www.gcttg.com 1 877 288-8378 1 450 778-1870 Fax: 1 450 778-3901

# ANNEXE E2
# ESSAIS DE CONTRÔLE QUALITÉ SUR LES SOLS CONTAMINÉS EXCAVÉS

# Bon de travail 09M 325698

**Compagnie**
36887-10 SNC LAVALIN INC
455, boul. Rene-Levesque Ouest
Montreal QC H2Z1Z3
Tél: (514)393-1000 Fax: (514)392-4758

**Contact**
Nom du contact Richard Maurice
Tél: 5143931000 Fax: 5143924758
Courriel: richard.maurice@snclavalin.com

**Autre information**
Bon de commande: Non fourni
AFE:
Numéro de projet: 020266- Site minier Aldermac
Échantillons reçus: 2009/04/03
Date due: 2009/04/13

## Analyse inclus dans travail

| ID produit | Description | Qté |
|---|---|---|
| 10-114 | Chaque Métal Additionel Co, Cu, Se, Zn (sol) | 68 |
| 10-113 | Un Métal Cd (sol) | 17 |

## Information d'identification de l'échantillon. Fourni par client

| ID échantillon | Type<br>Date de l'échantillon | LSD<br>Emplacement de l'échantillon | Type de contenant<br>Préservatif | Analyse requise<br>Description pour échantillon<br>Autre information |
|---|---|---|---|---|
| 1270025A | Argile<br>2009/03/04 | | Sac plastique<br>Aucun | Cd, Co, Cu, Se, Zn<br>FE-70 |
| 1270044A | Argile<br>2009/03/05 | | Sac plastique<br>Aucun | Cd, Co, Cu, Se, Zn<br>FE-71 |
| 1270045A | Argile<br>2009/03/06 | | Sac plastique<br>Aucun | Cd, Co, Cu, Se, Zn<br>FE-72 |
| 1270046A | Terre noi<br>2009/03/16 | | Sac plastique<br>Aucun | Cd, Co, Cu, Se, Zn<br>FE-73 |
| 1270048A | Sable & G<br>2009/03/16 | | Sac plastique<br>Aucun | Cd, Co, Cu, Se, Zn<br>FE-74 |
| 1270050A | Argile<br>2009/03/16 | | Sac plastique<br>Aucun | Cd, Co, Cu, Se, Zn<br>FE-75 |
| 1270052A | Sable & G<br>2009/03/17 | | Sac plastique<br>Aucun | Cd, Co, Cu, Se, Zn<br>FE-76 |
| 1270054A | Terre noi<br>2009/03/17 | | Sac plastique<br>Aucun | Cd, Co, Cu, Se, Zn<br>FE-77 |
| 1270055A | Moraine<br>2009/03/18 | | Sac plastique<br>Aucun | Cd, Co, Cu, Se, Zn<br>FE-78 |

Information d'identification de l'échantillon.  Fourni par client

| ID échantillon | Type<br>Date de l'échantillon | LSD<br>Emplacement de l'échantillon | Type de contenant<br>Préservatif | Analyse requise<br>Description pour échantillon<br>Autre information |
|---|---|---|---|---|
| 1270056A | Terre noi | | Sac plastique | Cd, Co, Cu, Se, Zn |
| | 2009/03/18 | | Aucun | FE-79 |
| 1270057A | Sable | | Sac plastique | Cd, Co, Cu, Se, Zn |
| | 2009/03/19 | | Aucun | FE-80 |
| 1270059A | Sable | | Sac plastique | Cd, Co, Cu, Se, Zn |
| | 2009/03/19 | | Aucun | FE-81 |
| 1270060A | Sable | | Sac plastique | Cd, Co, Cu, Se, Zn |
| | 2009/03/20 | | Aucun | FE-82 |
| 1270061A | Sable | | Sac plastique | Cd, Co, Cu, Se, Zn |
| | 2009/03/20 | | Aucun | FE-83 |
| 1270062A | Sable | | Sac plastique | Cd, Co, Cu, Se, Zn |
| | 2009/03/21 | | Aucun | FE-84 |
| 1270064A | Terre noi | | Sac plastique | Cd, Co, Cu, Se, Zn |
| | 2009/03/22 | | Aucun | FE-85 |
| 1270065A | Sable | | Sac plastique | Cd, Co, Cu, Se, Zn |
| | 2009/03/23 | | Aucun | FE-86 |
| 1270066A | Moraine | | Sac plastique | Cd, Co, Cu, Se, Zn |
| | 2009/03/23 | | Aucun | FE-87 |

AGAT® Laboratoires

9770 Route Transcanadienne
St.-Laurent, Québec
H4S 1V9

Téléphone (514) 337-1000
Télécopieur (514) 333-3046
http://www.agatlabs.com

# Certificat d'analyse

**N° BON DE TRAVAIL: 09M341294**

**N° DE PROJET: 020266 - Site minier Aldermac**

**NOM DU CLIENT: SNC LAVALIN INC** **À L'ATTENTION DE: Richard Maurice**

**PRÉLEVÉ PAR:,** **LIEU DE PRÉLÈVEMENT:Secteur Sud, Aldermac (Abitibi),**

## 5 métaux ICP-OES (TC, sol)

**DATE DE RÉCEPTION: 2009-06-30** **DATE DU RAPPORT: 2009-07-08**

| DESCRIPTION D'ÉCHANTILLON: | | | | | | | Terre noire FE-101 Secteur Sud | Terre noire FE-102 Secteur Sud |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| MATRICE: | | | | | | | Sol | Sol |
| DATE D'ÉCHANTILLONNAGE: | | | | | | | 2009-06-23 | 2009-06-23 |
| | Unités | C / N: A | C / N: B | C / N: C | C / N: D | LDR | 1377193 | 1377194 |
| Cadmium (ICP-OES) | mg/kg | 1.5 | 5 | 20 | 100 | 0.9 | 1.3[<A] | 4.3[A-B] |
| Cobalt (ICP-OES) | mg/kg | 15 | 50 | 300 | 1500 | 15 | 44[A-B] | <15[<A] |
| Cuivre (ICP-OES) | mg/kg | 40 | 100 | 500 | 2500 | 40 | 204[B-C] | 527[C-D] |
| Zinc (ICP-OES) | mg/kg | 110 | 500 | 1500 | 7500 | 100 | <100[<A] | 5990[C-D] |
| Sélénium | mg/kg | 1 | 3 | 10 | 50 | 1 | 1[A] | 2[A-B] |

**Commentaires:** LDR - Limite de détection rapportée; C / N - Critères Normes: A se réfère QC PTC (Critère A), B se réfère QC PTC (Critère B), C se réfère QC PTC (Critère C), D se réfère QC RESC (Annexe 1)

***Certifié par:*** 53-54



*Cette version remplace et annule toute version, le cas échéant. Ce document ne doit pas être reproduit, sinon en entier, sans l'autorisation écrite du laboratoire. Les résultats ne se rapportent qu'aux échantillons soumis pour analyse*

9770 Route Transcanadienne
St.-Laurent, Québec
H4S 1V9

AGAT® Laboratoires

Téléphone (514) 337-1000
Télécopieur (514) 333-3046
http://www.agatlabs.com

# Contrôle de qualité

**NOM DU CLIENT: SNC LAVALIN INC**
**N° DE PROJET: 020266 - Site minier Aldermac**
**PRÉLEVÉ PAR:,**

**N° BON DE TRAVAIL: 09M341294**
**À L'ATTENTION DE: Richard Maurice**
**LIEU DE PRÉLÈVEMENT:Secteur Sud, Aldermac**

## Analyse des Sols

| Date du rapport: 2009-07-08 | | | DUPLICATA | | | MATÉRIAU DE RÉFÉRENCE | | | | BLANC FORTIFIÉ | | | ÉCH. FORTIFIÉ | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| PARAMÈTRE | Lot | N° éch. | Dup #1 | Dup #2 | % d'écart | Blanc de méthode | % Récup. | Limites | | % Récup. | Limites | | % Récup. | Limites | |
| | | | | | | | | Inf. | Sup. | | Inf. | Sup. | | Inf. | Sup. |
| **5 métaux ICP-OES (TC, sol)** | | | | | | | | | | | | | | | |
| Cadmium (ICP-OES) (mg/kg) | 703 | NA | NA | NA | 0.0 | < 0.9 | 95% | 80% | 120% | 105% | 80% | 120% | 96% | 80% | 120% |
| Cobalt (ICP-OES) (mg/kg) | 703 | NA | NA | NA | 0.0 | < 15 | 99% | 80% | 120% | 102% | 80% | 120% | 101% | 80% | 120% |
| Cuivre (ICP-OES) (mg/kg) | 703 | NA | NA | NA | 0.0 | < 40 | 98% | 80% | 120% | 100% | 80% | 120% | 118% | 80% | 120% |
| Zinc (ICP-OES) (mg/kg) | 703 | NA | NA | NA | 0.0 | < 100 | 96% | 80% | 120% | 101% | 80% | 120% | 107% | 80% | 120% |
| Sélénium (mg/kg) | 1 | NA | NA | NA | 0.0 | < 1 | 103% | 80% | 120% | 114% | 80% | 120% | 100% | 80% | 120% |

CHIMISTE Sandra Lalli 1999-040

***Certifié par:*** 53-54



*Cette version remplace et annule toute version, le cas échéant. Ce document ne doit pas être reproduit, sinon en entier, sans l'autorisation écrite du laboratoire. Les résultats ne se rapportent qu'aux échantillons soumis pour analyse*

9770 Route Transcanadienne
St.-Laurent, Québec
H4S 1V9

AGAT® Laboratoires

Téléphone (514) 337-1000
Télécopieur (514) 333-3046
http://www.agatlabs.com

# Sommaire de méthode

**NOM DU CLIENT: SNC LAVALIN INC**

**N° DE PROJET: 020266 - Site minier Aldermac**

**PRÉLEVÉ PAR:,**

**N° BON DE TRAVAIL: 09M341294**

**À L'ATTENTION DE: Richard Maurice**

**LIEU DE PRÉLÈVEMENT:Secteur Sud, Aldermac**

| PARAMÈTRE | PRÉPARÉ LE | ANALYSÉ LE | AGAT P.O.N. | RÉFÉRENCE DE LITTÉRATURE | TECHNIQUE ANALYTIQUE |
|---|---|---|---|---|---|
| **Analyse des Sols** | | | | | |
| Cadmium (ICP-OES) | 2009-07-03 | 2009-07-03 | MET-101-6107 | EPA 3050 | ICP/OES |
| Cobalt (ICP-OES) | 2009-07-03 | 2009-07-03 | MET-101-6107 | EPA 3050 | ICP/OES |
| Cuivre (ICP-OES) | 2009-07-03 | 2009-07-03 | MET-101-6107 | EPA 3050 | ICP/OES |
| Zinc (ICP-OES) | 2009-07-03 | 2009-07-03 | MET-101-6107 | EPA 3050 | ICP/OES |
| Sélénium | 2009-07-03 | 2009-07-03 | MET-101-6105 | EPA 3050, EPA 6020 | ICP/OES |



*Cette version remplace et annule toute version, le cas échéant. Ce document ne doit pas être reproduit, sinon en entier, sans l'autorisation écrite du laboratoire. Les résultats ne se rapportent qu'aux échantillons soumis pour analyse*

9770 ROUTE TRANSCANADIENNE
ST. LAURENT, QUEBEC
CANADA H4S 1V9

PH: (514)337-1000
FAX: (514)333-3046
http://www.agatlabs.com

NOM DU CLIENT: SNC LAVALIN INC
455, boul. Rene-Levesque Ouest
Montreal, QC H2Z1Z3

À L'ATTENTION DE: Richard Maurice

N° DE PROJET: 020266

N° BON DE TRAVAIL: 09M337688

ANALYSE DES SOLS VÉRIFIÉ PAR: Sandra Lalli, chimiste

DATE DU RAPPORT: 2009-06-19

VERSION*: 1

NOMBRE DE PAGES: 4

Si vous desirez de l'information concernant cette analyse, S.V.P. contacter votre chargé de projets au (514) 337-1000 ou au 1-866-417-5227

*NOTES

Nous disposerons des échantillons dans les 30 jours suivants les analyses. S.V.P. Contactez le laboratoire si vous désirez avoir un délai d'entreposage


*Cette version remplace et annule toute version, le cas échéant. Ce document ne doit pas être reproduit, sinon en entier, sans l'autorisation écrite du laboratoire. Les résultats ne se rapportent qu'aux échantillons soumis pour analyse*

AGAT Laboratoires

9770 ROUTE TRANSCANADIENNE
ST. LAURENT, QUEBEC
CANADA H4S 1V9

PH: (514)337-1000
FAX: (514)333-3046
http://www.agatlabs.com

# Certificat d'analyse

N° BON DE TRAVAIL: 09M337688
N° DE PROJET: 020266

NOM DU CLIENT: SNC LAVALIN INC
PRÉLEVÉ PAR:Francis Gauthier,,

À L'ATTENTION DE: Richard Maurice
LIEU DE PRÉLÈVEMENT:Fond d'excavation secteur sud /

## 5 métaux (TC, sol)

DATE DE RÉCEPTION: 2009-06-11

DATE DU RAPPORT: 2009-06-19

| | | | | | | | DESCRIPTION D'ÉCHANTILLON: | FE-73 A | FE-73 B | FE-81 A | FE-81 B | FE-85 A |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | | | | | MATRICE: | Terre Noire | Terre Noire | Sable | Sable | Terre Noire |
| | | | | | | | DATE D'ÉCHANTILLONNAGE: | 2009-06-09 | 2009-06-09 | 2009-06-09 | 2009-06-09 | 2009-06-09 |
| | Unités | C / N: A | C / N: B | C / N: C | C / N: D | LDR | | 1354120 | 1354123 | 1354124 | 1354125 | 1354126 |
| Cadmium (ICP-OES) | mg/kg | 1.5 | 5 | 20 | 100 | 0.9 | | 21.9[C-D] | 5.3[B-C] | <0.9[<A] | <0.9[<A] | 3.0[A-B] |
| Cobalt (ICP-OES) | mg/kg | 15 | 50 | 300 | 1500 | 15 | | 27[A-B] | <15[<A] | <15[<A] | <15[<A] | <15[<A] |
| Cuivre (ICP-OES) | mg/kg | 40 | 100 | 500 | 2500 | 40 | | 7110[>D] | 729[C-D] | 82[A-B] | 138[B-C] | 266[B-C] |
| Sélénium | mg/kg | 1 | 3 | 10 | 50 | 1 | | 10[C] | 2[A-B] | 1[A] | <1[<A] | 1[A] |
| Zinc (ICP-OES) | mg/kg | 110 | 500 | 1500 | 7500 | 100 | | 2510[C-D] | 5800[C-D] | <100[<A] | 105[<A] | 207[A-B] |

| | | | | | | | DESCRIPTION D'ÉCHANTILLON: | FE-85 B | FE-94 | FE-94 A | FE-95 | FE-95 A |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | | | | | MATRICE: | Terre Noire | Sable | Sable | Sable | Sable |
| | | | | | | | DATE D'ÉCHANTILLONNAGE: | 2009-06-09 | 2009-06-09 | 2009-06-09 | 2009-06-09 | 2009-06-09 |
| | Unités | C / N: A | C / N: B | C / N: C | C / N: D | LDR | | 1354127 | 1354129 | 1354130 | 1354132 | 1354133 |
| Cadmium (ICP-OES) | mg/kg | 1.5 | 5 | 20 | 100 | 0.9 | | 1.7[A-B] | 2.2[A-B] | 2.3[A-B] | 2.9[A-B] | 2.1[A-B] |
| Cobalt (ICP-OES) | mg/kg | 15 | 50 | 300 | 1500 | 15 | | <15[<A] | <15[<A] | <15[<A] | <15[<A] | <15[<A] |
| Cuivre (ICP-OES) | mg/kg | 40 | 100 | 500 | 2500 | 40 | | 162[B-C] | 768[C-D] | 722[C-D] | 1270[C-D] | 758[C-D] |
| Sélénium | mg/kg | 1 | 3 | 10 | 50 | 1 | | <1[<A] | 35[C-D] | 19[C-D] | 79[>D] | 35[C-D] |
| Zinc (ICP-OES) | mg/kg | 110 | 500 | 1500 | 7500 | 100 | | 119[A-B] | <100[<A] | <100[<A] | <100[<A] | <100[<A] |

Commentaires: LDR - Limite de détection rapportée; C / N - Critères Normes: A se réfère QC PTC (Critère A), B se réfère QC PTC (Critère B), C se réfère QC PTC (Critère C), D se réfère QC RESC (Annexe 1)

CHIMISTE Sandra Lalli 1999-046

Certifié par: 53-54



*Cette version remplace et annule toute version, le cas échéant. Ce document ne doit pas être reproduit, sinon en entier, sans l'autorisation écrite du laboratoire. Les résultats ne se rapportent qu'aux échantillons soumis pour analyse*

9770 ROUTE TRANSCANADIENNE
ST. LAURENT, QUEBEC
CANADA H4S 1V9

AGAT Laboratoires

PH: (514)337-1000
FAX: (514)333-3046
http://www.agatlabs.com

# Contrôle de qualité

NOM DU CLIENT: SNC LAVALIN INC
N° DE PROJET: 020266
PRÉLEVÉ PAR:Francis Gauthier,,

N° BON DE TRAVAIL: 09M337688
À L'ATTENTION DE: Richard Maurice
LIEU DE PRÉLÈVEMENT:Fond d'excavation

## Analyse des Sols

| Date du rapport: 2009-06-19 | | | DUPLICATA | | | MATÉRIAU DE RÉFÉRENCE | | | | BLANC FORTIFIÉ | | | ÉCH. FORTIFIÉ | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| PARAMÈTRE | Lot | N° éch. | Dup #1 | Dup #2 | % d'écart | Blanc de méthode | % Récup. | Limites | | % Récup. | Limites | | % Récup. | Limites | |
| | | | | | | | | Inf. | Sup. | | Inf. | Sup. | | Inf. | Sup. |
| 5 métaux (TC, sol) | | | | | | | | | | | | | | | |
| Cadmium (ICP-OES) (mg/kg) | 617 | 1354120 | 21.9 | 20.9 | 4.7 | < 0.9 | 102% | 80% | 120% | 99% | 80% | 120% | 102% | 80% | 120% |
| Cobalt (ICP-OES) (mg/kg) | 617 | 1354120 | 27 | 26 | 3.8 | < 15 | 107% | 80% | 120% | 95% | 80% | 120% | 106% | 80% | 120% |
| Cuivre (ICP-OES) (mg/kg) | 617 | 1354120 | 7110 | 6710 | 5.8 | < 40 | 107% | 80% | 120% | 92% | 80% | 120% | 92% | 80% | 120% |
| Sélénium (mg/kg) | 1 | 1354120 | 10 | 12 | 18.2 | < 1 | 112% | 80% | 120% | 96% | 80% | 120% | 110% | 80% | 120% |
| Zinc (ICP-OES) (mg/kg) | 617 | 1354120 | 2510 | 2440 | 2.8 | < 100 | 108% | 80% | 120% | 96% | 80% | 120% | 97% | 80% | 120% |

CHIMISTE Sandra Lalli 1999-046

Certifié par: 53-54



*Cette version remplace et annule toute version, le cas échéant. Ce document ne doit pas être reproduit, sinon en entier, sans l'autorisation écrite du laboratoire. Les résultats ne se rapportent qu'aux échantillons soumis pour analyse*

9770 ROUTE TRANSCANADIENNE
ST. LAURENT, QUEBEC
CANADA H4S 1V9

PH: (514)337-1000
FAX: (514)333-3046
http://www.agatlabs.com

# Sommaire de méthode

NOM DU CLIENT: SNC LAVALIN INC

N° BON DE TRAVAIL: 09M337688

N° DE PROJET: 020266

À L'ATTENTION DE: Richard Maurice

PRÉLEVÉ PAR:Francis Gauthier,,

LIEU DE PRÉLÈVEMENT:Fond d'excavation secteur

| PARAMÈTRE | PRÉPARÉ LE | ANALYSÉ LE | AGAT P.O.N. | RÉFÉRENCE DE LITTÉRATURE | TECHNIQUE ANALYTIQUE |
|---|---|---|---|---|---|
| Analyse des Sols | | | | | |
| Cadmium (ICP-OES) | 2009-06-16 | 2009-06-17 | MET-101-6107 | EPA 3050 | ICP/OES |
| Cobalt (ICP-OES) | 2009-06-16 | 2009-06-17 | MET-101-6107 | EPA 3050 | ICP/OES |
| Cuivre (ICP-OES) | 2009-06-16 | 2009-06-17 | MET-101-6107 | EPA 3050 | ICP/OES |
| Sélénium | 2009-06-16 | 2009-06-17 | MET-101-6105 | EPA 3050 | ICP/MS |
| Zinc (ICP-OES) | 2009-06-16 | 2009-06-17 | MET-101-6107 | EPA 3050 | ICP/OES |



*Cette version remplace et annule toute version, le cas échéant. Ce document ne doit pas être reproduit, sinon en entier, sans l'autorisation écrite du laboratoire. Les résultats ne se rapportent qu'aux échantillons soumis pour analyse*

9770 ROUTE TRANSCANADIENNE
ST. LAURENT, QUEBEC
CANADA H4S 1V9




PH: (514)337-1000
FAX: (514)333-3046
http://www.agatlabs.com

NOM DU CLIENT: SNC LAVALIN INC
455, boul. Rene-Levesque Ouest
Montreal, QC H2Z1Z3

À L'ATTENTION DE: Richard Maurice

N° DE PROJET: 020266

N° BON DE TRAVAIL: 09M320928

ANALYSE DES SOLS VÉRIFIÉ PAR: Sandra Lalli, chimiste

DATE DU RAPPORT: 2009-03-12

VERSION*: 1

NOMBRE DE PAGES: 6

Si vous desirez de l'information concernant cette analyse, S.V.P. contacter votre chargé de projets au (514) 337-1000 ou au 1-866-417-5227

*NOTES

Nous disposerons des échantillons dans les 30 jours suivants les analyses. S.V.P. Contactez le laboratoire si vous désirez avoir un délai d'entreposage



Cette version remplace et annule toute version, le cas échéant. Ce document ne doit pas être reproduit, sinon en entier, sans l'autorisation écrite du laboratoire

AGAT Laboratoires

9770 ROUTE TRANSCANADIENNE
ST. LAURENT, QUEBEC
CANADA H4S 1V9

PH: (514)337-1000
FAX: (514)333-3046
http://www.agatlabs.com

# Certificat d'analyse

N° BON DE TRAVAIL: 09M320928
N° DE PROJET: 020266

NOM DU CLIENT: SNC LAVALIN INC
PRÉLEVÉ PAR:,,

À L'ATTENTION DE: Richard Maurice
LIEU DE PRÉLÈVEMENT:Intermédiaire,Ruisseau 1,Secteur Sud

## 5 métaux ICP-OES (TC, sol)

DATE DE RÉCEPTION: 2009-03-05

DATE DU RAPPORT: 2009-03-12

| | DESCRIPTION D'ÉCHANTILLON: | | | FE-14 | FE-16 | FE-17 | FE-18 | FE-19 | FE-20 | FE-22 | FE-25 |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | MATRICE: | | | Argile | Argile | Argile | Argile | Argile | Argile | Argile | Argile |
| | DATE D'ÉCHANTILLONNAGE: | | | 2009-01-09 | 2009-01-21 | 2009-01-21 | 2009-01-22 | 2009-01-22 | 2009-01-23 | 2009-01-23 | 2009-01-24 |
| | Unités | C / N | LDR | 1242623 | 1242637 | 1242639 | 1242640 | 1242641 | 1242642 | 1242643 | 1242645 |
| Cadmium (ICP-OES) | mg/kg | | 0.9 | 1.0 | 1.4 | 1.2 | 1.4 | 1.5 | 1.3 | 1.5 | 1.4 |
| Cobalt (ICP-OES) | mg/kg | | 15 | <15 | 19 | <15 | 18 | 18 | 17 | 16 | <15 |
| Cuivre (ICP-OES) | mg/kg | | 40 | <40 | 92 | <40 | <40 | <40 | <40 | 175 | <40 |
| Sélénium | mg/kg | | 1 | <1 | <1 | <1 | <1 | <1 | <1 | <1 | <1 |
| Zinc (ICP-OES) | mg/kg | | 100 | <100 | <100 | <100 | <100 | <100 | <100 | <100 | <100 |

| | DESCRIPTION D'ÉCHANTILLON: | | | FE-26 | FE-28 | FE-30 | FE-31 | FE-33 | FE-34 | FE-36 | FE-37 |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | MATRICE: | | | Argile | Argile | Argile | Argile | Argile | Argile | Argile | Argile |
| | DATE D'ÉCHANTILLONNAGE: | | | 2009-01-25 | 2009-01-25 | 2009-01-26 | 2009-01-26 | 2009-01-27 | 2009-01-27 | 2009-01-28 | 2009-01-28 |
| | Unités | C / N | LDR | 1242646 | 1242647 | 1242648 | 1242649 | 1242650 | 1242651 | 1242652 | 1242653 |
| Cadmium (ICP-OES) | mg/kg | | 0.9 | 1.8 | 1.2 | 1.2 | 1.5 | 1.1 | 1.2 | 1.5 | 1.3 |
| Cobalt (ICP-OES) | mg/kg | | 15 | 21 | <15 | 17 | <15 | <15 | 17 | 18 | <15 |
| Cuivre (ICP-OES) | mg/kg | | 40 | 49 | 47 | 40 | 147 | <40 | <40 | 46 | <40 |
| Sélénium | mg/kg | | 1 | <1 | <1 | <1 | 1 | <1 | <1 | <1 | <1 |
| Zinc (ICP-OES) | mg/kg | | 100 | <100 | <100 | <100 | 114 | <100 | <100 | <100 | <100 |

| | DESCRIPTION D'ÉCHANTILLON: | | | FE-39 | FE-40 | FE-41 | FE-42 | FE-43 | FE-44 | FE-47 | FE-48 |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | MATRICE: | | | Argile | Argile | Argile | Argile | Argile | Argile | Argile | Argile |
| | DATE D'ÉCHANTILLONNAGE: | | | 2009-01-29 | 2009-01-29 | 2009-01-30 | 2009-01-31 | 2009-02-01 | 2009-02-02 | 2009-02-03 | 2009-02-03 |
| | Unités | C / N | LDR | 1242654 | 1242655 | 1242656 | 1242658 | 1242661 | 1242662 | 1242663 | 1242665 |
| Cadmium (ICP-OES) | mg/kg | | 0.9 | 1.6 | 1.4 | 1.5 | 1.3 | 1.9 | 1.9 | 1.5 | 1.9 |
| Cobalt (ICP-OES) | mg/kg | | 15 | 18 | <15 | 16 | 15 | <15 | 22 | 17 | 22 |
| Cuivre (ICP-OES) | mg/kg | | 40 | 41 | 110 | 135 | 50 | <40 | 43 | <40 | <40 |
| Sélénium | mg/kg | | 1 | <1 | <1 | <1 | <1 | <1 | <1 | <1 | <1 |
| Zinc (ICP-OES) | mg/kg | | 100 | <100 | 107 | <100 | <100 | 103 | <100 | <100 | <100 |

CHIMISTE Sandra Lalli 1999-046

Certifié par: 53-54



Cette version remplace et annule toute version, le cas échéant. Ce document ne doit pas être reproduit, sinon en entier, sans l'autorisation écrite du laboratoire

AGAT Laboratoires

9770 ROUTE TRANSCANADIENNE
ST. LAURENT, QUEBEC
CANADA H4S 1V9

PH: (514)337-1000
FAX: (514)333-3046
http://www.agatlabs.com

# Certificat d'analyse

N° BON DE TRAVAIL: 09M320928
N° DE PROJET: 020266

NOM DU CLIENT: SNC LAVALIN INC
PRÉLEVÉ PAR:,,

À L'ATTENTION DE: Richard Maurice
LIEU DE PRÉLÈVEMENT:Intermédiaire,Ruisseau 1,Secteur Sud

## 5 métaux ICP-OES (TC, sol)

DATE DE RÉCEPTION: 2009-03-05

DATE DU RAPPORT: 2009-03-12

| DESCRIPTION D'ÉCHANTILLON: | | | | FE-50 | FE-51 | FE-52 | FE-54 | FE-13 | FE-15 | FE-21 | FE-24 |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| MATRICE: | | | | Argile | Argile | Argile | Argile | Argile | Argile | Argile | Argile |
| DATE D'ÉCHANTILLONNAGE: | | | | 2009-02-04 | 2009-02-04 | 2009-02-05 | 2009-02-07 | 2009-01-20 | 2009-01-21 | 2009-01-23 | 2009-01-24 |
| | Unités | C / N | LDR | 1242667 | 1242671 | 1242673 | 1242674 | 1242686 | 1242692 | 1242694 | 1242696 |
| Cadmium (ICP-OES) | mg/kg | | 0.9 | 1.9 | 1.4 | 1.3 | 1.5 | <0.9 | 1.0 | <0.9 | 1.2 |
| Cobalt (ICP-OES) | mg/kg | | 15 | 22 | 18 | 15 | 18 | <15 | <15 | <15 | <15 |
| Cuivre (ICP-OES) | mg/kg | | 40 | <40 | <40 | <40 | <40 | <40 | <40 | <40 | <40 |
| Sélénium | mg/kg | | 1 | <1 | <1 | <1 | <1 | <1 | <1 | <1 | <1 |
| Zinc (ICP-OES) | mg/kg | | 100 | 358 | <100 | <100 | <100 | <100 | 130 | <100 | <100 |

| DESCRIPTION D'ÉCHANTILLON: | | | | FE-27 | FE-29 | FE-32 | FE-35 | FE-38 | FE-45 | FE-46 | FE-49 |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| MATRICE: | | | | Argile | Argile | Argile | Argile | Argile | Argile | Argile | Argile |
| DATE D'ÉCHANTILLONNAGE: | | | | 2009-01-25 | 2009-01-26 | 2009-01-27 | 2009-01-28 | 2009-01-29 | 2009-02-02 | 2009-02-03 | 2009-02-04 |
| | Unités | C / N | LDR | 1242697 | 1242700 | 1242701 | 1242702 | 1242703 | 1242705 | 1242707 | 1242708 |
| Cadmium (ICP-OES) | mg/kg | | 0.9 | 1.2 | 1.4 | 2.1 | 1.5 | 2.1 | 1.2 | 1.6 | 2.1 |
| Cobalt (ICP-OES) | mg/kg | | 15 | <15 | <15 | 18 | 20 | 19 | 18 | <15 | 17 |
| Cuivre (ICP-OES) | mg/kg | | 40 | <40 | <40 | 68 | <40 | <40 | <40 | 115 | <40 |
| Sélénium | mg/kg | | 1 | <1 | <1 | <1 | <1 | <1 | <1 | <1 | <1 |
| Zinc (ICP-OES) | mg/kg | | 100 | 119 | 355 | 158 | 152 | 113 | <100 | 101 | <100 |

| DESCRIPTION D'ÉCHANTILLON: | | | | FE-53 | FE-55 | FE-56 | FE-57 | FE-58 | FE-59 | FE-60 | FE-61 |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| MATRICE: | | | | Argile | Argile | Sable grav | Argile | Argile | Sable grav | Sable grav | Argile |
| DATE D'ÉCHANTILLONNAGE: | | | | 2009-02-05 | 2009-02-09 | 2009-02-14 | 2009-02-16 | 2009-02-17 | 2009-02-18 | 2009-02-18 | 2009-02-20 |
| | Unités | C / N | LDR | 1242710 | 1242711 | 1242713 | 1242718 | 1242720 | 1242723 | 1242725 | 1242727 |
| Cadmium (ICP-OES) | mg/kg | | 0.9 | 1.4 | 1.8 | 1.2 | 1.3 | 1.4 | 2.2 | 1.8 | 1.4 |
| Cobalt (ICP-OES) | mg/kg | | 15 | 16 | 19 | <15 | <15 | <15 | <15 | <15 | <15 |
| Cuivre (ICP-OES) | mg/kg | | 40 | <40 | <40 | 61 | <40 | <40 | <40 | 82 | 40 |
| Sélénium | mg/kg | | 1 | <1 | <1 | 1 | <1 | <1 | 2 | <1 | <1 |
| Zinc (ICP-OES) | mg/kg | | 100 | <100 | <100 | <100 | 153 | 126 | <100 | 206 | <100 |

CHIMISTE Sandra Lalli 1999-046

Certifié par: 53-54



Cette version remplace et annule toute version, le cas échéant. Ce document ne doit pas être reproduit, sinon en entier, sans l'autorisation écrite du laboratoire

AGAT Laboratoires

9770 ROUTE TRANSCANADIENNE
ST. LAURENT, QUEBEC
CANADA H4S 1V9

PH: (514)337-1000
FAX: (514)333-3046
http://www.agatlabs.com

# Certificat d'analyse

N° BON DE TRAVAIL: 09M320928
N° DE PROJET: 020266

NOM DU CLIENT: SNC LAVALIN INC
PRÉLEVÉ PAR:,,

À L'ATTENTION DE: Richard Maurice
LIEU DE PRÉLÈVEMENT:Intermédiaire,Ruisseau 1,Secteur Sud

## 5 métaux ICP-OES (TC, sol)

DATE DE RÉCEPTION: 2009-03-05

DATE DU RAPPORT: 2009-03-12

| | DESCRIPTION D'ÉCHANTILLON: | | | FE-62 | FE-63 | FE-64 | FE-65 | FE-66 | FE-67 | FE-68 | FE-69 |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | MATRICE: | | | Sable grav | Argile | Argile | Argile | Argile | Argile | Argile | Argile |
| | DATE D'ÉCHANTILLONNAGE: | | | 2009-02-20 | 2009-02-21 | 2009-02-21 | 2009-02-22 | 2009-02-22 | 2009-02-23 | 2009-02-24 | 2009-02-24 |
| | Unités | C / N | LDR | 1242729 | 1242731 | 1242733 | 1242735 | 1242736 | 1242738 | 1242740 | 1242741 |
| Cadmium (ICP-OES) | mg/kg | | 0.9 | 3.0 | 1.8 | 1.5 | 1.7 | 3.6 | 1.2 | 1.4 | 1.6 |
| Cobalt (ICP-OES) | mg/kg | | 15 | <15 | 16 | <15 | 18 | 26 | <15 | <15 | 17 |
| Cuivre (ICP-OES) | mg/kg | | 40 | 40 | <40 | <40 | <40 | 225 | <40 | <40 | <40 |
| Sélénium | mg/kg | | 1 | 12 | <1 | <1 | <1 | 4 | <1 | <1 | <1 |
| Zinc (ICP-OES) | mg/kg | | 100 | <100 | 208 | 229 | 218 | 418 | <100 | <100 | <100 |

Commentaires: LDR - Limite de détection rapportée; C / N - Critères Normes

CHIMISTE Sandra Lalli 1999-046

Certifié par: 53-54



Cette version remplace et annule toute version, le cas échéant. Ce document ne doit pas être reproduit, sinon en entier, sans l'autorisation écrite du laboratoire

AGAT Laboratoires

9770 Route Transcanadienne
St.-Laurent, Québec
H4S 1V9

Téléphone (514) 337-10[illegible]
Télécopieur (514) 333-3046
http://www.agatlabs.com

# Certificat d'analyse

**N° BON DE TRAVAIL: 09M325698**

**N° DE PROJET: 020266- Site minier Aldermac**

**NOM DU CLIENT: SNC LAVALIN INC**

**À L'ATTENTION DE: Richard Maurice**

**PRÉLEVÉ PAR:,,**

**LIEU DE PRÉLÈVEMENT:Fossé,Secteur Sud,**

## 5 métaux ICP-OES (TC, sol)

**DATE DE RÉCEPTION: 2009-04-03**

**DATE DU RAPPORT: 2009-04-13**

| | | | | | | DESCRIPTION D'ÉCHANTILLON: | FE-70 | FE-71 | FE-72 | FE-73 | FE-74 | FE-75 |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | | | | MATRICE: | Argile | Argile | Argile | Terre noire | Sable & Gravier | Argile |
| | | | | | | DATE D'ÉCHANTILLONNAGE: | 2009-03-04 | 2009-03-05 | 2009-03-06 | 2009-03-16 | 2009-03-16 | 2009-03-16 |
| | Unités | C / N: A | C / N: B | C / N: C | LDR | | 1270025 | 1270044 | 1270045 | 1270046 | 1270048 | 1270050 |
| Cadmium (ICP-OES) | mg/kg | 1.5 | 5 | 20 | 0.9 | | <0.9[<A] | 1.1[<A] | 1.2[<A] | 2.8[A-B] | 6.7[B-C] | <0.9[<A] |
| Cobalt (ICP-OES) | mg/kg | 15 | 50 | 300 | 15 | | <15[<A] | 18[A-B] | 19[A-B] | 55[B-C] | <15[<A] | <15[<A] |
| Cuivre (ICP-OES) | mg/kg | 40 | 100 | 500 | 40 | | <40[<A] | <40[<A] | <40[<A] | 561[>C] | 155[B-C] | <40[<A] |
| Sélénium | mg/kg | 1 | 3 | 10 | 1 | | <1[<A] | <1[<A] | <1[<A] | 10[C] | 12[>C] | <1[<A] |
| Zinc (ICP-OES) | mg/kg | 110 | 500 | 1500 | 100 | | <100[<A] | <100[<A] | <100[<A] | 453[A-B] | <100[<A] | <100[<A] |

| | | | | | | DESCRIPTION D'ÉCHANTILLON: | FE-76 | FE-77 | FE-78 | FE-79 | FE-80 | FE-81 |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | | | | MATRICE: | Sable & Gravier | Terre noire | Moraine | Terre noire | Sable | Sable |
| | | | | | | DATE D'ÉCHANTILLONNAGE: | 2009-03-17 | 2009-03-17 | 2009-03-18 | 2009-03-18 | 2009-03-19 | 2009-03-19 |
| | Unités | C / N: A | C / N: B | C / N: C | LDR | | 1270052 | 1270054 | 1270055 | 1270056 | 1270057 | 1270059 |
| Cadmium (ICP-OES) | mg/kg | 1.5 | 5 | 20 | 0.9 | | <0.9[<A] | 5.1[B-C] | <0.9[<A] | 2.7[A-B] | <0.9[<A] | 1.1[<A] |
| Cobalt (ICP-OES) | mg/kg | 15 | 50 | 300 | 15 | | <15[<A] | <15[<A] | <15[<A] | <15[<A] | <15[<A] | <15[<A] |
| Cuivre (ICP-OES) | mg/kg | 40 | 100 | 500 | 40 | | 48[A-B] | 96[A-B] | <40[<A] | 136[B-C] | 181[B-C] | 551[>C] |
| Sélénium | mg/kg | 1 | 3 | 10 | 1 | | <1[<A] | <1[<A] | <1[<A] | 1[A] | <1[<A] | <1[<A] |
| Zinc (ICP-OES) | mg/kg | 110 | 500 | 1500 | 100 | | <100[<A] | 200[A-B] | <100[<A] | 727[B-C] | <100[<A] | 109[<A] |

| | | | | | | DESCRIPTION D'ÉCHANTILLON: | FE-82 | FE-83 | FE-84 | FE-85 | FE-86 | FE-87 |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | | | | MATRICE: | Sable | Sable | Sable | Terre noire | Sable | Moraine |
| | | | | | | DATE D'ÉCHANTILLONNAGE: | 2009-03-20 | 2009-03-20 | 2009-03-21 | 2009-03-22 | 2009-03-23 | 2009-03-23 |
| | Unités | C / N: A | C / N: B | C / N: C | LDR | | 1270060 | 1270061 | 1270062 | 1270064 | 1270065 | 1270066 |
| Cadmium (ICP-OES) | mg/kg | 1.5 | 5 | 20 | 0.9 | | 0.9[<A] | <0.9[<A] | <0.9[<A] | 7.6[B-C] | <0.9[<A] | <0.9[<A] |
| Cobalt (ICP-OES) | mg/kg | 15 | 50 | 300 | 15 | | <15[<A] | <15[<A] | <15[<A] | <15[<A] | <15[<A] | <15[<A] |
| Cuivre (ICP-OES) | mg/kg | 40 | 100 | 500 | 40 | | 46[A-B] | 62[A-B] | 123[B-C] | 1480[>C] | <40[<A] | <40[<A] |
| Sélénium | mg/kg | 1 | 3 | 10 | 1 | | <1[<A] | <1[<A] | <1[<A] | 2[A-B] | <1[<A] | <1[<A] |
| Zinc (ICP-OES) | mg/kg | 110 | 500 | 1500 | 100 | | <100[<A] | <100[<A] | <100[<A] | 142[A-B] | 354[A-B] | <100[<A] |

**Commentaires:** LDR - Limite de détection rapportée; C / N - Critères Normes: A se réfère QC PTC (Critère A), B se réfère QC PTC (Critère B), C se réfère QC PTC (Critère C)

*Certifié par:* 53-54



*Cette version remplace et annule toute version, le cas échéant. Ce document ne doit pas être reproduit, sinon en entier, sans l'autorisation écrite du laboratoire*

AGAT Laboratoires

9770 ROUTE TRANSCANADIENNE
ST. LAURENT, QUEBEC
CANADA H4S 1V9

PH: (514)337-1000
FAX: (514)333-3046
http://www.agatlabs.com

# Certificat d'analyse

**N° BON DE TRAVAIL: 09M337688**

**N° DE PROJET: 020266**

**NOM DU CLIENT: SNC LAVALIN INC**

**PRÉLEVÉ PAR:Francis Gauthier,,**

**À L'ATTENTION DE: Richard Maurice**

**LIEU DE PRÉLÈVEMENT:Fond d'excavation secteur sud /**

## 5 métaux (TC, sol)

**DATE DE RÉCEPTION: 2009-06-11**

**DATE DU RAPPORT: 2009-06-19**

| | | | | | DESCRIPTION D'ÉCHANTILLON: | | FE-73 A | FE-73 B | FE-81 A | FE-81 B | FE-85 A |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | | | MATRICE: | | Terre Noire | Terre Noire | Sable | Sable | Terre Noire |
| | | | | | DATE D'ÉCHANTILLONNAGE: | | 2009-06-09 | 2009-06-09 | 2009-06-09 | 2009-06-09 | 2009-06-09 |
| | Unités | C / N: A | C / N: B | C / N: C | C / N: D | LDR | 1354120 | 1354123 | 1354124 | 1354125 | 1354126 |
| Cadmium (ICP-OES) | mg/kg | 1.5 | 5 | 20 | 100 | 0.9 | 21.9[C-D] | 5.3[B-C] | <0.9[<A] | <0.9[<A] | 3.0[A-B] |
| Cobalt (ICP-OES) | mg/kg | 15 | 50 | 300 | 1500 | 15 | 27[A-B] | <15[<A] | <15[<A] | <15[<A] | <15[<A] |
| Cuivre (ICP-OES) | mg/kg | 40 | 100 | 500 | 2500 | 40 | 7110[>D] | 729[C-D] | 82[A-B] | 138[B-C] | 266[B-C] |
| Sélénium | mg/kg | 1 | 3 | 10 | 50 | 1 | 10[C] | 2[A-B] | 1[A] | <1[<A] | 1[A] |
| Zinc (ICP-OES) | mg/kg | 110 | 500 | 1500 | 7500 | 100 | 2510[C-D] | 5800[C-D] | <100[<A] | 105[<A] | 207[A-B] |

| | | | | | DESCRIPTION D'ÉCHANTILLON: | | FE-85 B | FE-94 | FE-94 A | FE-95 | FE-95 A |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | | | MATRICE: | | Terre Noire | Sable | Sable | Sable | Sable |
| | | | | | DATE D'ÉCHANTILLONNAGE: | | 2009-06-09 | 2009-06-09 | 2009-06-09 | 2009-06-09 | 2009-06-09 |
| | Unités | C / N: A | C / N: B | C / N: C | C / N: D | LDR | 1354127 | 1354129 | 1354130 | 1354132 | 1354133 |
| Cadmium (ICP-OES) | mg/kg | 1.5 | 5 | 20 | 100 | 0.9 | 1.7[A-B] | 2.2[A-B] | 2.3[A-B] | 2.9[A-B] | 2.1[A-B] |
| Cobalt (ICP-OES) | mg/kg | 15 | 50 | 300 | 1500 | 15 | <15[<A] | <15[<A] | <15[<A] | <15[<A] | <15[<A] |
| Cuivre (ICP-OES) | mg/kg | 40 | 100 | 500 | 2500 | 40 | 162[B-C] | 768[C-D] | 722[C-D] | 1270[C-D] | 758[C-D] |
| Sélénium | mg/kg | 1 | 3 | 10 | 50 | 1 | <1[<A] | 35[C-D] | 19[C-D] | 79[>D] | 35[C-D] |
| Zinc (ICP-OES) | mg/kg | 110 | 500 | 1500 | 7500 | 100 | 119[A-B] | <100[<A] | <100[<A] | <100[<A] | <100[<A] |

**Commentaires:** LDR - Limite de détection rapportée; C / N - Critères Normes: A se réfère QC PTC (Critère A), B se réfère QC PTC (Critère B), C se réfère QC PTC (Critère C), D se réfère QC RESC (Annexe 1)

Certifié par: 53-54



*Cette version remplace et annule toute version, le cas échéant. Ce document ne doit pas être reproduit, sinon en entier, sans l'autorisation écrite du laboratoire. Les résultats ne se rapportent qu'aux échantillons soumis pour analyse*

AGAT® Laboratoires

9770 Route Transcanadienne
St.-Laurent, Québec
H4S 1V9

Téléphone (514) 337-1000
Télécopieur (514) 333-3046
http://www.agatlabs.com

# Certificat d'analyse

**N° BON DE TRAVAIL: 09M341294**

**N° DE PROJET: 020266 - Site minier Aldermac**

**NOM DU CLIENT: SNC LAVALIN INC** | **À L'ATTENTION DE: Richard Maurice**

**PRÉLEVÉ PAR:,** | **LIEU DE PRÉLÈVEMENT:Secteur Sud, Aldermac (Abitibi),**

## 5 métaux ICP-OES (TC, sol)

**DATE DE RÉCEPTION: 2009-06-30** | **DATE DU RAPPORT: 2009-07-08**

| | | | | | | | Terre noire FE-101 Secteur Sud Sol 2009-06-23 1377193 | Terre noire FE-102 Secteur Sud Sol 2009-06-23 1377194 |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| DESCRIPTION D'ÉCHANTILLON: | | | | | | | | |
| MATRICE: | | | | | | | | |
| DATE D'ÉCHANTILLONNAGE: | | | | | | | | |
| | Unités | C / N: A | C / N: B | C / N: C | C / N: D | LDR | | |
| Cadmium (ICP-OES) | mg/kg | 1.5 | 5 | 20 | 100 | 0.9 | 1.3[<A] | 4.3[A-B] |
| Cobalt (ICP-OES) | mg/kg | 15 | 50 | 300 | 1500 | 15 | 44[A-B] | <15[<A] |
| Cuivre (ICP-OES) | mg/kg | 40 | 100 | 500 | 2500 | 40 | 204[B-C] | 527[C-D] |
| Zinc (ICP-OES) | mg/kg | 110 | 500 | 1500 | 7500 | 100 | <100[<A] | 5990[C-D] |
| Sélénium | mg/kg | 1 | 3 | 10 | 50 | 1 | 1[A] | 2[A-B] |

**Commentaires:** LDR - Limite de détection rapportée; C / N - Critères Normes: A se réfère QC PTC (Critère A), B se réfère QC PTC (Critère B), C se réfère QC PTC (Critère C), D se réfère QC RESC (Annexe 1)

***Certifié par:*** 53-54



*Cette version remplace et annule toute version, le cas échéant. Ce document ne doit pas être reproduit, sinon en entier, sans l'autorisation écrite du laboratoire. Les résultats ne se rapportent qu'aux échantillons soumis pour analyse*

9770 ROUTE TRANSCANADIENNE
ST. LAURENT, QUEBEC
CANADA H4S 1V9

AGAT Laboratoires

PH: (514)337-1000
FAX: (514)333-3046
http://www.agatlabs.com

# Contrôle de qualité

NOM DU CLIENT: SNC LAVALIN INC
N° DE PROJET: 020266
PRÉLEVÉ PAR:,,

N° BON DE TRAVAIL: 09M320928
À L'ATTENTION DE: Richard Maurice
LIEU DE PRÉLÈVEMENT:Intermédiaire,Ruisseau

## Analyse des Sols

Date du rapport: 2009-03-12

| PARAMÈTRE | Lot | N° éch. | DUPLICATA | | | MATÉRIAU DE RÉFÉRENCE | | Limites | | BLANC FORTIFIÉ | Limites | | ÉCH. FORTIFIÉ | Limites | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | Dup #1 | Dup #2 | % d'écart | Blanc de méthode | % Récup. | Inf. | Sup. | % Récup. | Inf. | Sup. | % Récup. | Inf. | Sup. |
| 5 métaux ICP-OES (TC, sol) | | | | | | | | | | | | | | | |
| Cadmium (ICP-OES) (mg/kg) | 311 | 1242623 | 1.0 | 1.0 | 0.0 | < 0.9 | 96% | 80% | 120% | 105% | 80% | 120% | 100% | 80% | 120% |
| Cobalt (ICP-OES) (mg/kg) | 311 | 1242623 | < 15 | < 15 | 0.0 | < 15 | 99% | 80% | 120% | 103% | 80% | 120% | 102% | 80% | 120% |
| Cuivre (ICP-OES) (mg/kg) | 311 | 1242623 | < 40 | < 40 | 0.0 | < 40 | 101% | 80% | 120% | 102% | 80% | 120% | 104% | 80% | 120% |
| Sélénium (mg/kg) | 1 | 1242623 | < 1 | < 1 | 0.0 | < 1 | 90% | 80% | 120% | 81% | 80% | 120% | 104% | 80% | 120% |
| Zinc (ICP-OES) (mg/kg) | 311 | 1242623 | < 100 | < 100 | 0.0 | < 100 | 86% | 80% | 120% | 102% | 80% | 120% | 92% | 80% | 120% |
| 5 métaux ICP-OES (TC, sol) | | | | | | | | | | | | | | | |
| Cadmium (ICP-OES) (mg/kg) | 311 | 1242653 | 1.3 | 1.3 | 0.0 | < 0.9 | 96% | 80% | 120% | 103% | 80% | 120% | 96% | 80% | 120% |
| Cobalt (ICP-OES) (mg/kg) | 311 | 1242653 | < 15 | < 15 | 0.0 | < 15 | 102% | 80% | 120% | 99% | 80% | 120% | 101% | 80% | 120% |
| Cuivre (ICP-OES) (mg/kg) | 311 | 1242653 | < 40 | 40 | 1.2 | < 40 | 102% | 80% | 120% | 102% | 80% | 120% | 101% | 80% | 120% |
| Sélénium (mg/kg) | 1 | 1242653 | < 1 | < 1 | 0.0 | < 1 | 101% | 80% | 120% | 103% | 80% | 120% | 97% | 80% | 120% |
| Zinc (ICP-OES) (mg/kg) | 311 | 1242653 | < 100 | < 100 | 0.0 | < 100 | 85% | 80% | 120% | 100% | 80% | 120% | 91% | 80% | 120% |
| 5 métaux ICP-OES (TC, sol) | | | | | | | | | | | | | | | |
| Cadmium (ICP-OES) (mg/kg) | 311 | 1242694 | < 0.9 | < 0.9 | 0.0 | < 0.9 | 97% | 80% | 120% | 101% | 80% | 120% | 99% | 80% | 120% |
| Cobalt (ICP-OES) (mg/kg) | 311 | 1242694 | < 15 | < 15 | 0.0 | < 15 | 99% | 80% | 120% | 99% | 80% | 120% | 103% | 80% | 120% |
| Cuivre (ICP-OES) (mg/kg) | 311 | 1242694 | < 40 | < 40 | 0.0 | < 40 | 100% | 80% | 120% | 97% | 80% | 120% | 106% | 80% | 120% |
| Sélénium (mg/kg) | 1 | 1242694 | < 1 | < 1 | 0.0 | < 1 | 102% | 80% | 120% | 104% | 80% | 120% | 106% | 80% | 120% |
| Zinc (ICP-OES) (mg/kg) | 311 | 1242694 | < 100 | < 100 | 0.0 | < 100 | 87% | 80% | 120% | 98% | 80% | 120% | 94% | 80% | 120% |
| 5 métaux ICP-OES (TC, sol) | | | | | | | | | | | | | | | |
| Cadmium (ICP-OES) (mg/kg) | 312 | NA | NA | NA | 0.0 | < 0.9 | 102% | 80% | 120% | 106% | 80% | 120% | 104% | 80% | 120% |
| Cobalt (ICP-OES) (mg/kg) | 312 | NA | NA | NA | 0.0 | < 15 | 107% | 80% | 120% | 105% | 80% | 120% | 108% | 80% | 120% |
| Cuivre (ICP-OES) (mg/kg) | 312 | NA | NA | NA | 0.0 | < 40 | 106% | 80% | 120% | 104% | 80% | 120% | 107% | 80% | 120% |
| Sélénium (mg/kg) | 1 | NA | NA | NA | 0.0 | < 1 | 104% | 80% | 120% | 96% | 80% | 120% | 96% | 80% | 120% |
| Zinc (ICP-OES) (mg/kg) | 312 | NA | NA | NA | 0.0 | < 100 | 93% | 80% | 120% | 103% | 80% | 120% | 100% | 80% | 120% |
| 5 métaux ICP-OES (TC, sol) | | | | | | | | | | | | | | | |
| Cadmium (ICP-OES) (mg/kg) | 310 | NA | NA | NA | 0.0 | < 0.9 | 100% | 80% | 120% | 103% | 80% | 120% | 99% | 80% | 120% |
| Cobalt (ICP-OES) (mg/kg) | 310 | NA | NA | NA | 0.0 | < 15 | 104% | 80% | 120% | 102% | 80% | 120% | 101% | 80% | 120% |
| Cuivre (ICP-OES) (mg/kg) | 310 | NA | NA | NA | 0.0 | < 40 | 104% | 80% | 120% | 102% | 80% | 120% | 104% | 80% | 120% |
| Sélénium (mg/kg) | 310 | NA | NA | NA | 0.0 | < 1 | 109% | 80% | 120% | 97% | 80% | 120% | 85% | 80% | 120% |
| Zinc (ICP-OES) (mg/kg) | 310 | NA | NA | NA | 0.0 | < 100 | 90% | 80% | 120% | 101% | 80% | 120% | 97% | 80% | 120% |




Certifié par: 53-54



Cette version remplace et annule toute version, le cas échéant. Ce document ne doit pas être reproduit, sinon en entier, sans l'autorisation écrite du laboratoire

9770 ROUTE TRANSCANADIENNE
ST. LAURENT, QUEBEC
CANADA H4S 1V9




PH: (514)337-1000
FAX: (514)333-3046
http://www.agatlabs.com

# Sommaire de méthode

NOM DU CLIENT: SNC LAVALIN INC

N° BON DE TRAVAIL: 09M320928

N° DE PROJET: 020266

À L'ATTENTION DE: Richard Maurice

PRÉLEVÉ PAR:,,

LIEU DE PRÉLÈVEMENT:Intermédiaire,Ruisseau

| PARAMÈTRE | PRÉPARÉ LE | ANALYSÉ LE | AGAT P.O.N. | RÉFÉRENCE DE LITTÉRATURE | TECHNIQUE ANALYTIQUE |
|---|---|---|---|---|---|
| Analyse des Sols | | | | | |
| Cadmium (ICP-OES) | 2009-03-10 | 2009-03-12 | MET-101-6107 | EPA 3050 | ICP/OES |
| Cobalt (ICP-OES) | 2009-03-10 | 2009-03-12 | MET-101-6107 | EPA 3050 | ICP/OES |
| Cuivre (ICP-OES) | 2009-03-10 | 2009-03-12 | MET-101-6107 | EPA 3050 | ICP/OES |
| Sélénium | 2009-03-10 | 2009-03-12 | MET-101-6105 | EPA 3050, EPA 6020 | ICP/OES |
| Zinc (ICP-OES) | 2009-03-10 | 2009-03-12 | MET-101-6107 | EPA 3050 | ICP/OES |



Cette version remplace et annule toute version, le cas échéant. Ce document ne doit pas être reproduit, sinon en entier, sans l'autorisation écrite du laboratoire

AGAT® Laboratoires

9770 Route Transcanadienne
St.-Laurent, Québec
H4S 1V9

Téléphone (514) 337-1000
Télécopieur (514) 333-3046
http://www.agatlabs.com

# Certificat d'analyse

**N° BON DE TRAVAIL: 09M318293**
**N° DE PROJET: 020266**

**NOM DU CLIENT: SNC LAVALIN INC**
**PRÉLEVÉ PAR:,**

**À L'ATTENTION DE: Richard Maurice**
**LIEU DE PRÉLÈVEMENT:Site minier Aldermac, Abitibi,**

## 15 métaux (incl. Hg) (TC, sol)

**DATE DE RÉCEPTION: 2009-02-19** **DATE DU RAPPORT: 2009-02-26**

| DESCRIPTION D'ÉCHANTILLON: | | | | | | RUISSEAU 1 | RUISSEAU 1A | SECTEUR INTERMÉDIAIRE | SECTEUR DE LA TERRASSE 2 | RUISSEAU 1B |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| MATRICE: | | | | | | Sol | Sol | Sol | Sol | Sol |
| DATE D'ÉCHANTILLONNAGE: | | | | | | 2009-02-05 | 2009-02-06 | 2009-02-06 | 2009-02-06 | 2009-02-06 |
| | Unités | C / N: A | C / N: B | C / N: C | LDR | 1228896 | 1228901 | 1228903 | 1228904 | 1228941 |
| Argent | mg/kg | 2 | 20 | 40 | 0.5 | 5.9[A-B] | 12.3[A-B] | 7.2[A-B] | 6.1[A-B] | 9.7[A-B] |
| Arsenic | mg/kg | 6 | 30 | 50 | 5 | 32[B-C] | 38[B-C] | 46[B-C] | 24[A-B] | 40[B-C] |
| Baryum (ICP-OES) | mg/kg | 200 | 500 | 2000 | 20 | 29[<A] | <20[<A] | <20[<A] | 69[<A] | 25[<A] |
| Cadmium (ICP-OES) | mg/kg | 1.5 | 5 | 20 | 0.9 | 42.9[>C] | 82.7[>C] | 42.7[>C] | 16.7[B-C] | 61.4[>C] |
| Cobalt (ICP-OES) | mg/kg | 15 | 50 | 300 | 15 | 291[B-C] | 529[>C] | 339[>C] | 42[A-B] | 189[B-C] |
| Chrome (ICP-OES) | mg/kg | 85 | 250 | 800 | 45 | <45[<A] | <45[<A] | <45[<A] | <45[<A] | <45[<A] |
| Cuivre (ICP-OES) | mg/kg | 40 | 100 | 500 | 40 | 1470[>C] | 13700[>C] | 3040[>C] | 1160[>C] | 1880[>C] |
| Étain (ICP-OES) | mg/kg | 5 | 50 | 300 | 5 | <5[<A] | <5[<A] | <5[<A] | <5[<A] | <5[<A] |
| Manganèse (ICP-OES) | mg/kg | 770 | 1000 | 2200 | 10 | 639[<A] | 241[<A] | 278[<A] | 187[<A] | 1090[B-C] |
| Mercure total | mg/kg | 0.2 | 2 | 10 | 0.2 | <0.2[<A] | <0.2[<A] | <0.2[<A] | <0.2[<A] | 0.3[A-B] |
| Molybdène (ICP-OES) | mg/kg | 2 | 10 | 40 | 2 | <2[<A] | 12[B-C] | <2[<A] | 8[A-B] | 4[A-B] |
| Nickel (ICP-OES) | mg/kg | 50 | 100 | 500 | 30 | <30[<A] | <30[<A] | <30[<A] | <30[<A] | <30[<A] |
| Plomb (ICP-OES) | mg/kg | 50 | 500 | 1000 | 30 | 127[A-B] | 256[A-B] | 137[A-B] | 160[A-B] | 218[A-B] |
| Sélénium | mg/kg | 1 | 3 | 10 | 1 | 62[>C] | 80[>C] | 84[>C] | 48[>C] | 65[>C] |
| Zinc (ICP-OES) | mg/kg | 110 | 500 | 1500 | 100 | 11600[>C] | 12100[>C] | 8710[>C] | 2870[>C] | 17700[>C] |

**Commentaires:** LDR - Limite de détection rapportée; C / N - Critères Normes: A se réfère QC PTC (Critère A), B se réfère QC PTC (Critère B), C se réfère QC PTC (Critère C)

*Certifié par:* 53-54



*Cette version remplace et annule toute version, le cas échéant. Ce document ne doit pas être reproduit, sinon en entier, sans l'autorisation écrite du laboratoire*

9770 Route Transcanadienne
St.-Laurent, Québec
H4S 1V9

AGAT® Laboratoires

Téléphone (514) 337-1000
Télécopieur (514) 333-3046
http://www.agatlabs.com

# Contrôle de qualité

**NOM DU CLIENT: SNC LAVALIN INC**
**N° DE PROJET: 020266**
**PRÉLEVÉ PAR:,**

**N° BON DE TRAVAIL: 09M318293**
**À L'ATTENTION DE: Richard Maurice**
**LIEU DE PRÉLÈVEMENT:Site minier Aldermac,**

## Analyse des Sols

| Date du rapport: 2009-02-26 | | | DUPLICATA | | | MATÉRIAU DE RÉFÉRENCE | | | | BLANC FORTIFIÉ | | | ÉCH. FORTIFIÉ | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| PARAMÈTRE | Lot | N° éch. | Dup #1 | Dup #2 | % d'écart | Blanc de méthode | % Récup. | Limites | | % Récup. | Limites | | % Récup. | Limites | |
| | | | | | | | | Inf. | Sup. | | Inf. | Sup. | | Inf. | Sup. |
| **15 métaux (incl. Hg) (TC, sol)** | | | | | | | | | | | | | | | |
| Argent (mg/kg) | 1 | 1228896 | 5.7 | 5.9 | 3.4 | < 0.5 | 94% | 80% | 120% | 95% | 80% | 120% | 91% | 80% | 120% |
| Arsenic (mg/kg) | 1 | 1228896 | 31 | 32 | 3.2 | < 5 | 101% | 80% | 120% | 103% | 80% | 120% | 96% | 80% | 120% |
| Baryum (ICP-OES) (mg/kg) | 223 | 1228896 | 29 | 29 | 0.0 | < 20 | 96% | 80% | 120% | 103% | 80% | 120% | NA | 80% | 120% |
| Cadmium (ICP-OES) (mg/kg) | 223 | 1228896 | 40.6 | 42.9 | 5.5 | < 0.9 | 96% | 80% | 120% | 104% | 80% | 120% | 97% | 80% | 120% |
| Cobalt (ICP-OES) (mg/kg) | 224 | 1228896 | 289 | 291 | 0.7 | < 15 | 100% | 80% | 120% | 104% | 80% | 120% | 96% | 80% | 120% |
| Chrome (ICP-OES) (mg/kg) | 223 | 1228896 | < 45 | < 45 | 0.0 | < 45 | 96% | 80% | 120% | 102% | 80% | 120% | 98% | 80% | 120% |
| Cuivre (ICP-OES) (mg/kg) | 223 | 1228896 | 1480 | 1470 | 0.7 | < 40 | 100% | 80% | 120% | 100% | 80% | 120% | 101% | 80% | 120% |
| Étain (ICP-OES) (mg/kg) | 223 | 1228896 | < 5 | < 5 | 0.0 | < 5 | 94% | 80% | 120% | 96% | 80% | 120% | 89% | 80% | 120% |
| Manganèse (ICP-OES) (mg/kg) | 223 | 1228896 | 644 | 639 | 0.8 | < 10 | 93% | 80% | 120% | 104% | 80% | 120% | 103% | 80% | 120% |
| Mercure total (mg/kg) | 1 | 1228896 | <0.2 | <0.2 | 0.0 | < 0.2 | 94% | 80% | 120% | 96% | 80% | 120% | 86% | 80% | 120% |
| Molybdène (ICP-OES) (mg/kg) | 223 | 1228896 | < 2 | < 2 | 0.0 | < 2 | 96% | 80% | 120% | 103% | 80% | 120% | 97% | 80% | 120% |
| Nickel (ICP-OES) (mg/kg) | 223 | 1228896 | < 30 | < 30 | 0.0 | < 30 | 85% | 80% | 120% | 107% | 80% | 120% | NA | 80% | 120% |
| Plomb (ICP-OES) (mg/kg) | 223 | 1228896 | 127 | 127 | 0.0 | < 30 | 96% | 80% | 120% | 102% | 80% | 120% | 106% | 80% | 120% |
| Sélénium (mg/kg) | 1 | 1228896 | 57 | 62 | 8.4 | < 1 | 101% | 80% | 120% | 99% | 80% | 120% | 94% | 80% | 120% |
| Zinc (ICP-OES) (mg/kg) | 224 | 1228896 | 11300 | 11600 | 2.6 | < 100 | 86% | 80% | 120% | 101% | 80% | 120% | 94% | 80% | 120% |

CHIMISTE Sandra Leal 1999-045

***Certifié par:*** 53-54



*Cette version remplace et annule toute version, le cas échéant. Ce document ne doit pas être reproduit, sinon en entier, sans l'autorisation écrite du laboratoire*

9770 Route Transcanadienne
St.-Laurent, Québec
H4S 1V9

AGAT® Laboratoires

Téléphone (514) 337-1000
Télécopieur (514) 333-3046
http://www.agatlabs.com

# Sommaire de méthode

**NOM DU CLIENT: SNC LAVALIN INC**

**N° BON DE TRAVAIL: 09M318293**

**N° DE PROJET: 020266**

**À L'ATTENTION DE: Richard Maurice**

**PRÉLEVÉ PAR:,**

**LIEU DE PRÉLÈVEMENT:Site minier Aldermac,**

| PARAMÈTRE | PRÉPARÉ LE | ANALYSÉ LE | AGAT P.O.N. | RÉFÉRENCE DE LITTÉRATURE | TECHNIQUE ANALYTIQUE |
|---|---|---|---|---|---|
| **Analyse des Sols** | | | | | |
| Argent | 2009-02-23 | 2009-02-23 | MET-101-6105 | EPA 3050, EPA 6020 | |
| Arsenic | 2009-02-23 | 2009-02-23 | MET-101-6105 | EPA 3050 | ICP/MS |
| Baryum (ICP-OES) | 2009-02-23 | 2009-02-23 | MET-101-6107 | EPA 3050 | ICP/OES |
| Cadmium (ICP-OES) | 2009-02-23 | 2009-02-23 | MET-101-6107 | EPA 3050 | ICP/OES |
| Cobalt (ICP-OES) | 2009-02-23 | 2009-02-24 | MET-101-6107 | EPA 3050 | ICP/OES |
| Chrome (ICP-OES) | 2009-02-23 | 2009-02-23 | MET-101-6107 | EPA 3050 | ICP/OES |
| Cuivre (ICP-OES) | 2009-02-23 | 2009-02-24 | MET-101-6107 | EPA 3050 | ICP/OES |
| Étain (ICP-OES) | 2009-02-23 | 2009-02-23 | MET-101-6107 | EPA 3050 | ICP/OES |
| Manganèse (ICP-OES) | 2009-02-23 | 2009-02-24 | MET-101-6107 | EPA 3050 | ICP/OES |
| Mercure total | 2009-02-23 | 2009-02-24 | MET-101-6101F | EPA 245.5 | FIMS |
| Molybdène (ICP-OES) | 2009-02-23 | 2009-02-23 | MET-101-6107 | EPA 3050 | ICP/OES |
| Nickel (ICP-OES) | 2009-02-23 | 2009-02-23 | MET-101-6107 | EPA 3050 | ICP/OES |
| Plomb (ICP-OES) | 2009-02-23 | 2009-02-23 | MET-101-6107 | EPA 3050 | ICP/OES |
| Sélénium | 2009-02-23 | 2009-02-23 | MET-101-6105 | EPA 3050 | ICP/MS |
| Zinc (ICP-OES) | 2009-02-23 | 2009-02-24 | MET-101-6107 | EPA 3050 | ICP/OES |



*Cette version remplace et annule toute version, le cas échéant. Ce document ne doit pas être reproduit, sinon en entier, sans l'autorisation écrite du laboratoire*

# ANNEXE E3
# ANALYSES AGRONOMIQUES

# Certificat d'analyse/Certificate of analysis

602 Place Trans-Canada, Longueuil (Québec) J4G 1P1 Tél.: (450) 674-5046, Télécopieur: (450) 674-5277

| Entreprise/Company | 293464-001 |
|---|---|

| SNC Lavalin inc. (division mines et métallurgies) | |
|---|---|
| 5500 boul des Galeries bureau 200 | |
| Québec | ( Québec ) |
| G2K 2E2 | |

| Client/Client | |
|---|---|
| SNC Lavalin inc. (division mines et métallurgies) | |
| 5500 boul des Galeries bureau 200 | |
| Québec | ( Québec ) |
| G2K 2E2 | |

| Certificat/Certificate | 468839 |
|---|---|
| Émission originale/First date issued(ms-jr-an) | 07-07-2009 |
| Émis le/Date issued | 07-07-2009 |

**Rapport Préliminaire / Preliminary report**

| Fax/Fax | |
|---|---|
| Courriel/E-mail | |

| No. Lab/Lab no. | Planté le | Reçu/Date received | Bon Client/Bill no. |
|---|---|---|---|
| 1818018 | | 06-26-2009 | Projet 020266 |
| Description / Sample ID | Sol argile FE-97/Gauthier/Aldermac | | |
| Expédié / Sent | | | |

| Paramètre(méthode) / Parameter(method) | Sol de champ séché | | |
|---|---|---|---|
| CEC est./Estimated-meq/100g | 21.6 | | NA |
| pH eau (1:1)*** | 5.9 | | NA |
| pH tampon/Buffer pH*** | 6.8 | | NA |
| Indice en chaux / Lime requirem. | 68 | | NA |
| Ca (Mehlich III)*** | 4950 | Kg/ha | NA |
| Saturation Ca | 51.3 | % | NA |
| P(Mehlich III )convert.* *** | 36 | Kg/ha | NA |
| Saturation en P -P/Al | 1.3 | % | NA |
| Al (Mehlich III)*** | 1250 | ppm | NA |
| K (Mehlich III)*** | 184 | Kg/ha | NA |
| Saturation K | 1.0 | % | NA |
| Mg (Mehlich III)*** | 1020 | Kg/ha | NA |
| Saturation Mg | 17.7 | % | NA |
| Saturation -K+Mg+Ca | 69.9 | % | NA |

| Commentaires / Note |
|---|
| Date échantillonnage: 06-22-2009. |

| Demandeur/Customer | Copie conforme / Certified copy |
|---|---|
| NA | Maurice Richard (richard.maurice@snclavalin.com |

| No. Lab/Lab no. | Planté le | Reçu/Date received | Bon Client/Bill no. |
|---|---|---|---|
| 1818019 | | 06-26-2009 | Projet 020266 |
| Description / Sample ID | Catégorie sol FE-98/Gauthier/Aldermac | | |
| Expédié / Sent | | | |

| Paramètre(méthode) / Parameter(method) | Sol de champ séché | | |
|---|---|---|---|
| CEC est./Estimated-meq/100g | 32.2 | | NA |
| pH eau (1:1)*** | 3.1 | | NA |
| pH tampon/Buffer pH*** | 4.4 | | NA |
| Indice en chaux / Lime requirem. | 44 | | NA |
| Ca (Mehlich III)*** | 1610 | Kg/ha | NA |
| Saturation Ca | 11.1 | % | NA |
| P(Mehlich III )convert.* *** | 56 | Kg/ha | NA |
| Saturation en P -P/Al | 2.5 | % | NA |
| Al (Mehlich III)*** | 1010 | ppm | NA |
| K (Mehlich III)*** | 45 | Kg/ha | NA |
| Saturation K | 0.2 | % | NA |
| Mg (Mehlich III)*** | 208 | Kg/ha | NA |
| Saturation Mg | 2.4 | % | NA |
| Saturation -K+Mg+Ca | 13.7 | % | NA |

| Commentaires / Note |
|---|
| Sol: sable/argile.Date échantillonnage: 06-22-2009. |

| Demandeur/Customer | Copie conforme / Certified copy |
|---|---|
| NA | Maurice Richard (richard.maurice@snclavalin.co |

***Conversion en équivalent colorimétrie (réf:L.E.Parent-Université Laval) traitance. ***CERTIFIÉ / CERTIFIED ISO 17025 : 2005***

****Effectué en sous-***

Légende / Legend: NA = non-applicable / not applicable, Min = limite minimum seulement / minimum limit only, Max = limite maximum seulement / maximum limit onl

Résultats applicables qu'aux échantillons soumis à l'analyse. Registre des méthodes de référence (10-29-2007) disponible sur demande. Ce certificat ne peut être reproduit, sinon en entier, sans l'autorisation écrite du laboratoire. Ce document contient des informations confidentielles, si vous n'êtes pas le destinataire visé ou son mandataire chargé de lui transmettre, vous êtes par la présente avisé qu'il est expressément interdit d'en dévoiler la teneur, de le copier, de le distribuer ou de prendre quelque mesure fondée sur l'information qui y est contenue.

**CONFIDENTIEL/CONFIDENTIAL**

Results applies only to samples submitted to analysis. Reference methods (10-29-2007) available upon request. This certificate can not be reproduce, entirely or in part, without the laboratory written authorization.The information contained in this document is confidential and intended only for individual or entity to whom it is addressed. You are by the present advise that it is expressly forbidden to disclose copy or undertake any action concerning any information included in this report.

# Certificat d'analyse/Certificate of analysis

602 Place Trans-Canada, Longueuil (Québec) J4G 1P1 Tél.: (450) 674-5046, Télécopieur: (450) 674-5277

| Entreprise/Company | 293464-001 |
|---|---|

| SNC Lavalin inc. (division mines et métallurgies) | |
|---|---|
| 5500 boul des Galeries bureau 200 | |
| Québec | ( Québec ) |
| G2K 2E2 | |

| Client/Client | |
|---|---|
| SNC Lavalin inc. (division mines et métallurgies) | |
| 5500 boul des Galeries bureau 200 | |
| Québec | ( Québec ) |
| G2K 2E2 | |

| Certificat/Certificate | 468839 |
|---|---|
| Émission originale/First date issued(ms-jr-an) | 07-07-2009 |
| Émis le/Date issued | 07-07-2009 |

**Rapport Préliminaire / Preliminary report**

| Fax/Fax | |
|---|---|
| Courriel/E-mail | |

| No. Lab/Lab no. | Planté le | Reçu/Date received | Bon Client/Bill no. |
|---|---|---|---|
| 1818020 | | 06-26-2009 | Projet 020266 |
| Description / Sample ID | Catégorie sol FE-99/Gauthier/Aldermac | | |
| Expédié / Sent | | | |

| Paramètre(méthode) / Parameter(method) | Sol de champ séché | | |
|---|---|---|---|
| CEC est./Estimated-meq/100g | 30.8 | | NA |
| pH eau (1:1)*** | 3.2 | | NA |
| pH tampon/Buffer pH*** | 4.5 | | NA |
| Indice en chaux / Lime requirem. | 45 | | NA |
| Ca (Mehlich III)*** | 1320 | Kg/ha | NA |
| Saturation Ca | 9.6 | % | NA |
| P(Mehlich III )convert.* *** | 58 | Kg/ha | NA |
| Saturation en P -P/Al | 2.3 | % | NA |
| Al (Mehlich III)*** | 1130 | ppm | NA |
| K (Mehlich III)*** | 61 | Kg/ha | NA |
| Saturation K | 0.2 | % | NA |
| Mg (Mehlich III)*** | 177 | Kg/ha | NA |
| Saturation Mg | 2.1 | % | NA |
| Saturation -K+Mg+Ca | 11.9 | % | NA |

| Commentaires / Note |
|---|
| Sol: sable/argile.Date échantillonnage: 06-22-2009. |

| Demandeur/Customer | Copie conforme / Certified copy |
|---|---|
| NA | Maurice Richard (richard.maurice@snclavalin.com |

| No. Lab/Lab no. | Planté le | Reçu/Date received | Bon Client/Bill no. |
|---|---|---|---|
| 1818021 | | 06-26-2009 | Projet 020266 |
| Description / Sample ID | Catégorie sol FE-100/Gauthier/Aldermac | | |
| Expédié / Sent | | | |

| Paramètre(méthode) / Parameter(method) | Sol de champ séché | | |
|---|---|---|---|
| CEC est./Estimated-meq/100g | 34.2 | | NA |
| pH eau (1:1)*** | 3.1 | | NA |
| pH tampon/Buffer pH*** | 4.4 | | NA |
| Indice en chaux / Lime requirem. | 44 | | NA |
| Ca (Mehlich III)*** | 2220 | Kg/ha | NA |
| Saturation Ca | 14.5 | % | NA |
| P(Mehlich III )convert.* *** | 68 | Kg/ha | NA |
| Saturation en P -P/Al | 2.6 | % | NA |
| Al (Mehlich III)*** | 1180 | ppm | NA |
| K (Mehlich III)*** | 45 | Kg/ha | NA |
| Saturation K | 0.2 | % | NA |
| Mg (Mehlich III)*** | 243 | Kg/ha | NA |
| Saturation Mg | 2.6 | % | NA |
| Saturation -K+Mg+Ca | 17.3 | % | NA |

| Commentaires / Note |
|---|
| Sol: sable/argile.Date échantillonnage: 06-22-2009. |

| Demandeur/Customer | Copie conforme / Certified copy |
|---|---|
| NA | Maurice Richard (richard.maurice@snclavalin.co |

***Conversion en équivalent colorimétrie (réf:L.E.Parent-Université Laval) ***CERTIFIÉ / CERTIFIED ISO 17025 : 2005**

****Effectué en sous-traitance.**

Légende / Legend: NA = non-applicable / not applicable, Min = limite minimum seulement / minimum limit only, Max = limite maximum seulement / maximum limit onl

Résultats applicables qu'aux échantillons soumis à l'analyse. Registre des méthodes de référence (10-29-2007) disponible sur demande. Ce certificat ne peut être reproduit, sinon en entier, sans l'autorisation écrite du laboratoire. Ce document contient des informations confidentielles, si vous n'êtes pas le destinataire visé ou son mandataire chargé de lui transmettre, vous êtes par la présente avisé qu'il est expressément interdit d'en dévoiler la teneur, de le copier, de le distribuer ou de prendre quelque mesure fondée sur l'information qui y est contenue.

**CONFIDENTIEL/CONFIDENTIAL**

Results applies only to samples submitted to analysis. Reference methods (10-29-2007) available upon request. This certificate can not be reproduce, entirely or in part, without the laboratory written authorization.The information contained in this document is confidential and intended only for individual or entity to whom it is addressed. You are by the present advise that it is expressly forbidden to disclose copy or undertake any action concerning any information included in this report.

# Certificat d'analyse/Certificate of analysis

602 Place Trans-Canada, Longueuil (Québec) J4G 1P1 Tél.: (450) 674-5046, Télécopieur: (450) 674-5277

| Entreprise/Company | 293464-001 |
|---|---|

| SNC Lavalin inc. (division mines et métallurgies) | |
|---|---|
| 5500 boul des Galeries bureau 200 | |
| Québec | ( Québec ) |
| G2K 2E2 | |

| Client/Client | |
|---|---|
| SNC Lavalin inc. (division mines et métallurgies) | |
| 5500 boul des Galeries bureau 200 | |
| Québec | ( Québec ) |
| G2K 2E2 | |

| Certificat/Certificate | 468839 |
|---|---|
| Émission originale/First date issued(ms-jr-an) | 07-07-2009 |
| Émis le/Date issued | 07-07-2009 |

**Rapport Préliminaire / Preliminary report**

| Fax/Fax | |
|---|---|
| Courriel/E-mail | |

| No. Lab/Lab no. | Planté le | Reçu/Date received | Bon Client/Bill no. |
|---|---|---|---|
| 1818022 | | 06-26-2009 | Projet 020266 |
| Description / Sample ID | Catégorie sol<br>FE-103/Sud/Aldermac/résidus | | |
| Expédié / Sent | | | |

| Paramètre(méthode) / Parameter(method) | Sol de champ séché | | | |
|---|---|---|---|---|
| CEC est./Estimated-meq/100g | 35.3 | | | NA |
| pH eau (1:1)*** | 3.0 | | | NA |
| pH tampon/Buffer pH*** (estimé) | < 4.0 | | | NA |
| Indice en chaux / Lime requirem. | < 40 | | | NA |
| Ca (Mehlich III)*** | 268 Kg/ha | | | NA |
| Saturation Ca | 1.7 % | | | NA |
| P(Mehlich III )convert.* *** | 70 Kg/ha | | | NA |
| Saturation en P -P/Al | 3.3 % | | | NA |
| Al (Mehlich III)*** | 934 ppm | | | NA |
| K (Mehlich III)*** | 45 Kg/ha | | | NA |
| Saturation K | 0.1 % | | | NA |
| Mg (Mehlich III)*** | 607 Kg/ha | | | NA |
| Saturation Mg | 6.4 % | | | NA |
| Saturation -K+Mg+Ca | 8.2 % | | | NA |

| Commentaires / Note |
|---|
| Date échantillonnage: 06-22-2009. |

| Demandeur/Customer | Copie conforme / Certified copy |
|---|---|
| NA | Maurice Richard (richard.maurice@snclavalin.com |

***Conversion en équivalent colorimétrie (réf:L.E.Parent-Université Laval) ***Effectué en sous-traitance. ***CERTIFIÉ / CERTIFIED ISO 17025 : 2005***

Légende / Legend: NA = non-applicable / not applicable, Min = limite minimum seulement / minimum limit only, Max = limite maximum seulement / maximum limit onl

Résultats applicables qu'aux échantillons soumis à l'analyse. Registre des méthodes de référence (10-29-2007) disponible sur demande. Ce certificat ne peut être reproduit, sinon en entier, sans l'autorisation écrite du laboratoire. Ce document contient des informations confidentielles, si vous n'êtes pas le destinataire visé ou son mandataire chargé de lui transmettre, vous êtes par la présente avisé qu'il est expressément interdit d'en dévoiler la teneur, de le copier, de le distribuer ou de prendre quelque mesure fondée sur l'information qui y est contenue.

**CONFIDENTIEL/CONFIDENTIAL**

Results applies only to samples submitted to analysis. Reference methods (10-29-2007) available upon request. This certificate can not be reproduce, entirely or in part, without the laboratory written authorization.The information contained in this document is confidential and intended only for individual or entity to whom it is addressed. You are by the present advise that it is expressly forbidden to disclose copy or undertake any action concerning any information included in this report.

# Certificat d'analyse/Certificate of analysis

602 Place Trans-Canada, Longueuil (Québec) J4G 1P1 Tél.: (450) 674-5046, Télécopieur: (450) 674-5277

| Entreprise/Company | 293464-001 |
|---|---|

| Client/Client |
|---|
| SNC Lavalin inc. (division mines et métallurgies) |
| 5500 boul des Galeries bureau 200 |
| Québec ( Québec ) |
| G2K 2E2 |

| Certificat/Certificate | 455900 |
|---|---|
| Émission originale/First date issued(ms-jr-an) | 01-29-2009 |
| Émis le/Date issued | 01-29-2009 |

**Rapport Préliminaire / Preliminary report**

| Fax/Fax | |
|---|---|
| Courriel/E-mail | |

| No. Lab/Lab no. | Planté le | Reçu/Date received | Bon Client/Bill no. |
|---|---|---|---|
| 1788118 | | 01-21-2009 | NA |
| Description / Sample ID | Catégorie sol projet 020266 argile 1 | | |
| Expédié / Sent | | | |

| Paramètre(méthode) / Parameter(method) | Sol de champ séché | | |
|---|---|---|---|
| P (Mehlich III) | < 10 Kg/ha | | NA |
| pH eau (1:1)*** | 5.2 | | NA |
| pH tampon/Buffer pH*** | 6.5 | | NA |
| Indice en chaux / Lime requirem. | 65 | | NA |
| P(Mehlich III )convert.* *** | < 9 Kg/ha | | NA |
| Al (Mehlich III)*** | 1190 ppm | | NA |

| Commentaires / Note |
|---|
| E02/Échantillon reçu dans un contenant inadéquat.E02-Sample received in an unsuitable container.Date échantillonnage: 01-08-2009. |

| Demandeur/Customer | Copie conforme / Certified copy |
|---|---|
| Burckhardt Guillermo | Maurice Richard (richard.maurice@snclavalin.com |

| No. Lab/Lab no. | Planté le | Reçu/Date received | Bon Client/Bill no. |
|---|---|---|---|
| 1788120 | | 01-21-2009 | NA |
| Description / Sample ID | Catégorie sol projet 020266 argile 2 | | |
| Expédié / Sent | | | |

| Paramètre(méthode) / Parameter(method) | Sol de champ séché | | |
|---|---|---|---|
| P (Mehlich III) | < 10 Kg/ha | | NA |
| pH eau (1:1)*** | 5.2 | | NA |
| pH tampon/Buffer pH*** | 6.3 | | NA |
| Indice en chaux / Lime requirem. | 63 | | NA |
| P(Mehlich III )convert.* *** | < 9 Kg/ha | | NA |
| Al (Mehlich III)*** | 888 ppm | | NA |

| Commentaires / Note |
|---|
| E02-Sample received in an unsuitable container., E02/Échantillon reçu dans un contenant inadéquat.. Date échantillonnage: 01-08-2009. |

| Demandeur/Customer | Copie conforme / Certified copy |
|---|---|
| Burckhardt Guillermo | Maurice Richard (richard.maurice@snclavalin.co |

***Conversion en équivalent colorimétrie (réf:L.E.Parent-Université Laval) ***CERTIFIÉ / CERTIFIED ISO 17025 : 2005**

****Effectué en sous-traitance.**

Légende / Legend: NA = non-applicable / not applicable, Min = limite minimum seulement / minimum limit only, Max = limite maximum seulement / maximum limit onl

Résultats applicables qu'aux échantillons soumis à l'analyse. Registre des méthodes de référence (10-29-2007) disponible sur demande. Ce certificat ne peut être reproduit, sinon en entier, sans l'autorisation écrite du laboratoire. Ce document contient des informations confidentielles, si vous n'êtes pas le destinataire visé ou son mandataire chargé de lui transmettre, vous êtes par la présente avisé qu'il est expressément interdit d'en dévoiler la teneur, de le copier, de le distribuer ou de prendre quelque mesure fondée sur l'information qui y est contenue.

**CONFIDENTIEL/CONFIDENTIAL**

Results applies only to samples submitted to analysis. Reference methods (10-29-2007) available upon request. This certificate can not be reproduce, entirely or in part, without the laboratory written authorization.The information contained in this document is confidential and intended only for individual or entity to whom it is addressed. You are by the present advise that it is expressly forbidden to disclose copy or undertake any action concerning any information included in this report.

# Certificat d'analyse/Certificate of analysis

602 Place Trans-Canada, Longueuil (Québec) J4G 1P1 Tél.: (450) 674-5046, Télécopieur: (450) 674-5277

| Entreprise/Company | 293464-001 |
|---|---|

| SNC Lavalin inc. (division mines et métallurgies) | |
|---|---|
| 5500 boul des Galeries bureau 200 | |
| Québec | ( Québec ) |
| G2K 2E2 | |

| Client/Client | |
|---|---|
| SNC Lavalin inc. (division mines et métallurgies) | |
| 5500 boul des Galeries bureau 200 | |
| Québec | ( Québec ) |
| G2K 2E2 | |

| Certificat/Certificate | 455900 |
|---|---|
| Émission originale/First date issued(ms-jr-an) | 01-29-2009 |
| Émis le/Date issued | 01-29-2009 |

**Rapport Préliminaire / Preliminary report**

| Fax/Fax | |
|---|---|
| Courriel/E-mail | |

| No. Lab/Lab no. | Planté le | Reçu/Date received | Bon Client/Bill no. |
|---|---|---|---|
| 1788121 | | 01-21-2009 | NA |
| Description / Sample ID | Catégorie sol<br>projet 020266 argile FE-01 | | |
| Expédié / Sent | | | |

| Paramètre(méthode) / Parameter(method) | Sol de champ séché | | |
|---|---|---|---|
| P (Mehlich III) | < 10 Kg/ha | | NA |
| pH eau (1:1)*** | 5.2 | | NA |
| pH tampon/Buffer pH*** | 6.4 | | NA |
| Indice en chaux / Lime requirem. | 64 | | NA |
| P(Mehlich III )convert.* *** | < 9 Kg/ha | | NA |
| Al (Mehlich III)*** | 1230 ppm | | NA |

**Commentaires / Note**

E02-Sample received in an unsuitable container., E02/Échantillon reçu dans un contenant inadéquat.. Date échantillonnage: 01-08-2009.

| Demandeur/Customer | Copie conforme / Certified copy |
|---|---|
| Burckhardt Guillermo | Maurice Richard (richard.maurice@snclavalin.com |

| No. Lab/Lab no. | Planté le | Reçu/Date received | Bon Client/Bill no. |
|---|---|---|---|
| 1788122 | | 01-21-2009 | NA |
| Description / Sample ID | Catégorie sol<br>projet 020266 argile FE-02 | | |
| Expédié / Sent | | | |

| Paramètre(méthode) / Parameter(method) | Sol de champ séché | | |
|---|---|---|---|
| P (Mehlich III) | < 10 Kg/ha | | NA |
| pH eau (1:1)*** | 7.6 | | NA |
| pH tampon/Buffer pH*** (estimé) | > 7.5 | | NA |
| Indice en chaux / Lime requirem. | > 75 | | NA |
| P(Mehlich III )convert.* *** | < 9 Kg/ha | | NA |
| Al (Mehlich III)*** | 842 ppm | | NA |

**Commentaires / Note**

E02-Sample received in an unsuitable container., E02/Échantillon reçu dans un contenant inadéquat.. Date échantillonnage: 01-08-2009.

| Demandeur/Customer | Copie conforme / Certified copy |
|---|---|
| Burckhardt Guillermo | Maurice Richard (richard.maurice@snclavalin.co |

***Conversion en équivalent colorimétrie (réf:L.E.Parent-Université Laval) ***CERTIFIÉ / CERTIFIED ISO 17025 : 2005**

****Effectué en sous-traitance.**

Légende / Legend: NA = non-applicable / not applicable, Min = limite minimum seulement / minimum limit only, Max = limite maximum seulement / maximum limit onl

Résultats applicables qu'aux échantillons soumis à l'analyse. Registre des méthodes de référence (10-29-2007) disponible sur demande. Ce certificat ne peut être reproduit, sinon en entier, sans l'autorisation écrite du laboratoire. Ce document contient des informations confidentielles, si vous n'êtes pas le destinataire visé ou son mandataire chargé de lui transmettre, vous êtes par la présente avisé qu'il est expressément interdit d'en dévoiler la teneur, de le copier, de le distribuer ou de prendre quelque mesure fondée sur l'information qui y est contenue.

**CONFIDENTIEL/CONFIDENTIAL**

Results applies only to samples submitted to analysis. Reference methods (10-29-2007) available upon request. This certificate can not be reproduce, entirely or in part, without the laboratory written authorization.The information contained in this document is confidential and intended only for individual or entity to whom it is addressed. You are by the present advise that it is expressly forbidden to disclose copy or undertake any action concerning any information included in this report.

# Certificat d'analyse/Certificate of analysis

602 Place Trans-Canada, Longueuil (Québec) J4G 1P1 Tél.: (450) 674-5046, Télécopieur: (450) 674-5277

| Entreprise/Company | 293464-001 |
|---|---|

| SNC Lavalin inc. (division mines et métallurgies) | |
|---|---|
| 5500 boul des Galeries bureau 200 | |
| Québec | ( Québec ) |
| G2K 2E2 | |

| Client/Client | |
|---|---|
| SNC Lavalin inc. (division mines et métallurgies) | |
| 5500 boul des Galeries bureau 200 | |
| Québec | ( Québec ) |
| G2K 2E2 | |

| Certificat/Certificate | 455900 |
|---|---|
| Émission originale/First date issued(ms-jr-an) | 01-29-2009 |
| Émis le/Date issued | 01-29-2009 |

**Rapport Préliminaire / Preliminary report**

| Fax/Fax | |
|---|---|
| Courriel/E-mail | |

| No. Lab/Lab no. | Planté le | Reçu/Date received | Bon Client/Bill no. |
|---|---|---|---|
| 1788123 | | 01-21-2009 | NA |
| Description / Sample ID | Catégorie sol projet 020266 argile FE-03 | | |
| Expédié / Sent | | | |

| Paramètre(méthode) / Parameter(method) | Sol de champ séché | | |
|---|---|---|---|
| P (Mehlich III) | < 10 Kg/ha | | NA |
| pH eau (1:1)*** | 7.0 | | NA |
| pH tampon/Buffer pH*** (estimé) | 7.4 | | NA |
| Indice en chaux / Lime requirem. | 74 | | NA |
| P(Mehlich III )convert.* *** | < 9 Kg/ha | | NA |
| Al (Mehlich III)*** | 1010 ppm | | NA |

| Commentaires / Note |
|---|
| E02-Sample received in an unsuitable container., E02/Échantillon reçu dans un contenant inadéquat.. Date échantillonnage: 01-08-2009. |

| Demandeur/Customer | Copie conforme / Certified copy |
|---|---|
| Burckhardt Guillermo | Maurice Richard (richard.maurice@snclavalin.com |

| No. Lab/Lab no. | Planté le | Reçu/Date received | Bon Client/Bill no. |
|---|---|---|---|
| 1788124 | | 01-21-2009 | NA |
| Description / Sample ID | Catégorie sol projet 020266 argile FE-04 | | |
| Expédié / Sent | | | |

| Paramètre(méthode) / Parameter(method) | Sol de champ séché | | |
|---|---|---|---|
| P (Mehlich III) | < 10 Kg/ha | | NA |
| pH eau (1:1)*** | 6.8 | | NA |
| pH tampon/Buffer pH*** (estimé) | 7.2 | | NA |
| Indice en chaux / Lime requirem. | 72 | | NA |
| P(Mehlich III )convert.* *** | < 9 Kg/ha | | NA |
| Al (Mehlich III)*** | 1170 ppm | | NA |

| Commentaires / Note |
|---|
| E02-Sample received in an unsuitable container., E02/Échantillon reçu dans un contenant inadéquat.. Date échantillonnage: 01-08-2009. |

| Demandeur/Customer | Copie conforme / Certified copy |
|---|---|
| Burckhardt Guillermo | Maurice Richard (richard.maurice@snclavalin.co |

***Conversion en équivalent colorimétrie (réf:L.E.Parent-Université Laval) ***CERTIFIÉ / CERTIFIED ISO 17025 : 2005***

****Effectué en sous-traitance.***

Légende / Legend: NA = non-applicable / not applicable, Min = limite minimum seulement / minimum limit only, Max = limite maximum seulement / maximum limit onl

Résultats applicables qu'aux échantillons soumis à l'analyse. Registre des méthodes de référence (10-29-2007) disponible sur demande. Ce certificat ne peut être reproduit, sinon en entier, sans l'autorisation écrite du laboratoire. Ce document contient des informations confidentielles, si vous n'êtes pas le destinataire visé ou son mandataire chargé de lui transmettre, vous êtes par la présente avisé qu'il est expressément interdit d'en dévoiler la teneur, de le copier, de le distribuer ou de prendre quelque mesure fondée sur l'information qui y est contenue.

**CONFIDENTIEL/CONFIDENTIAL**

Results applies only to samples submitted to analysis. Reference methods (10-29-2007) available upon request. This certificate can not be reproduce, entirely or in part, without the laboratory written authorization.The information contained in this document is confidential and intended only for individual or entity to whom it is addressed. You are by the present advise that it is expressly forbidden to disclose copy or undertake any action concerning any information included in this report.

# Certificat d'analyse/Certificate of analysis

602 Place Trans-Canada, Longueuil (Québec) J4G 1P1 Tél.: (450) 674-5046, Télécopieur: (450) 674-5277

| Entreprise/Company | 293464-001 |
|---|---|

| SNC Lavalin inc. (division mines et métallurgies) | |
|---|---|
| 5500 boul des Galeries bureau 200 | |
| Québec | ( Québec ) |
| G2K 2E2 | |

| Client/Client | |
|---|---|
| SNC Lavalin inc. (division mines et métallurgies) | |
| 5500 boul des Galeries bureau 200 | |
| Québec | ( Québec ) |
| G2K 2E2 | |

| Certificat/Certificate | 455900 |
|---|---|
| Émission originale/First date issued(ms-jr-an) | 01-29-2009 |
| Émis le/Date issued | 01-29-2009 |

**Rapport Préliminaire / Preliminary report**

| Fax/Fax | |
|---|---|
| Courriel/E-mail | |

| No. Lab/Lab no. | Planté le | Reçu/Date received | Bon Client/Bill no. |
|---|---|---|---|
| 1788125 | | 01-21-2009 | NA |
| Description / Sample ID | Catégorie sol<br>projet 020266 argile FE-05 | | |
| Expédié / Sent | | | |

| Paramètre(méthode) / Parameter(method) | Sol de champ séché | | |
|---|---|---|---|
| P (Mehlich III) | < 10 Kg/ha | | NA |
| pH eau (1:1)*** | 4.5 | | NA |
| pH tampon/Buffer pH*** | 6.1 | | NA |
| Indice en chaux / Lime requirem. | 61 | | NA |
| P(Mehlich III )convert.* *** | < 9 Kg/ha | | NA |
| Al (Mehlich III)*** | 1120 ppm | | NA |

**Commentaires / Note**

E02-Sample received in an unsuitable container., E02/Échantillon reçu dans un contenant inadéquat.. Date échantillonnage: 01-08-2009.

| Demandeur/Customer | Copie conforme / Certified copy |
|---|---|
| Burckhardt Guillermo | Maurice Richard (richard.maurice@snclavalin.com |

| No. Lab/Lab no. | Planté le | Reçu/Date received | Bon Client/Bill no. |
|---|---|---|---|
| 1788126 | | 01-21-2009 | NA |
| Description / Sample ID | Catégorie sol<br>projet 020266 argile FE-06 | | |
| Expédié / Sent | | | |

| Paramètre(méthode) / Parameter(method) | Sol de champ séché | | |
|---|---|---|---|
| P (Mehlich III) | < 10 Kg/ha | | NA |
| pH eau (1:1)*** | 5.0 | | NA |
| pH tampon/Buffer pH*** | 6.0 | | NA |
| Indice en chaux / Lime requirem. | 60 | | NA |
| P(Mehlich III )convert.* *** | < 9 Kg/ha | | NA |
| Al (Mehlich III)*** | 1130 ppm | | NA |

**Commentaires / Note**

E02-Sample received in an unsuitable container., E02/Échantillon reçu dans un contenant inadéquat.. Date échantillonnage: 01-08-2009.

| Demandeur/Customer | Copie conforme / Certified copy |
|---|---|
| Burckhardt Guillermo | Maurice Richard (richard.maurice@snclavalin.co |

***Conversion en équivalent colorimétrie (réf:L.E.Parent-Université Laval) ***CERTIFIÉ / CERTIFIED ISO 17025 : 2005***

****Effectué en sous-traitance.***

Légende / Legend: NA = non-applicable / not applicable, Min = limite minimum seulement / minimum limit only, Max = limite maximum seulement / maximum limit onl

Résultats applicables qu'aux échantillons soumis à l'analyse. Registre des méthodes de référence (10-29-2007) disponible sur demande. Ce certificat ne peut être reproduit, sinon en entier, sans l'autorisation écrite du laboratoire. Ce document contient des informations confidentielles, si vous n'êtes pas le destinataire visé ou son mandataire chargé de lui transmettre, vous êtes par la présente avisé qu'il est expressément interdit d'en dévoiler la teneur, de le copier, de le distribuer ou de prendre quelque mesure fondée sur l'information qui y est contenue.

**CONFIDENTIEL/CONFIDENTIAL**

Results applies only to samples submitted to analysis. Reference methods (10-29-2007) available upon request. This certificate can not be reproduce, entirely or in part, without the laboratory written authorization.The information contained in this document is confidential and intended only for individual or entity to whom it is addressed. You are by the present advise that it is expressly forbidden to disclose copy or undertake any action concerning any information included in this report.

# Certificat d'analyse/Certificate of analysis

602 Place Trans-Canada, Longueuil (Québec) J4G 1P1 Tél.: (450) 674-5046, Télécopieur: (450) 674-5277

| Entreprise/Company | 293464-001 |
|---|---|

| SNC Lavalin inc. (division mines et métallurgies) | |
|---|---|
| 5500 boul des Galeries bureau 200 | |
| Québec | ( Québec ) |
| G2K 2E2 | |

| Client/Client | |
|---|---|
| SNC Lavalin inc. (division mines et métallurgies) | |
| 5500 boul des Galeries bureau 200 | |
| Québec | ( Québec ) |
| G2K 2E2 | |

| Certificat/Certificate | 455900 |
|---|---|
| Émission originale/First date issued(ms-jr-an) | 01-29-2009 |
| Émis le/Date issued | 01-29-2009 |

**Rapport Préliminaire / Preliminary report**

| Fax/Fax | |
|---|---|
| Courriel/E-mail | |

| No. Lab/Lab no. | Planté le | Reçu/Date received | Bon Client/Bill no. |
|---|---|---|---|
| 1788127 | | 01-21-2009 | NA |
| Description / Sample ID | Catégorie sol projet 020266 argile FE-07 | | |
| Expédié / Sent | | | |

| Paramètre(méthode) / Parameter(method) | Sol de champ séché | | |
|---|---|---|---|
| P (Mehlich III) | < 10 Kg/ha | | NA |
| pH eau (1:1)*** | 3.9 | | NA |
| pH tampon/Buffer pH*** | 5.3 | | NA |
| Indice en chaux / Lime requirem. | 53 | | NA |
| P(Mehlich III )convert.* *** | < 9 Kg/ha | | NA |
| Al (Mehlich III)*** | 1090 ppm | | NA |

| Commentaires / Note |
|---|
| E02-Sample received in an unsuitable container., E02/Échantillon reçu dans un contenant inadéquat.. Date échantillonnage: 01-08-2009. |

| Demandeur/Customer | Copie conforme / Certified copy |
|---|---|
| Burckhardt Guillermo | Maurice Richard (richard.maurice@snclavalin.com |

| No. Lab/Lab no. | Planté le | Reçu/Date received | Bon Client/Bill no. |
|---|---|---|---|
| 1788128 | | 01-21-2009 | NA |
| Description / Sample ID | Catégorie sol projet 020266 argile FE-08 | | |
| Expédié / Sent | | | |

| Paramètre(méthode) / Parameter(method) | Sol de champ séché | | |
|---|---|---|---|
| P (Mehlich III) | < 10 Kg/ha | | NA |
| pH eau (1:1)*** | 6.1 | | NA |
| pH tampon/Buffer pH*** | 6.8 | | NA |
| Indice en chaux / Lime requirem. | 68 | | NA |
| P(Mehlich III )convert.* *** | < 9 Kg/ha | | NA |
| Al (Mehlich III)*** | 1040 ppm | | NA |

| Commentaires / Note |
|---|
| E02-Sample received in an unsuitable container., E02/Échantillon reçu dans un contenant inadéquat.. Date échantillonnage: 01-08-2009. |

| Demandeur/Customer | Copie conforme / Certified copy |
|---|---|
| Burckhardt Guillermo | Maurice Richard (richard.maurice@snclavalin.co |

***Conversion en équivalent colorimétrie (réf:L.E.Parent-Université Laval) ***CERTIFIÉ / CERTIFIED ISO 17025 : 2005***

****Effectué en sous-traitance.***

Légende / Legend: NA = non-applicable / not applicable, Min = limite minimum seulement / minimum limit only, Max = limite maximum seulement / maximum limit onl

Résultats applicables qu'aux échantillons soumis à l'analyse. Registre des méthodes de référence (10-29-2007) disponible sur demande. Ce certificat ne peut être reproduit, sinon en entier, sans l'autorisation écrite du laboratoire. Ce document contient des informations confidentielles, si vous n'êtes pas le destinataire visé ou son mandataire chargé de lui transmettre, vous êtes par la présente avisé qu'il est expressément interdit d'en dévoiler la teneur, de le copier, de le distribuer ou de prendre quelque mesure fondée sur l'information qui y est contenue.

**CONFIDENTIEL/CONFIDENTIAL**

Results applies only to samples submitted to analysis. Reference methods (10-29-2007) available upon request. This certificate can not be reproduce, entirely or in part, without the laboratory written authorization.The information contained in this document is confidential and intended only for individual or entity to whom it is addressed. You are by the present advise that it is expressly forbidden to disclose copy or undertake any action concerning any information included in this report.

# Certificat d'analyse/Certificate of analysis

602 Place Trans-Canada, Longueuil (Québec) J4G 1P1 Tél.: (450) 674-5046, Télécopieur: (450) 674-5277

| Entreprise/Company | 293464-001 |
|---|---|

| SNC Lavalin inc. (division mines et métallurgies) | |
|---|---|
| 5500 boul des Galeries bureau 200 | |
| Québec | ( Québec ) |
| G2K 2E2 | |

| Client/Client | |
|---|---|
| SNC Lavalin inc. (division mines et métallurgies) | |
| 5500 boul des Galeries bureau 200 | |
| Québec | ( Québec ) |
| G2K 2E2 | |

| Certificat/Certificate | 455900 |
|---|---|
| Émission originale/First date issued(ms-jr-an) | 01-29-2009 |
| Émis le/Date issued | 01-29-2009 |

**Rapport Préliminaire / Preliminary report**

| Fax/Fax | |
|---|---|
| Courriel/E-mail | |

| No. Lab/Lab no. | Planté le | Reçu/Date received | Bon Client/Bill no. |
|---|---|---|---|
| 1788129 | | 01-21-2009 | NA |
| Description / Sample ID | Catégorie sol projet 020266 argile FE-09 | | |
| Expédié / Sent | | | |

| Paramètre(méthode) / Parameter(method) | Sol de champ séché | | |
|---|---|---|---|
| P (Mehlich III) | < 10 Kg/ha | | NA |
| pH eau (1:1)*** | 5.2 | | NA |
| pH tampon/Buffer pH*** | 6.3 | | NA |
| Indice en chaux / Lime requirem. | 63 | | NA |
| P(Mehlich III )convert.* *** | < 9 Kg/ha | | NA |
| Al (Mehlich III)*** | 1210 ppm | | NA |

**Commentaires / Note**

E02-Sample received in an unsuitable container., E02/Échantillon reçu dans un contenant inadéquat.. Date échantillonnage: 01-08-2009.

| Demandeur/Customer | Copie conforme / Certified copy |
|---|---|
| Burckhardt Guillermo | Maurice Richard (richard.maurice@snclavalin.com |

| No. Lab/Lab no. | Planté le | Reçu/Date received | Bon Client/Bill no. |
|---|---|---|---|
| 1788130 | | 01-21-2009 | NA |
| Description / Sample ID | Catégorie sol projet 020266 argile FE-10 | | |
| Expédié / Sent | | | |

| Paramètre(méthode) / Parameter(method) | Sol de champ séché | | |
|---|---|---|---|
| P (Mehlich III) | < 10 Kg/ha | | NA |
| pH eau (1:1)*** | 4.1 | | NA |
| pH tampon/Buffer pH*** | 5.8 | | NA |
| Indice en chaux / Lime requirem. | 58 | | NA |
| P(Mehlich III )convert.* *** | < 9 Kg/ha | | NA |
| Al (Mehlich III)*** | 1010 ppm | | NA |

**Commentaires / Note**

E02-Sample received in an unsuitable container., E02/Échantillon reçu dans un contenant inadéquat.. Date échantillonnage: 01-08-2009.

| Demandeur/Customer | Copie conforme / Certified copy |
|---|---|
| Burckhardt Guillermo | Maurice Richard (richard.maurice@snclavalin.co |

***Conversion en équivalent colorimétrie (réf:L.E.Parent-Université Laval) ***CERTIFIÉ / CERTIFIED ISO 17025 : 2005***

****Effectué en sous-traitance.***

Légende / Legend: NA = non-applicable / not applicable, Min = limite minimum seulement / minimum limit only, Max = limite maximum seulement / maximum limit onl

Résultats applicables qu'aux échantillons soumis à l'analyse. Registre des méthodes de référence (10-29-2007) disponible sur demande. Ce certificat ne peut être reproduit, sinon en entier, sans l'autorisation écrite du laboratoire. Ce document contient des informations confidentielles, si vous n'êtes pas le destinataire visé ou son mandataire chargé de lui transmettre, vous êtes par la présente avisé qu'il est expressément interdit d'en dévoiler la teneur, de le copier, de le distribuer ou de prendre quelque mesure fondée sur l'information qui y est contenue.

**CONFIDENTIEL/CONFIDENTIAL**

Results applies only to samples submitted to analysis. Reference methods (10-29-2007) available upon request. This certificate can not be reproduce, entirely or in part, without the laboratory written authorization.The information contained in this document is confidential and intended only for individual or entity to whom it is addressed. You are by the present advise that it is expressly forbidden to disclose copy or undertake any action concerning any information included in this report.

# Certificat d'analyse/Certificate of analysis

602 Place Trans-Canada, Longueuil (Québec) J4G 1P1 Tél.: (450) 674-5046, Télécopieur: (450) 674-5277

| Entreprise/Company | 293464-001 |
|---|---|

| SNC Lavalin inc. (division mines et métallurgies) | |
|---|---|
| 5500 boul des Galeries bureau 200 | |
| Québec | ( Québec ) |
| G2K 2E2 | |

| Client/Client | |
|---|---|
| SNC Lavalin inc. (division mines et métallurgies) | |
| 5500 boul des Galeries bureau 200 | |
| Québec | ( Québec ) |
| G2K 2E2 | |

| Certificat/Certificate | 455900 |
|---|---|
| Émission originale/First date issued(ms-jr-an) | 01-29-2009 |
| Émis le/Date issued | 01-29-2009 |

**Rapport Préliminaire / Preliminary report**

| Fax/Fax | |
|---|---|
| Courriel/E-mail | |

| No. Lab/Lab no. | Planté le | Reçu/Date received | Bon Client/Bill no. |
|---|---|---|---|
| 1788131 | | 01-21-2009 | NA |
| Description / Sample ID | Catégorie sol<br>projet 020266 argile FE-11 | | |
| Expédié / Sent | | | |

| Paramètre(méthode) / Parameter(method) | Sol de champ séché | | |
|---|---|---|---|
| P (Mehlich III) | < 10 | Kg/ha | NA |
| pH eau (1:1)*** | 5.3 | | NA |
| pH tampon/Buffer pH*** | 6.6 | | NA |
| Indice en chaux / Lime requirem. | 66 | | NA |
| P(Mehlich III )convert.* *** | < 9 | Kg/ha | NA |
| Al (Mehlich III)*** | 1080 | ppm | NA |

| Commentaires / Note |
|---|
| E02-Sample received in an unsuitable container., E02/Échantillon reçu dans un contenant inadéquat.. Date échantillonnage: 01-08-2009. |

| Demandeur/Customer | Copie conforme / Certified copy |
|---|---|
| Burckhardt Guillermo | Maurice Richard (richard.maurice@snclavalin.com |

***Conversion en équivalent colorimétrie (réf:L.E.Parent-Université Laval) ***Effectué en sous-traitance. ***CERTIFIÉ / CERTIFIED ISO 17025 : 2005***

Légende / Legend: NA = non-applicable / not applicable, Min = limite minimum seulement / minimum limit only, Max = limite maximum seulement / maximum limit onl

Résultats applicables qu'aux échantillons soumis à l'analyse. Registre des méthodes de référence (10-29-2007) disponible sur demande. Ce certificat ne peut être reproduit, sinon en entier, sans l'autorisation écrite du laboratoire. Ce document contient des informations confidentielles, si vous n'êtes pas le destinataire visé ou son mandataire chargé de lui transmettre, vous êtes par la présente avisé qu'il est expressément interdit d'en dévoiler la teneur, de le copier, de le distribuer ou de prendre quelque mesure fondée sur l'information qui y est contenue.

**CONFIDENTIEL/CONFIDENTIAL**

Results applies only to samples submitted to analysis. Reference methods (10-29-2007) available upon request. This certificate can not be reproduce, entirely or in part, without the laboratory written authorization.The information contained in this document is confidential and intended only for individual or entity to whom it is addressed. You are by the present advise that it is expressly forbidden to disclose copy or undertake any action concerning any information included in this report.

# Certificat d'analyse/Certificate of analysis

602 Place Trans-Canada, Longueuil (Québec) J4G 1P1 Tél.: (450) 674-5046, Télécopieur: (450) 674-5277

| Entreprise/Company | 293464 |
|---|---|
| SNC-Lavalin Environnement Inc. | |
| 455 boul René Lévesque O 18e étage | |
| Montréal | ( Québec ) |
| H2Z 1Z3 | |

| Client/Client | |
|---|---|
| SNC - Lavalin Environnement Inc. | |
| 620 Boul René Lévesque 4e étage | |
| Montréal | ( Québec ) |
| H3B 1N7 | |
| Fax/Fax | |
| Courriel/E-mail | luc.massicotte@snclavalin.com |

| Certificat/Certificate | 457579 |
|---|---|
| Émission originale/First date issued(ms-jr-an) | 02-24-2009 |
| Émis le/Date issued | 02-25-2009 |

## Rapport Final / Final report

| No. Lab/Lab no. | Planté le | Reçu/Date received | Bon Client/Bill no. |
|---|---|---|---|
| 1791991 | | 02-10-2009 | projet 020266 |
| Description / Sample ID | Catégorie sol #1 ARGILE RUISSEAU 1 | | |
| Expédié / Sent | | | |

| Paramètre(méthode) / Parameter(method) | Sol de champ séché | | |
|---|---|---|---|
| P (Mehlich III) | 40Kg/ha | | NA |
| pH eau (1:1)*** | 6.2 | | NA |
| pH tampon/Buffer pH*** | 6.2 | | NA |
| Indice en chaux / Lime requirem. | 62 | | NA |
| P(Mehlich III )convert.* *** | 36Kg/ha | | NA |
| Al (Mehlich III)*** | 877ppm | | NA |

| No. Lab/Lab no. | Planté le | Reçu/Date received | Bon Client/Bill no. |
|---|---|---|---|
| 1791992 | | 02-10-2009 | projet 020266 |
| Description / Sample ID | Catégorie sol #2 ARGILE RUISSEAU 1 | | |
| Expédié / Sent | | | |

| Paramètre(méthode) / Parameter(method) | Sol de champ séché | | |
|---|---|---|---|
| P (Mehlich III) | 63Kg/ha | | NA |
| pH eau (1:1)*** | 6.4 | | NA |
| pH tampon/Buffer pH*** | 6.3 | | NA |
| Indice en chaux / Lime requirem. | 63 | | NA |
| P(Mehlich III )convert.* *** | 58Kg/ha | | NA |
| Al (Mehlich III)*** | 900ppm | | NA |

| Commentaires / Note | Demandeur/Requested by | Copie conforme / Certified copy |
|---|---|---|
| Ratio pH eau (1:2) | Burckhardt Guillermo | Maurice Richard (richard.maurice@snclavalin. |

| Commentaires / Note | Demandeur/Requested by | Copie conforme / Certified copy |
|---|---|---|
| Ratio pH eau (1:2) | Burckhardt Guillermo | Maurice Richard (richard.maurice@snclavalin. |

**Conversion en équivalent colorimétrie (réf:L.E.Parent-Université Laval) **Effectué en sous-traitance. ***CERTIFIÉ / CERTIFIED ISO 17025. Histogramme adapté de: Guide de*

53-54

Sébastien Larouche, chimiste (2001-040)

Légende / Legend: NA = non-applicable / not applicable, Min = limite minimum seulement / minimum limit only, Max = limite maximum seulement / maximum limit only

Résultats applicables qu'aux échantillons soumis à l'analyse. Registre des méthodes de référence (10-29-2007) disponible sur demande. Ce certificat ne peut être reproduit, sinon en entier, sans l'autorisation écrite du laboratoire. Ce document contient des informations confidentielles, si vous n'êtes pas le destinataire visé ou son mandataire chargé de lui transmettre, vous êtes par la présente avisé qu'il est expressément interdit d'en dévoiler la teneur, de le copier, de le distribuer ou de prendre quelque mesure fondée sur l'information qui y

CONFIDENTIEL/CONFIDENTIAL

Results applies only to samples submitted to analysis. Reference methods (10-29-2007) available upon request. This certificate can not be reproduce, entirely or in part, without the laboratory written authorization.The information contained in this document is confidential and intended only for individual or entity to whom it is addressed. You are by the present advise that it is expressly forbidden to disclose copy or undertake any action concerning any information included

# Certificat d'analyse/Certificate of analysis

602 Place Trans-Canada, Longueuil (Québec) J4G 1P1 Tél.: (450) 674-5046, Télécopieur: (450) 674-5277

| Entreprise/Company | 293464 |
|---|---|
| SNC-Lavalin Environnement Inc. | |
| 455 boul René Lévesque O 18e étage | |
| Montréal | ( Québec ) |
| H2Z 1Z3 | |

| Client/Client | |
|---|---|
| SNC - Lavalin Environnement Inc. | |
| 620 Boul René Lévesque 4e étage | |
| Montréal | ( Québec ) |
| H3B 1N7 | |

| Certificat/Certificate | 457579 |
|---|---|
| Émission originale/First date issued(ms-jr-an) | 02-24-2009 |
| Émis le/Date issued | 02-25-2009 |

## Rapport Final / Final report

| Fax/Fax | |
|---|---|
| Courriel/E-mail | luc.massicotte@snclavalin.com |

| No. Lab/Lab no. | Planté le | Reçu/Date received | Bon Client/Bill no. |
|---|---|---|---|
| 1791993 | | 02-10-2009 | projet 020266 |
| Description / Sample ID | Catégorie sol #3 ARGILE POISSEAU 1 | | |
| Expédié / Sent | | | |

| Paramètre(méthode) / Parameter(method) | Sol de champ séché | | |
|---|---|---|---|
| P (Mehlich III) | < 10Kg/ha | | NA |
| pH eau (1:1)*** | 3.5 | | NA |
| pH tampon/Buffer pH*** (estimé) | < 4.0 | | NA |
| Indice en chaux / Lime requirem. | < 40 | | NA |
| P(Mehlich III )convert.* *** | < 9Kg/ha | | NA |
| Al (Mehlich III)*** | 2670ppm | | NA |

| Commentaires / Note |
|---|
| |

| Demandeur/Requested by | Copie conforme / Certified copy |
|---|---|
| Burckhardt Guillermo | Maurice Richard (richard.maurice@snclavalin. |

**Conversion en équivalent colorimétrie (réf:L.E.Parent-Université Laval) **Effectué en sous-traitance. ***CERTIFIÉ / CERTIFIED ISO 17025. Histogramme adapté de: Guide de*

53-54

Sébastien Larouche, chimiste (2001-040)

Légende / Legend: NA = non-applicable / not applicable, Min = limite minimum seulement / minimum limit only, Max = limite maximum seulement / maximum limit only

Résultats applicables qu'aux échantillons soumis à l'analyse. Registre des méthodes de référence (10-29-2007) disponible sur demande. Ce certificat ne peut être reproduit, sinon en entier, sans l'autorisation écrite du laboratoire. Ce document contient des informations confidentielles, si vous n'êtes pas le destinataire visé ou son mandataire chargé de lui transmettre, vous êtes par la présente avisé qu'il est expressément interdit d'en dévoiler la teneur, de le copier, de le distribuer ou de prendre quelque mesure fondée sur l'information qui y

CONFIDENTIEL/CONFIDENTIAL

Results applies only to samples submitted to analysis. Reference methods (10-29-2007) available upon request. This certificate can not be reproduce, entirely or in part, without the laboratory written authorization.The information contained in this document is confidential and intended only for individual or entity to whom it is addressed. You are by the present advise that it is expressly forbidden to disclose copy or undertake any action concerning any information included

# Certificat d'analyse/Certificate of analysis

602 Place Trans-Canada, Longueuil (Québec) J4G 1P1 Tél.: (450) 674-5046, Télécopieur: (450) 674-5277

| Entreprise/Company | 293464 |
|---|---|
| SNC-Lavalin Environnement Inc. | |
| 455 boul René Lévesque O 18e étage | |
| Montréal | ( Québec ) |
| H2Z 1Z3 | |

| Client/Client | |
|---|---|
| SNC - Lavalin Environnement Inc. | |
| 620 Boul René Lévesque 4e étage | |
| Montréal | ( Québec ) |
| H3B 1N7 | |

| Certificat/Certificate | 457214 |
|---|---|
| Émission originale/First date issued(ms-jr-an) | 02-18-2009 |
| Émis le/Date issued | 02-18-2009 |

## Rapport Final / Final report

| Fax/Fax | |
|---|---|
| Courriel/E-mail | luc.massicotte@snclavalin.com |

| No. Lab/Lab no. | Planté le | Reçu/Date received | Bon Client/Bill no. |
|---|---|---|---|
| 1791994 | | 02-10-2009 | projet 020266 |
| Description / Sample ID | Catégorie sol #4 ARGILE RUISSEAU 1 | | |
| Expédié / Sent | | | |

| Paramètre(méthode) / Parameter(method) | Sol de champ séché | | |
|---|---|---|---|
| P (Mehlich III) | < 10Kg/ha | | NA |
| pH eau (1:1)*** | 4.9 | | NA |
| pH tampon/Buffer pH*** | 5.4 | | NA |
| Indice en chaux / Lime requirem. | 54 | | NA |
| P(Mehlich III )convert.* *** | < 9Kg/ha | | NA |
| Al (Mehlich III)*** | 1350ppm | | NA |

| No. Lab/Lab no. | Planté le | Reçu/Date received | Bon Client/Bill no. |
|---|---|---|---|
| 1791995 | | 02-10-2009 | projet 020266 |
| Description / Sample ID | Catégorie sol #5 ARGILE RUISSEAU 1 | | |
| Expédié / Sent | | | |

| Paramètre(méthode) / Parameter(method) | Sol de champ séché | | |
|---|---|---|---|
| P (Mehlich III) | < 10Kg/ha | | NA |
| pH eau (1:1)*** | 4.9 | | NA |
| pH tampon/Buffer pH*** | 5.6 | | NA |
| Indice en chaux / Lime requirem. | 56 | | NA |
| P(Mehlich III )convert.* *** | < 9Kg/ha | | NA |
| Al (Mehlich III)*** | 1260ppm | | NA |

| Commentaires / Note | |
|---|---|
| Demandeur/Requested by | Copie conforme / Certified copy |
| Burckhardt Guillermo | Maurice Richard (richard.maurice@snclavalin. |

| Commentaires / Note | |
|---|---|
| Demandeur/Requested by | Copie conforme / Certified copy |
| Burckhardt Guillermo | Maurice Richard (richard.maurice@snclavalin. |

**Conversion en équivalent colorimétrie (réf:L.E.Parent-Université Laval) **Effectué en sous-traitance. ***CERTIFIÉ / CERTIFIED ISO 17025. Histogramme adapté de: Guide de*

53-54

Sébastien Larouche, chimiste (2001-040)

Légende / Legend: NA = non-applicable / not applicable, Min = limite minimum seulement / minimum limit only, Max = limite maximum seulement / maximum limit only

Résultats applicables qu'aux échantillons soumis à l'analyse. Registre des méthodes de référence (10-29-2007) disponible sur demande. Ce certificat ne peut être reproduit, sinon en entier, sans l'autorisation écrite du laboratoire. Ce document contient des informations confidentielles, si vous n'êtes pas le destinataire visé ou son mandataire chargé de lui transmettre, vous êtes par la présente avisé qu'il est expressément interdit d'en dévoiler la teneur, de le copier, de le distribuer ou de prendre quelque mesure fondée sur l'information qui y

**CONFIDENTIEL/CONFIDENTIAL**

Results applies only to samples submitted to analysis. Reference methods (10-29-2007) available upon request. This certificate can not be reproduce, entirely or in part, without the laboratory written authorization.The information contained in this document is confidential and intended only for individual or entity to whom it is addressed. You are by the present advise that it is expressly forbidden to disclose copy or undertake any action concerning any information included

# ANNEXE E4
# ESSAIS GÉOTECHNIQUES SUR SOLS ET BÉTON

Qualitas

GROUPE QUALITAS INC.
2740, chemin Sullivan
Val-d'Or, secteur Sullivan (Québec)
Canada J0Y 2N0
www.qualitas.qc.ca

Tél. : 819-824-6894
Téléc. : 819-824-3762

Val d'Or, le 4 novembre 2008

Monsieur Richard Maurice
**SNC-Lavalin – Division Mines et Métallurgie**
455, boul. René-Lévesque ouest
Montréal (Québec)
H2Z 1Z3

**OBJET : Restauration du parc à résidus miniers Aldermac**
**Rouyn-Noranda**
**Béton de ciment et résultats d'essais sur matériaux granulaires**
**N/Réf. : 1889-03 P**

Monsieur,

Nous vous transmettons, ci-joint, les résultats des essais de résistance en compression sur cylindres de béton pour les séries suivantes :

| | | |
|---|---|---|
| **1889-03 P** | **Séries 1 et 2 (production de blocs de béton)** | **à 7 jours** |

Nous joignons également les résultats d'essais effectués sur les 7 échantillons de sols qui nous ont été remis par votre représentant au chantier. Les échantillons concernent des matériaux morainiques (3 échantillons), une pierre nette (2 échantillons) pour laquelle nous avons appliqué les exigences d'un granulat de calibre BC 5-20, ainsi qu'un sable tamisé (2 échantillons) pour lequel nous avons appliqué les exigences d'un matériau d'enrobement CG-14.

Nous espérons le tout à votre satisfaction et vous prions d'agréer, Monsieur Maurice, l'expression de nos sentiments les meilleurs.

53-54

**Daniel Cockburn, ing. M. Sc.**
Directeur principal
DC/lt

p.j.

c.c. - Guillermo Burckhardt, ing. Géotechnique (SNC.Lavalin, chantier Aldermac).

Qualitas

2740, Chemin Sullivan
Val d'Or, secteur Sullivan (Qc) J0Y 2N0
Tél : (819) 824-6894
Fax : (819) 824-3762

# BÉTON DE CIMENT
## ESSAIS DE RÉSISTANCE À LA COMPRESSION - CSA A23.2-9C

**Soumis à** : M. Richard Maurice
SNC-Lavalin - Division Mines et Métallurgie
455, boulevard René Lévesque ouest
Montréal, Québec, H2Z 1Z3

**Dossier N°** : 1889-03 P
**Date** : 2008-11-04

**Entrepreneur** : -
**Projet** : SNC Lavalin - Restauration du parc à résidus Aldermac

**Localisation** : Rouyn-Noranda

**Fournisseur de béton** : Béton Fortin, Rouyn-Noranda Rouyn-Noranda **Date du prélèvement** : 2008-10-24
**Partie bétonnée** : Bloc
**Localisation du prélèvement** : Entre 4 et 5 bloc **Formule de mélange** : BE-35-20-88

### SPÉCIFICATIONS DU BÉTON

| | | |
|---|---|---|
| **Résistance (MPa)** | : | 35 |
| **Type(s) de ciment** | : | Type-50 HS |
| **Granulat max. (mm)** | : | 20 |
| **Affaissement (mm)** | : | 50 à 110 |
| **Air entraîné (%)** | : | 4,0 à 7,0 |
| **Temp. du béton (°C)** | : | 10 à 30 |
| **Adjuvant(s)** | : | - |

### CARACTÉRISTIQUES DU BÉTON LIVRÉ

| | | | |
|---|---|---|---|
| **N° de billet** | : - | **N° du camion** | : 52 |
| **Volume dans camion (m³)** | : 7,0 | | |
| **Heure de chargement** | : 10:45 | **de prélèvement** | : 11:20 |
| **Temp. (°C) abri** | : - | **extérieur** | : - |
| **Affaissement (mm)** | : 120 | **reprise** | : - |
| **Affaissement après l'ajout d'un superplastifiant (mm)** | | | : - |
| **Air entraîné (%)** | : 6,4 | **reprise** | : - |
| **Temp. béton (°C)** | : 18,5 | **reprise** | : - |
| **Masse volumique (kg/m³)** | : - | | |
| **Qté d'eau ajoutée (l)** | : - | | |
| **Ajout d'adjuvant(s)** | : - | **qté** | : - |

**Technicien** : Russell Wilczynski

**Type de moules** : Plastique 100 x 200 mm Fact. 1,00
**Temp. 1er 24 h (°C)** : 22,5 **min.** 23 **max.**
**Entreposage** : Labo Fortin
**Transporteur** : Russell Wilczynski

| | | Date | Heure |
|---|---|---|---|
| **Départ du chantier** | : | 2008-10-27 | 11:30 |
| **Arrivée au laboratoire** | : | 2008-10-27 | 14:30 |

**Échantillonné selon la norme CSA A23.2**

### RÉSISTANCE À LA COMPRESSION

| Éprouvette numéro | Diamètre moyen (mm) | Masse volumique (kg/m³) | Date de l'essai | Âge (heures ou jours) | Résistance à la compression (MPa) | Témoin |
|---|---|---|---|---|---|---|
| 08-B-01 | 101,9 | - | 2008-10-31 | 7 jours | 22,3 | ☐ |
| 08-B-01 | | | 2008-11-21 | 28 jours | | ☐ |
| 08-B-01 | | | 2008-12-19 | 56 jours | | ☐ |
| 08-B-01 | | | 2008-12-19 | 56 jours | | ☐ |

**REMARQUES** :

c.c. M. Guillermo Burckhardt , Ing. Géotechnique SNC - Lavalin - chantier Aldermac (1)

**Chargé de projet** : 53-54
Daniel Cockburn, Ing., M.Sc.


- Le rapport d'essai ne doit pas être reproduit, sinon en entier, sans l'autorisation écrite de Groupe Qualitas Inc.

Qualitas

2740, Chemin Sullivan
Val d'Or, secteur Sullivan (Qc) J0Y 2N0
Tél : (819) 824-6894
Fax : (819) 824-3762

# BÉTON DE CIMENT
## ESSAIS DE RÉSISTANCE À LA COMPRESSION - CSA A23.2-9C

**Soumis à** : M. Richard Maurice
SNC-Lavalin - Division Mines et Métallurgie
455, boulevard René Lévesque ouest
Montréal, Québec, H2Z 1Z3

**Dossier N°** : 1889-03 P
**Date** : 2008-11-04

**Entrepreneur** : -
**Projet** : SNC Lavalin - Restauration du parc à résidus Aldermac

**Localisation** : Rouyn-Noranda

**Fournisseur de béton** : Béton Fortin, Rouyn-Noranda Rouyn-Noranda
**Date du prélèvement** : 2008-10-27
**Partie bétonnée** : Bloc
**Localisation du prélèvement** : Bloc 2e - 3e
**Formule de mélange** : BE-35-20-88

### SPÉCIFICATIONS DU BÉTON

| | | |
|---|---|---|
| **Résistance (MPa)** | : | 35 |
| **Type(s) de ciment** | : | Type-50 HS |
| **Granulat max. (mm)** | : | 20 |
| **Affaissement (mm)** | : | 50 à 110 |
| **Air entraîné (%)** | : | 4,0 à 7,0 |
| **Temp. du béton (°C)** | : | 10 à 30 |
| **Adjuvant(s)** | : | - |

### CARACTÉRISTIQUES DU BÉTON LIVRÉ

| | | | |
|---|---|---|---|
| **N° de billet** | : - | **N° du camion** | : 52 |
| **Volume dans camion (m³)** | : 7,0 | | |
| **Heure de chargement** | : 10:20 | **de prélèvement** | : 10:25 |
| **Temp. (°C) abri** | : - | **extérieur** | : 23 |
| **Affaissement (mm)** | : - | **reprise** | : - |
| **Affaissement après l'ajout d'un superplastifiant (mm)** | | | : 145 |
| **Air entraîné (%)** | : 4,6 | **reprise** | : - |
| **Temp. béton (°C)** | : 22,5 | **reprise** | : - |
| **Masse volumique (kg/m³)** | : - | | |
| **Qté d'eau ajoutée (l)** | : - | | |
| **Ajout d'adjuvant(s)** | : Superplastifiant | **qté** | : 7,0 l |

**Technicien** : Russell Wilczynski

**Type de moules** : Plastique 100 x 200 mm Fact. 1,00
**Temp. 1er 24 h (°C)** : 22 min. 23 max.
**Entreposage** : Bain de cure pour cylindres
**Transporteur** : Étienne Dostie

| | Date | Heure |
|---|---|---|
| **Départ du chantier** | : 2008-10-31 | 14:30 |
| **Arrivée au laboratoire** | : 2008-10-31 | 15:30 |

**Échantillonné selon la norme CSA A23.2**

### RÉSISTANCE À LA COMPRESSION

| Éprouvette numéro | Diamètre moyen (mm) | Masse volumique (kg/m³) | Date de l'essai | Âge (heures ou jours) | Résistance à la compression (MPa) | Témoin |
|---|---|---|---|---|---|---|
| 08-B-02 | 102,1 | - | 2008-11-03 | 7 jours | **28,5** | ☐ |
| 08-B-02 | | | 2008-11-24 | 28 jours | | ☐ |
| 08-B-02 | | | 2008-12-22 | 56 jours | | ☐ |
| 08-B-02 | | | 2008-12-22 | 56 jours | | ☐ |

**REMARQUES** :

c.c. M. Guillermo Burckhardt , Ing. Géotechnique SNC - Lavalin - chantier Aldermac (1)

**Chargé de projet** : 53-54
Daniel Cockburn, Ing., M.Sc.


- Le rapport d'essai ne doit pas être reproduit, sinon en entier, sans l'autorisation écrite de Groupe Qualitas Inc.

Qualitas

2740, Chemin Sullivan
Val d'Or, secteur Sullivan (Qc) J0Y 2N0
Tél : (819) 824-6894
Fax : (819) 824-3762

# SOLS ET GRANULATS
# SOMMAIRE DES ESSAIS

**Soumis à** : M. Richard Maurice
SNC-Lavalin - Division Mines et Métallurgie
455, boulevard René Lévesque ouest
Montréal, Québec, H2Z 1Z3

**Dossier N°** : 1889-03 P
**Date** : 2008-10-30

**Entrepreneur** : -
**Projet** : SNC Lavalin - Restauration du parc à résidus Aldermac

**Localisation** : Rouyn-Noranda

## RENSEIGNEMENTS GÉNÉRAUX

**Numéro échantillon** : 08-SG-3243
**Type de matériau** : Moraine (Till)
**Calibre du matériau** : 0-80 mm
**Usage proposé** : Remblai
**Lieu de prélèvement** : TPC - 1
**Date de prélèvement** : 2008-10-22

**Prélevé par** : Russell Wilczynski
**Source** : Site minier Aldermac.
**Date de l'essai** : 2008-10-29
**Date de réception** : 2008-10-24

## GRANULOMÉTRIE (LC 21-040)

| Tamis | % Passant | Exigences min. | Exigences max. |
|---|---|---|---|
| 112 mm | 100 | | |
| 80 mm | 100 | 100 | |
| 56 mm | 100 | | |
| 40 mm | 100 | | |
| 31,5 mm | 100 | | |
| 20 mm | 100 | | |
| 14 mm | 100 | | |
| 10 mm | 100 | | |
| 5 mm | 99 | | |
| 2,5 mm | 97 | | |
| 1,25 mm | 94 | | |
| 630 µm | 89 | | |
| 315 µm | 82 | | |
| 160 µm | 72 | | |
| 080 µm | 61,0 | 20,0 | |

**MODULE DE FINESSE** : -

| ESSAIS DIVERS | | Résultats | Exigences min. | Exigences max. |
|---|---|---|---|---|
| Micro-Deval % | (LC 21-070) | - | | |
| Micro-Deval (fin) % | (LC 21-101) | - | | |
| Los Angeles % | (LC 21-400) | - | | |
| MD + LA % | (NQ 2560-114) | - | | |
| Densité brute >5mm | (LC 21-067) | - | | |
| Densité SSS >5mm | (LC 21-067) | - | | |
| Densité app. >5mm | (LC 21-067) | - | | |
| Absorption >5mm % | (LC 21-067) | - | | |
| Densité brute <5mm | (LC 21-065) | - | | |
| Densité SSS <5mm | (LC 21-065) | - | | |
| Densité app. <5mm | (LC 21-065) | - | | |
| Absorption <5mm % | (LC 21-065) | - | | |
| Teneur en eau % | (LC 21-201) | 14,6 | | |

**PROCTOR** **Méthode : -**
**Masse volumique sèche maximale :** - kg/m³
**Humidité optimale :** - %

**REMARQUE** : * Un astérisque accompagne tout résultat individuel non conforme lorsque les exigences sont spécifiées.
Échantillon prélevé par le client.

c.c. M. Guillermo Burckhardt , Ing. Géotechnique SNC - Lavalin - chantier Aldermac (1)

**Approuvé par** : 53-54
Daniel Cockburn, Ing., M.Sc.

**Chargé de projet** : 53-54
Daniel Cockburn, Ing., M.Sc.


- Le rapport d'essai ne doit pas être reproduit, sinon en entier, sans l'autorisation écrite de Groupe Qualitas Inc.
Ces résultats ne se rapportent qu'aux échantillons soumis pour analyses

Qualitas

2740, Chemin Sullivan
Val d'Or, secteur Sullivan (Qc) J0Y 2N0
Tél : (819) 824-6894
Fax : (819) 824-3762

# SOLS ET GRANULATS
# SOMMAIRE DES ESSAIS

**Soumis à** : M. Richard Maurice
SNC-Lavalin - Division Mines et Métallurgie
455, boulevard René Lévesque ouest
Montréal, Québec, H2Z 1Z3

**Dossier N°** : 1889-03 P
**Date** : 2008-10-30

**Entrepreneur** : -
**Projet** : SNC Lavalin - Restauration du parc à résidus Aldermac

**Localisation** : Rouyn-Noranda

## RENSEIGNEMENTS GÉNÉRAUX

**Numéro échantillon** : 08-SG-3244
**Type de matériau** : Moraine (Till)
**Calibre du matériau** : 80-0 mm
**Usage proposé** : Remblai
**Lieu de prélèvement** : TPC - 2
**Date de prélèvement** : 2008-10-22

**Prélevé par** : - -
**Source** : Site minier Aldermac.
**Date de l'essai** : 2008-10-29
**Date de réception** : 2008-10-22

## GRANULOMÉTRIE (LC 21-040)

| Tamis | % Passant | Exigences min. | Exigences max. |
|---|---|---|---|
| 112 mm | 100 | | |
| 80 mm | 100 | 100 | |
| 56 mm | 100 | | |
| 40 mm | 100 | | |
| 31,5 mm | 100 | | |
| 20 mm | 95 | | |
| 14 mm | 93 | | |
| 10 mm | 92 | | |
| 5 mm | 86 | | |
| 2,5 mm | 82 | | |
| 1,25 mm | 76 | | |
| 630 µm | 68 | | |
| 315 µm | 58 | | |
| 160 µm | 48 | | |
| 080 µm | 39,9 | 20,0 | |

**MODULE DE FINESSE** : -

| ESSAIS DIVERS | | Résultats | Exigences min. | Exigences max. |
|---|---|---|---|---|
| Micro-Deval % | (LC 21-070) | - | | |
| Micro-Deval (fin) % | (LC 21-101) | - | | |
| Los Angeles % | (LC 21-400) | - | | |
| MD + LA % | (NQ 2560-114) | - | | |
| Densité brute >5mm | (LC 21-067) | - | | |
| Densité SSS >5mm | (LC 21-067) | - | | |
| Densité app. >5mm | (LC 21-067) | - | | |
| Absorption >5mm % | (LC 21-067) | - | | |
| Densité brute <5mm | (LC 21-065) | - | | |
| Densité SSS <5mm | (LC 21-065) | - | | |
| Densité app. <5mm | (LC 21-065) | - | | |
| Absorption <5mm % | (LC 21-065) | - | | |
| Teneur en eau % | (LC 21-201) | 22,9 | | |

**PROCTOR** **Méthode : -**
**Masse volumique sèche maximale :** - **kg/m³**
**Humidité optimale :** - **%**

**REMARQUE** : * Un astérisque accompagne tout résultat individuel non conforme lorsque les exigences sont spécifiées.
Échantillon prélevé et transmis à notre laboratoire par le client.

c.c. M. Guillermo Burckhardt , Ing. Géotechnique SNC - Lavalin - chantier Aldermac (1)

**Approuvé par** : 53-54
Daniel Cockburn, Ing., M.Sc.

**Chargé de projet** : 53-54
Daniel Cockburn, Ing., M.Sc.


- Le rapport d'essai ne doit pas être reproduit, sinon en entier, sans l'autorisation écrite de Groupe Qualitas Inc.
Ces résultats ne se rapportent qu'aux échantillons soumis pour analyses

Qualitas

2740, Chemin Sullivan
Val d'Or, secteur Sullivan (Qc) J0Y 2N0
Tél : (819) 824-6894
Fax : (819) 824-3762

# SOLS ET GRANULATS
# SOMMAIRE DES ESSAIS

**Soumis à** : M. Richard Maurice
SNC-Lavalin - Division Mines et Métallurgie
455, boulevard René Lévesque ouest
Montréal, Québec, H2Z 1Z3

**Dossier N°** : 1889-03 P
**Date** : 2008-10-30

**Entrepreneur** : -
**Projet** : SNC Lavalin - Restauration du parc à résidus Aldermac

**Localisation** : Rouyn-Noranda

## RENSEIGNEMENTS GÉNÉRAUX

| | | | |
|---|---|---|---|
| **Numéro échantillon** | : 08-SG-3245 | **Prélevé par** | : - - |
| **Type de matériau** | : Moraine (Till) | **Source** | : Site minier Aldermac. |
| **Calibre du matériau** | : 80-0 mm | **Date de l'essai** | : 2008-10-29 |
| **Usage proposé** | : Remblai | | |
| **Lieu de prélèvement** | : TPC - 3 | | |
| **Date de prélèvement** | : 2008-10-22 | **Date de réception** | : 2008-10-22 |

## GRANULOMÉTRIE (LC 21-040)

| Tamis | % Passant | Exigences min. | Exigences max. |
|---|---|---|---|
| 112 mm | 100 | | |
| 80 mm | 100 | 100 | |
| 56 mm | 100 | | |
| 40 mm | 100 | | |
| 31,5 mm | 100 | | |
| 20 mm | 100 | | |
| 14 mm | 87 | | |
| 10 mm | 87 | | |
| 5 mm | 86 | | |
| 2,5 mm | 85 | | |
| 1,25 mm | 84 | | |
| 630 µm | 84 | | |
| 315 µm | 83 | | |
| 160 µm | 82 | | |
| 080 µm | 81,2 | 20,0 | |

**MODULE DE FINESSE** : -

| ESSAIS DIVERS | | Résultats | Exigences min. | Exigences max. |
|---|---|---|---|---|
| **Micro-Deval %** | **(LC 21-070)** | - | | |
| **Micro-Deval (fin) %** | **(LC 21-101)** | - | | |
| **Los Angeles %** | **(LC 21-400)** | - | | |
| **MD + LA %** | **(NQ 2560-114)** | - | | |
| **Densité brute >5mm** | **(LC 21-067)** | - | | |
| **Densité SSS >5mm** | **(LC 21-067)** | - | | |
| **Densité app. >5mm** | **(LC 21-067)** | - | | |
| **Absorption >5mm %** | **(LC 21-067)** | - | | |
| **Densité brute <5mm** | **(LC 21-065)** | - | | |
| **Densité SSS <5mm** | **(LC 21-065)** | - | | |
| **Densité app. <5mm** | **(LC 21-065)** | - | | |
| **Absorption <5mm %** | **(LC 21-065)** | - | | |
| **Teneur en eau %** | **(LC 21-201)** | 30,6 | | |

**PROCTOR** **Méthode : -**
**Masse volumique sèche maximale :** - **kg/m³**
**Humidité optimale :** - **%**

**REMARQUE** : * Un astérisque accompagne tout résultat individuel non conforme lorsque les exigences sont spécifiées.
Échantillon prélevé et transmis à notre laboratoire par le client.

c.c. M. Guillermo Burckhardt , Ing. Géotechnique SNC - Lavalin - chantier Aldermac (1)

**Approuvé par** : 53-54
Daniel Cockburn, Ing., M.Sc.

**Chargé de projet** : 53-54
Daniel Cockburn, Ing., M.Sc.


- Le rapport d'essai ne doit pas être reproduit, sinon en entier, sans l'autorisation écrite de Groupe Qualitas Inc.
Ces résultats ne se rapportent qu'aux échantillons soumis pour analyses

Qualitas

2740, Chemin Sullivan
Val d'Or, secteur Sullivan (Qc) J0Y 2N0
Tél : (819) 824-6894
Fax : (819) 824-3762

# SOLS ET GRANULATS
# SOMMAIRE DES ESSAIS

**Soumis à** : M. Richard Maurice
SNC-Lavalin - Division Mines et Métallurgie
455, boulevard René Lévesque ouest
Montréal, Québec, H2Z 1Z3

**Dossier N°** : 1889-03 P
**Date** : 2008-10-30

**Entrepreneur** : -
**Projet** : SNC Lavalin - Restauration du parc à résidus Aldermac

**Localisation** : Rouyn-Noranda

## RENSEIGNEMENTS GÉNÉRAUX

**Numéro échantillon** : 08-SG-3246
**Type de matériau** : Pierre nette
**Calibre du matériau** : BC 5-20
**Usage proposé** : Pente de la cellule.
**Lieu de prélèvement** : Échantillon # 2
**Date de prélèvement** : 2008-10-23

**Prélevé par** : - -
**Source** : Site minier Aldermac.
**Date de l'essai** : 2008-10-28
**Date de réception** : 2008-10-23

## GRANULOMÉTRIE (LC 21-040)

| Tamis | % Passant | Exigences min. | Exigences max. |
|---|---|---|---|
| 28 mm | 100 | 100 | |
| 20 mm | 98 | 85 | 100 |
| 14 mm | 41 * | 50 | 90 |
| 10 mm | 8 * | 25 | 60 |
| 5 mm | 4 | 0 | 10 |
| 2,5 mm | 4 | 0 | 5 |
| 1,25 mm | 4 | | |
| 630 µm | 3 | | |
| 315 µm | 2 | | |
| 160 µm | 2 | | |
| 080 µm | 1,5 | 0,0 | 2,0 |

**MODULE DE FINESSE** : -

| ESSAIS DIVERS | | Résultats | Exigences min. | Exigences max. |
|---|---|---|---|---|
| Micro-Deval % | (LC 21-070) | - | | |
| Micro-Deval (fin) % | (LC 21-101) | - | | |
| Los Angeles % | (LC 21-400) | - | | |
| MD + LA % | (NQ 2560-114) | - | | |
| Densité brute >5mm | (LC 21-067) | - | | |
| Densité SSS >5mm | (LC 21-067) | - | | |
| Densité app. >5mm | (LC 21-067) | - | | |
| Absorption >5mm % | (LC 21-067) | - | | |
| Densité brute <5mm | (LC 21-065) | - | | |
| Densité SSS <5mm | (LC 21-065) | - | | |
| Densité app. <5mm | (LC 21-065) | - | | |
| Absorption <5mm % | (LC 21-065) | - | | |
| Teneur en eau % | (LC 21-201) | - | | |

**PROCTOR** **Méthode** : -
**Masse volumique sèche maximale** : - kg/m³
**Humidité optimale** : - %

**REMARQUE** : * Un astérisque accompagne tout résultat individuel non conforme lorsque les exigences sont spécifiées.
Échantillon prélevé et transmis à notre laboratoire par le client.

c.c. M. Guillermo Burckhardt , Ing. Géotechnique SNC - Lavalin - chantier Aldermac (1)

**Approuvé par** : 53-54
Daniel Cockburn, Ing., M.Sc.

**Chargé de projet** : 53-54
Daniel Cockburn, Ing., M.Sc.


- Le rapport d'essai ne doit pas être reproduit, sinon en entier, sans l'autorisation écrite de Groupe Qualitas Inc.
Ces résultats ne se rapportent qu'aux échantillons soumis pour analyses

Qualitas

2740, Chemin Sullivan
Val d'Or, secteur Sullivan (Qc) J0Y 2N0
Tél : (819) 824-6894
Fax : (819) 824-3762

# SOLS ET GRANULATS
# SOMMAIRE DES ESSAIS

**Soumis à** : M. Richard Maurice
SNC-Lavalin - Division Mines et Métallurgie
455, boulevard René Lévesque ouest
Montréal, Québec, H2Z 1Z3

**Dossier N°** : 1889-03 P
**Date** : 2008-10-30

**Entrepreneur** : -
**Projet** : SNC Lavalin - Restauration du parc à résidus Aldermac

**Localisation** : Rouyn-Noranda

## RENSEIGNEMENTS GÉNÉRAUX

**Numéro échantillon** : 08-SG-3247
**Type de matériau** : Pierre nette
**Calibre du matériau** : BC 5-20
**Usage proposé** : Pente de la cellule.
**Lieu de prélèvement** : Échantillon # 2.
**Date de prélèvement** : 2008-10-23

**Prélevé par** : - -
**Source** : Site minier Aldermac.
**Date de l'essai** : 2008-10-28
**Date de réception** : 2008-10-23

## GRANULOMÉTRIE (LC 21-040)

| Tamis | % Passant | Exigences min. | Exigences max. |
|---|---|---|---|
| 28 mm | 100 | 100 | |
| 20 mm | 99 | 85 | 100 |
| 14 mm | 49 * | 50 | 90 |
| 10 mm | 9 * | 25 | 60 |
| 5 mm | 4 | 0 | 10 |
| 2,5 mm | 4 | 0 | 5 |
| 1,25 mm | 4 | | |
| 630 µm | 4 | | |
| 315 µm | 3 | | |
| 160 µm | 2 | | |
| 080 µm | 1,5 | 0,0 | 2,0 |

**MODULE DE FINESSE** : -

| ESSAIS DIVERS | | Résultats | Exigences min. | Exigences max. |
|---|---|---|---|---|
| Micro-Deval % | (LC 21-070) | - | | |
| Micro-Deval (fin) % | (LC 21-101) | - | | |
| Los Angeles % | (LC 21-400) | - | | |
| MD + LA % | (NQ 2560-114) | - | | |
| Densité brute >5mm | (LC 21-067) | - | | |
| Densité SSS >5mm | (LC 21-067) | - | | |
| Densité app. >5mm | (LC 21-067) | - | | |
| Absorption >5mm % | (LC 21-067) | - | | |
| Densité brute <5mm | (LC 21-065) | - | | |
| Densité SSS <5mm | (LC 21-065) | - | | |
| Densité app. <5mm | (LC 21-065) | - | | |
| Absorption <5mm % | (LC 21-065) | - | | |
| Teneur en eau % | (LC 21-201) | - | | |

**PROCTOR** **Méthode** : -
**Masse volumique sèche maximale** : - kg/m³
**Humidité optimale** : - %

**REMARQUE** : * Un astérisque accompagne tout résultat individuel non conforme lorsque les exigences sont spécifiées.
Échantillon prélevé et transmis à notre laboratoire par le client.

c.c. M. Guillermo Burckhardt , Ing. Géotechnique SNC - Lavalin - chantier Aldermac (1)

**Approuvé par** : 53-54
Daniel Cockburn, Ing., M.Sc.

**Chargé de projet** : 53-54
Daniel Cockburn, Ing., M.Sc.


- Le rapport d'essai ne doit pas être reproduit, sinon en entier, sans l'autorisation écrite de Groupe Qualitas Inc.
Ces résultats ne se rapportent qu'aux échantillons soumis pour analyses

Qualitas

2740, Chemin Sullivan
Val d'Or, secteur Sullivan (Qc) J0Y 2N0
Tél : (819) 824-6894
Fax : (819) 824-3762

# SOLS ET GRANULATS
# SOMMAIRE DES ESSAIS

**Soumis à** : M. Richard Maurice
SNC-Lavalin - Division Mines et Métallurgie
455, boulevard René Lévesque ouest
Montréal, Québec, H2Z 1Z3

**Dossier N°** : 1889-03 P
**Date** : 2008-10-30

**Entrepreneur** : -
**Projet** : SNC Lavalin - Restauration du parc à résidus Aldermac

**Localisation** : Rouyn-Noranda

## RENSEIGNEMENTS GÉNÉRAUX

**Numéro échantillon** : 08-SG-3248
**Type de matériau** : Sable tamisé
**Calibre du matériau** : CG 14
**Usage proposé** : Enrobage des membranes
**Lieu de prélèvement** : Échantillon #1.
**Date de prélèvement** : 2008-10-23

**Prélevé par** : - -
**Source** : Site minier Aldermac.
**Date de l'essai** : 2008-10-28
**Date de réception** : 2008-10-23

## GRANULOMÉTRIE (LC 21-040)

| Tamis | % Passant | Exigences min. | Exigences max. |
|---|---|---|---|
| 56 mm | 100 | | |
| 40 mm | 100 | | |
| 31,5 mm | 100 | | |
| 20 mm | 100 | | 100 |
| 14 mm | 99 | | |
| 10 mm | 91 | | |
| 5 mm | 61 | 35 | 100 |
| 2,5 mm | 45 | | |
| 1,25 mm | 28 | | |
| 630 µm | 16 | | |
| 315 µm | 9 | | |
| 160 µm | 6 | | |
| 080 µm | 5,0 | 0,0 | 10,0 |

**MODULE DE FINESSE** : -

| ESSAIS DIVERS | | Résultats | Exigences min. | Exigences max. |
|---|---|---|---|---|
| Micro-Deval % | (LC 21-070) | - | | |
| Micro-Deval (fin) % | (LC 21-101) | - | | |
| Los Angeles % | (LC 21-400) | - | | |
| MD + LA % | (NQ 2560-114) | - | | |
| Densité brute >5mm | (LC 21-067) | - | | |
| Densité SSS >5mm | (LC 21-067) | - | | |
| Densité app. >5mm | (LC 21-067) | - | | |
| Absorption >5mm % | (LC 21-067) | - | | |
| Densité brute <5mm | (LC 21-065) | - | | |
| Densité SSS <5mm | (LC 21-065) | - | | |
| Densité app. <5mm | (LC 21-065) | - | | |
| Absorption <5mm % | (LC 21-065) | - | | |
| Teneur en eau % | (LC 21-201) | - | | |

**PROCTOR** **Méthode** : -
**Masse volumique sèche maximale** : - kg/m³
**Humidité optimale** : - %

**REMARQUE** : * Un astérisque accompagne tout résultat individuel non conforme lorsque les exigences sont spécifiées.
Échantillon prélevé et transmis à notre laboratoire par le client.

c.c. M. Guillermo Burckhardt , Ing. Géotechnique SNC - Lavalin - chantier Aldermac (1)

**Approuvé par** : 53-54
Daniel Cockburn, Ing., M.Sc.

**Chargé de projet** : 53-54
Daniel Cockburn, Ing., M.Sc.


- Le rapport d'essai ne doit pas être reproduit, sinon en entier, sans l'autorisation écrite de Groupe Qualitas Inc.
Ces résultats ne se rapportent qu'aux échantillons soumis pour analyses

Qualitas

2740, Chemin Sullivan
Val d'Or, secteur Sullivan (Qc) J0Y 2N0
Tél : (819) 824-6894
Fax : (819) 824-3762

# SOLS ET GRANULATS
# SOMMAIRE DES ESSAIS

**Soumis à** : M. Richard Maurice
SNC-Lavalin - Division Mines et Métallurgie
455, boulevard René Lévesque ouest
Montréal, Québec, H2Z 1Z3

**Dossier N°** : 1889-03 P
**Date** : 2008-10-30

**Entrepreneur** : -
**Projet** : SNC Lavalin - Restauration du parc à résidus Aldermac

**Localisation** : Rouyn-Noranda

## RENSEIGNEMENTS GÉNÉRAUX

| | | | |
|---|---|---|---|
| **Numéro échantillon** | : 08-SG-3249 | **Prélevé par** | : - - |
| **Type de matériau** | : Sable tamisé | **Source** | : Site minier Aldermac. |
| **Calibre du matériau** | : CG 14 | **Date de l'essai** | : 2008-10-28 |
| **Usage proposé** | : Enrobage des membranes | | |
| **Lieu de prélèvement** | : Échantillon #2 | | |
| **Date de prélèvement** | : 2008-10-23 | **Date de réception** | : 2008-10-23 |

## GRANULOMÉTRIE (LC 21-040)

| Tamis | % Passant | Exigences min. | Exigences max. |
|---|---|---|---|
| 56 mm | 100 | | |
| 40 mm | 100 | | |
| 31,5 mm | 100 | | |
| 20 mm | 100 | | 100 |
| 14 mm | 99 | | |
| 10 mm | 89 | | |
| 5 mm | 54 | 35 | 100 |
| 2,5 mm | 36 | | |
| 1,25 mm | 21 | | |
| 630 µm | 13 | | |
| 315 µm | 9 | | |
| 160 µm | 7 | | |
| 080 µm | 5,5 | 0,0 | 10,0 |

**MODULE DE FINESSE** : -

| ESSAIS DIVERS | | Résultats | Exigences min. | Exigences max. |
|---|---|---|---|---|
| Micro-Deval % | (LC 21-070) | - | | |
| Micro-Deval (fin) % | (LC 21-101) | - | | |
| Los Angeles % | (LC 21-400) | - | | |
| MD + LA % | (NQ 2560-114) | - | | |
| Densité brute >5mm | (LC 21-067) | - | | |
| Densité SSS >5mm | (LC 21-067) | - | | |
| Densité app. >5mm | (LC 21-067) | - | | |
| Absorption >5mm % | (LC 21-067) | - | | |
| Densité brute <5mm | (LC 21-065) | - | | |
| Densité SSS <5mm | (LC 21-065) | - | | |
| Densité app. <5mm | (LC 21-065) | - | | |
| Absorption <5mm % | (LC 21-065) | - | | |
| Teneur en eau % | (LC 21-201) | - | | |

**PROCTOR** **Méthode** : -
**Masse volumique sèche maximale** : - kg/m³
**Humidité optimale** : - %

**REMARQUE** : * Un astérisque accompagne tout résultat individuel non conforme lorsque les exigences sont spécifiées.
Échantillon prélevé et transmis à notre laboratoire par le client.

c.c. M. Guillermo Burckhardt , Ing. Géotechnique SNC - Lavalin - chantier Aldermac (1)

**Approuvé par** : 53-54
Daniel Cockburn, Ing., M.Sc.

**Chargé de projet** : 53-54
Daniel Cockburn, Ing., M.Sc.


- Le rapport d'essai ne doit pas être reproduit, sinon en entier, sans l'autorisation écrite de Groupe Qualitas Inc.
Ces résultats ne se rapportent qu'aux échantillons soumis pour analyses

LVM
TECHNISOL

129, avenue Marcel-Baril
Rouyn-Noranda, J9X 7B9
Téléphone: (819) 762-5119

# Résistance à la compression
## Béton de ciment
## (CSA-A23.2-9C)

**Client** : **SNC LAVALIN** | **Dossier** : **P027393-0500**
**Projet** : **SNC LAVALIN - Restauration du site minier Aldermac, Arntfield; Restauration du site minier Aldermac, Arntfield** | **Réf. client** :
**Endroit** : **Arntfield** | **Rapport n°** : **1-1** **Rév. 09-09-04**
**Page 1 de 1**

### Renseignements généraux

Entrepreneur :
Sous-traitant :
Fournisseur : Béton Fortin inc.
Usine : Rouyn-Noranda Mélange :

### Spécification n° 1

Affaissement : 80 ± 30 mm
Calibre pierre : 20 mm
% d'air entraîné :
Résistance : 35 MPa @ 56 jours

| N° | Date d'échantillonnage | Endroit du prélèvement | Essais sur béton plastique | | | | Essais sur béton durci | | | | | Remarques |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | Air (%) | Aff. (mm) | T° (°C) | Quantité ($m^3$) | Date de l'essai | Âge (jrs) | Diam. (mm) | Résist. (MPa) Ind. | Moy. | |
| 1 | 2009-07-10 | Dalles dans des coffrages (pour fermeture du trou de la mine) plus mur | 7,0 | 110 | 21 | 7,25 | 2009-07-16 | 6 | 102 | 16,1 | | |
| | | | | | | | 2009-07-21 | 11 | 103 | 20,0 | | |
| | | | | | | | 2009-07-24 | 14 | 102 | 22,3 | | |
| | | | | | | | 2009-09-04 | 56 | 102 | 28,9 | | |
| | | | | | | | 2009-09-04 | 56 | 102 | 28,5 | | |

### Remarques

Méthode d'échantillonnage : CSA A23.2-1C (*) L'astérisque indique un affaissement mesuré après ajout de SUPERPLASTIFIANT.

**Préparé par :** **Date :**
Richard Campbell, chef d'équipe 2009-09-04

**Approuvé par :** **Date :** 09/09/04
53-54
**Richard Campbell, chef d'équipe**

journeaux, bédard & assoc. inc.

**ANALYSE GRANULOMÉTRIQUE PAR TAMISAGE ET HYDROMÈTRE**
ASTM D422

| | |
|---|---|
| **No projet :** | **S-09-2210** |
| **No forage :** | **Secteur Sud** |
| **Élévation (m) :** | **----** |
| **JBA No:** | **SO1583** |

**Client :** **SNC-Lavalin Inc.**

**Projet :** **Stabilité cellule - site Aldermac**

## Forage : Secteur Sud

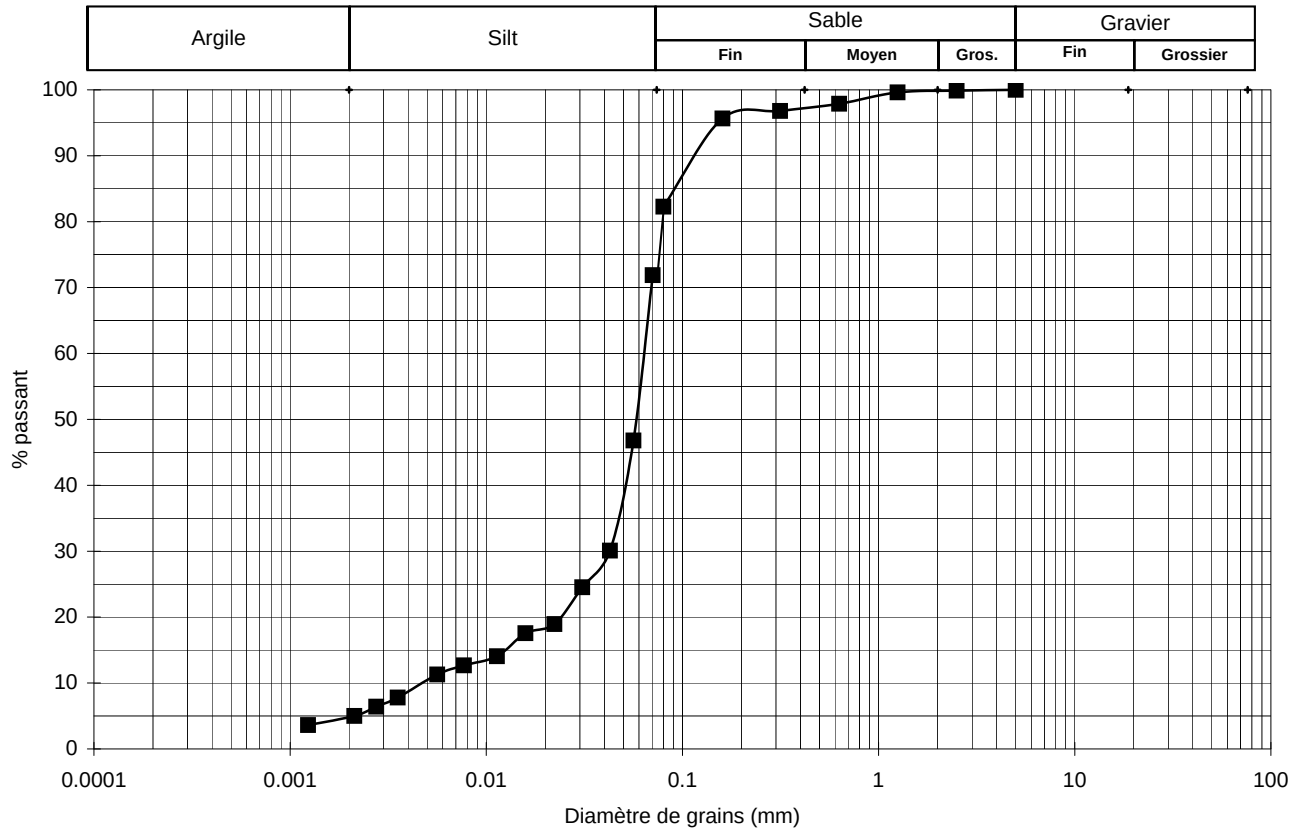
**Résultats**

Légende >>>

| | |
|---|---|
| No échantillon : | 1 |
| Profondeur (m) : | --- |
| Élévation (m) : | --- |
| Teneur en eau (%) : | 21.0 |

| Tamis (mm) | % Passant |
|---|---|
| 80 | |
| 56 | |
| 40 | |
| 28 | |
| 20 | |
| 14 | |
| 10 | |
| 5 | 100.0 |
| 2.5 | 99.9 |
| 1.25 | 99.6 |
| 0.630 | 97.9 |
| 0.315 | 96.8 |
| 0.160 | 95.6 |
| 0.080 | 82.3 |
| 0.053 | |
| 0.045 | |

| Hydromètre (mm) | % Passant |
|---|---|
| 0.07055 | 71.87 |
| 0.05637 | 46.80 |
| 0.04269 | 30.09 |
| 0.03085 | 24.51 |
| 0.02227 | 18.94 |
| 0.01583 | 17.55 |
| 0.01134 | 14.07 |
| 0.00771 | 12.68 |
| 0.00563 | 11.28 |
| 0.00354 | 7.80 |
| 0.00275 | 6.41 |
| 0.00213 | 5.01 |
| 0.00123 | 3.62 |




Prélevé par : V.Tran Date : 09-03-10 Analysé par : C.Campbell.tech. Date : 09-03-31

journeaux, bédard & assoc. inc.

**ANALYSE GRANULOMÉTRIQUE PAR TAMISAGE**

CSA A23.2-2A

| | |
|---|---|
| **No projet :** | **S-08-2167** |
| **No Puits :** | **3** |
| **Élévation (m) :** | **----** |
| **LJBA No :** | **V-1136** |

**Client :** **SNC Lavalin**

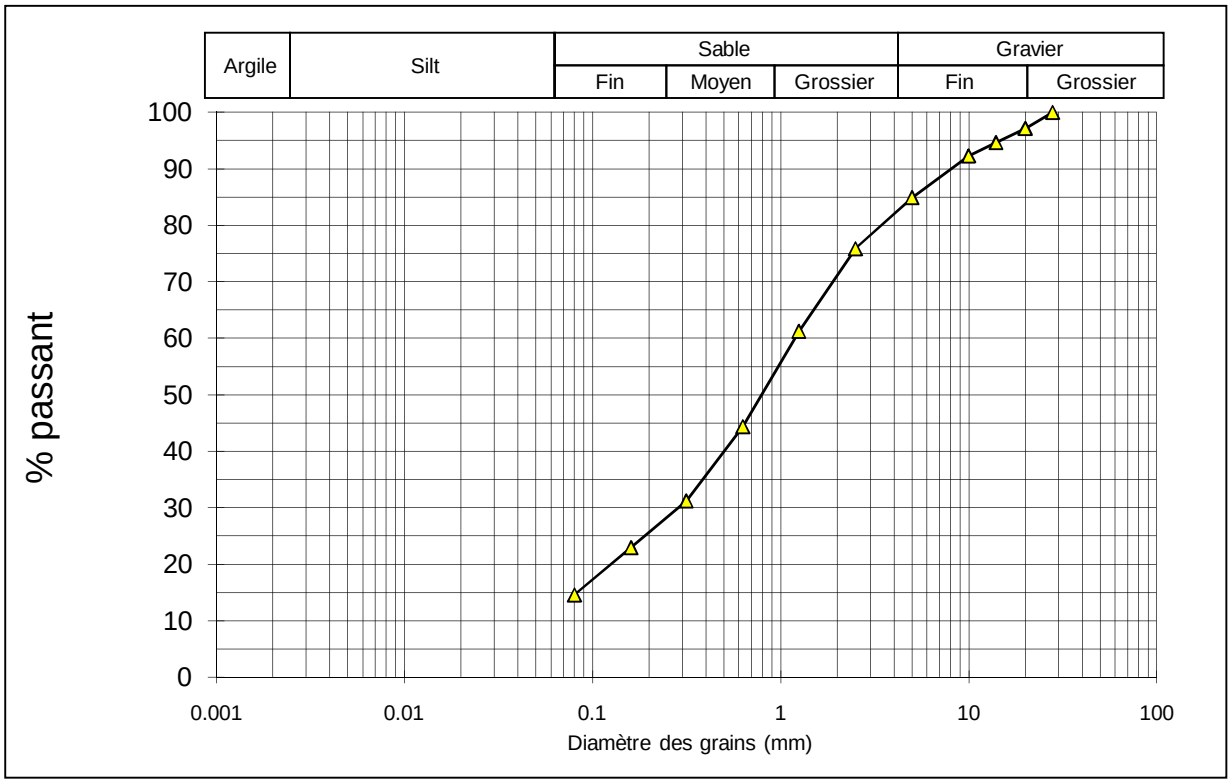
**Projet :** **Restauration Aldermac - Canal Est**

## Puits : 3

**Résultats**

| Légende >>> | △ | □ | ◇ | ▲ | ■ | ◆ |
|---|---|---|---|---|---|---|
| No échantillon : | --- | | | | | |
| Profondeur (m) : | 0.0 | --- | --- | --- | --- | --- |
| Élévation (m) : | --- | --- | --- | --- | --- | --- |
| Teneur en eau (%) : | 39.4 | --- | --- | --- | --- | --- |

| Tamis (mm) | % Passant |
|---|---|
| 80 | |
| 56 | |
| 40 | |
| 28 | 100.0 |
| 20 | 97.2 |
| 14 | 94.6 |
| 10 | 92.3 |
| 5 | 84.9 |
| 2.5 | 75.8 |
| 1.25 | 61.2 |
| 0.630 | 44.3 |
| 0.315 | 31.2 |
| 0.160 | 22.9 |
| 0.080 | 14.5 |




VÉRIFIÉ PAR: _____

Prélevé par : VT Date : 08-11-02 Analysé par : MJ Date : 08-11-03

journeaux, bédard & assoc. inc.

**ANALYSE GRANULOMÉTRIQUE PAR TAMISAGE**

CSA A23.2-2A

| | |
|---|---|
| **No projet :** | **S-08-2167** |
| **No Puits :** | **2** |
| **Élévation (m) :** | **----** |
| **LJBA No :** | **V-1135** |

**Client :** **SNC Lavalin**

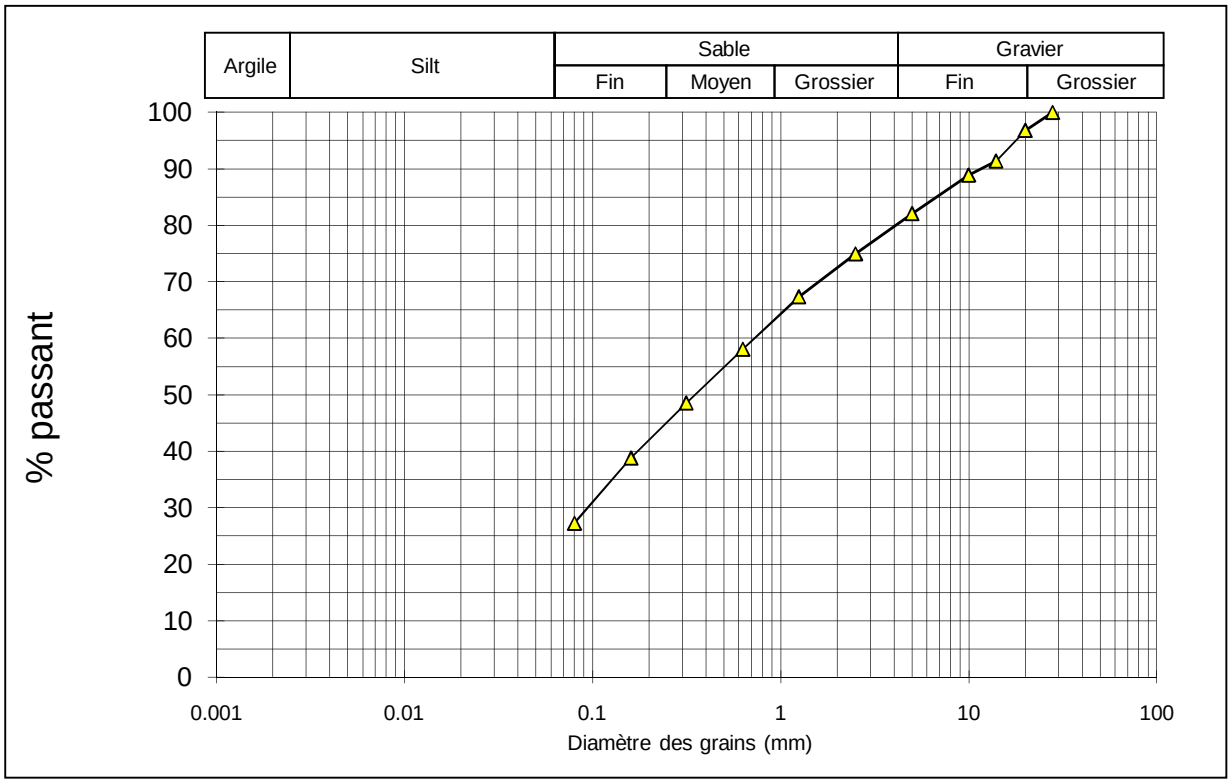
**Projet :** **Restauration Aldermac - Canal Est**

## Puits : 2

**Résultats**

| Légende >>> | △ | □ | ◇ | ▲ | ■ | ◆ |
|---|---|---|---|---|---|---|
| No échantillon : | --- | | | | | |
| Profondeur (m) : | 0.0 | --- | --- | --- | --- | --- |
| Élévation (m) : | --- | --- | --- | --- | --- | --- |
| Teneur en eau (%) : | 35.9 | --- | --- | --- | --- | --- |

| Tamis (mm) | % Passant |
|---|---|
| 80 | |
| 56 | |
| 40 | |
| 28 | 100.0 |
| 20 | 96.8 |
| 14 | 91.4 |
| 10 | 88.9 |
| 5 | 82.1 |
| 2.5 | 75.0 |
| 1.25 | 67.3 |
| 0.630 | 58.0 |
| 0.315 | 48.5 |
| 0.160 | 38.8 |
| 0.080 | 27.2 |




VÉRIFIÉ PAR: _____

Prélevé par : VT Date : 08-11-02 Analysé par : MJ Date : 08-11-03

journeaux, bédard & assoc. inc.

**ANALYSE GRANULOMÉTRIQUE PAR TAMISAGE**

CSA A23.2-2A

| | |
|---|---|
| **No projet :** | **S-08-2167** |
| **No Puits :** | **1** |
| **Élévation (m) :** | **----** |
| **LJBA No :** | **V-1134** |

**Client :** **SNC Lavalin**

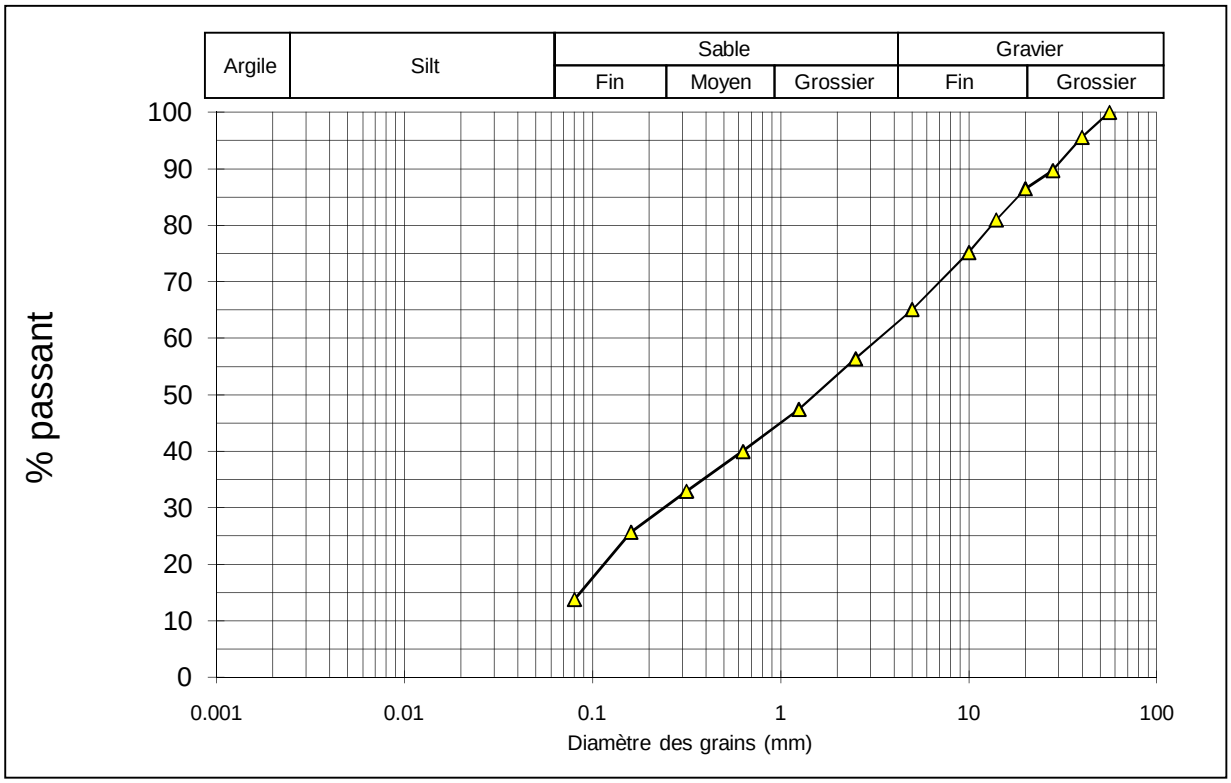
**Projet :** **Restauration Aldermac - Canal Est**

## Puits : 1

**Résultats**

| | | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|
| Légende >>> | △ | □ | ◇ | ▲ | ■ | ◆ |
| No échantillon : | --- | | | | | |
| Profondeur (m) : | 0.0 | --- | --- | --- | --- | --- |
| Élévation (m) : | --- | --- | --- | --- | --- | --- |
| Teneur en eau (%) : | 26.4 | --- | --- | --- | --- | --- |

| Tamis (mm) | % Passant |
|---|---|
| 80 | |
| 56 | 100.0 |
| 40 | 95.6 |
| 28 | 89.7 |
| 20 | 86.5 |
| 14 | 80.9 |
| 10 | 75.2 |
| 5 | 65.2 |
| 2.5 | 56.3 |
| 1.25 | 47.4 |
| 0.630 | 40.0 |
| 0.315 | 33.0 |
| 0.160 | 25.7 |
| 0.080 | 13.8 |




VÉRIFIÉ PAR: _____

Prélevé par : VT Date : 08-11-02 Analysé par : MJ Date : 08-11-03

# ANNEXE E5
# INVESTIGATIONS POUR BANC D'EMPRUNT DE SABLE ET GRAVIER

**LEGENDE:**
**S/G: SABLE ET GRAVIER**

TP-122
0–0.15m TOURBE
0.15m–1.83m S/G
FIN DU PUIT

TP-147
0–0.5m TOURBE
0.5mROC
FIN DU PUIT

TP-119
0–0.15m TOURBE
0.15m–3m S/G
3m CAP DE ROC
FIN DU PUIT

TP-148
0–0.9m TOURBE
0.9m–1.4m SABLE AVEC BLOC
1.4 BLOC DE ROC
FIN DU PUIT

TP-120
0–0.15m TOURBE
0.15m–0.91m S/G
FIN DU PUIT

TP-117
0–0.15m TOURBE
0.15m–0.6m S/G
0.6m CAP DE ROC
FIN DU PUIT

TP-107
0–0.15m TOURBE
0.15m–1.22m S/G
1.22m CAP DE ROC
FIN DU PUIT

TP-121
0–0.15m TOURBE
0.15m–0.91m S/G
0.91m CAP DE ROC
FIN DU PUIT

TP-118
0–0.15m TOURBE
0.15m–0.46m S/G
0.46m CAP DE ROC
FIN DU PUIT

TP-106
0–0.15m TOURBE
0.15m–2.44m S/G
FIN DU PUIT

TP-116
0–0.15m TOURBE
0.0m–0.6m S/G
0.6m CAP DE ROC
FIN DU PUIT

TP-149
0–0.3m TOURBE
0.3m CAP DE ROC
FIN DU PUIT

TP-115
0–0.15m TOURBE
0.15m–0.3m S/G
0.3m CAP DE ROC
FIN DU PUIT

TP-101
0–0.15m TOURBE
0.15m–1.52m S/G
FIN DU PUIT

TP-104

TP-150
0–0.3m TOURBE
0.3m–1.2m S/G
1.2m ARGILE
FIN DU PUIT

TP-112
0–0.15m TOURBE
0.15m–1.22m S/G
FIN DU PUIT GROS CAILLOUX

TP-103
0–0.15m TOURBE
0.15m–0.3m S/G
0.3m–2.74m SABLE ARGILEUX
FIN DU PUIT

TP-123
0–0.15m TOURBE
0.15m–0.61m S/G
0.61–1.52m D'ARGILE
1.52m CAP DE ROC
FIN DU PUIT

TP-73
0–0.15m TOURBE
0.15m–0.76m SILT GRIS
FIN DU PUIT

TP-63
0–1.27m S/G
1.27m–1.83m A
FIN DU PUIT

TP-71
0–1.83m S/G
FIN DU PUIT

0–0.15m TOURBE
0.15m–0.91m S/G
0.91m CAP DE ROC
FIN DU PUIT
TP-114

0–0.15m TOURBE
0.15m–1.83m S/G
FIN DU PUIT
TP-95

TP-94
0–0.15m TOURBE
0.15m–3m S/G
FIN DU PUIT

TP-128
0–0.15m TOURBE
0.15m–2.74m S/G
FIN DU PUIT GROS CAILLOUX

TP-102
0–0.15m TOURBE
0.15m–1.22m S/G
1.22m–2.74m ARGILE
FIN DU PUIT

TP-93
0–0.15m TOURBE
0.15m–2.13m SABLE GRIS
FIN DU PUIT

TP-98
0–0.15m TOURBE
0.15m–2.13m S/G
FIN DU PUIT

TP-92
0–0.15m TOURBE
0.15m–2.44m ARGILE
FIN DU PUIT

TP-72
0–1.52m S/G
FIN DU PUIT CAILLOUX GROSSIER

TP-129
0–0.15m TOURBE
0.15m–2.44m S/G
FIN DU PUIT GROS CAILLOUX

TP-137
0–0.15m TOURBE
0.15m–1.22m S/G
1.22m CAP DE ROC
FIN DU PUIT

TP-101
0–0.15m TOURBE
0.15m–2.44m S/G
FIN DU PUIT

TP-124
0–0.15m TOURBE
0.15m–0.3m S/G
0.3m–1.83m SABLE
FIN DU PUIT

TP-151
0–0.2m TOURBE
0.2m–1.4m S/G
1.4m ROC
FIN DU PUIT

TP-111
0–0.15m TOURBE
0.15m–1.22m S/G
1.22m–2.74 SABLE AVEC POCHE
D'ARGILE ET UN PEU DE GRAVIER
FIN DU PUIT

TP-100
0–0.15m TOURBE
0.15m–2.44m S/G
FIN DU PUIT

TP-74
0–0.3m TOURBE
0.3m–1.52m ARGILE
FIN DU PUIT

TP-125
0–0.15m TOURBE
0.15m–0.91m S/G
FIN DU PUIT

TP-113
0–0.15m TOURBE
0.15m–2.13m S/G
FIN DU PUIT

ROC

TP-108
0–0.15m TOURBE
0.15m–1.83m SABLE
ET GRAVIER
FIN DU PUIT GROS CAILLOUX

0–0.15m TOURBE
0.15m–2.44m SABLE GRIS
TP-109
FIN DU PUIT

TP-97
0–0.15m TOURBE
0.15m–1.68m S/G
FIN DU PUIT GROS CAILLOUX

TP-110
0–0.3m TOURBE
0.3m–3m SABLE GRIS
3m CAP DE ROC
FIN DU PUIT

TP-91
0–0.3m TOURBE
0.3m–2.74m SABLE GRIS
FIN DU PUIT GROS
CAILLOUX

TP-98
0–0.15m TOURBE
0.15m–1.83m S/G
FIN DU PUIT

TP-75
0–0.15m TOURBE
0.15m–1.06m S/G
FIN DU PUIT

TP-79
0–0.15m TOURBE
0.15m–1.83m S/G
FIN DU PUIT

TP-78
0–0.15m TOURBE
0.15m–0.76m S/G
0.76m CAP DE ROC
FIN DU PUIT

TP-76
0–0.15m TOURBE
0.15m–1.68m S/G
FIN DU PUIT GROS CAILLOUX

0–0.15m TOURBE
0.15m–1.52m S/G
FIN DU PUIT
TP-82

TP-77
0–0.15m TOURBE
0.15m–1.52m S/G
1.52m–1.68 ARGILE
FIN DU PUIT

TP-152
0–0.5m TOURBE
0.5m–1.7m ET PLUS
S/G
FIN DU PUIT

TP-99
0–0.15m TOURBE
0.15m–0.6m S/G
0.6m–1.83m SABLE GRIS
FIN DU PUIT

TP-80
0–0.3m TOURBE
0.3m–0.91m S/G
0.91m ARGILE
FIN DU PUIT

TP-81
0–0.15m TOURBE
0.15m–0.91m S/G
FIN DU PUIT

TP-154
0–0.20m TOURBE
0.2m ARGILE
FIN DU PUIT

TP-153
0–0.40m TOURBE
0.4m ARGILE
FIN DU PUIT

TP-99
0–0.15m TOURBE
0.15m–2.13m S/G
FIN DU PUIT

TP-89
0–0.15m TOURBE
0.15m–0.6m S/G
0.6m–1.52m SABLE GRIS
1.52m CAP DE ROC
FIN DU PUIT

TP-83
0–0.6m TOURBE
0.6m CAP DE ROC
FIN DU PUIT

TP-88
0–0.15m TOURBE
0.15m–0.45m S/G
0.45m CAP DE ROC
FIN DU PUIT

TP-97
0–0.15m TOURBE
0.15m–0.75m S/G
0.75m–1.52m SABLE GRIS
1.52m CAP DE ROC
FIN DU PUIT

TP-84
0–0.3m TOURBE
0.3m–0.91m S/G
0.91m–1.22m SABLE GRIS
1.22m CAP DE ROC
FIN DU PUIT

0 50M 100M 150M 200M
Echelle 1:2000

S:\Data-Soil\Datas2150\2167\DESSIN\S-2167-3&4&5&6.dwg

**JOURNEAUX, BÉDARD** & assoc. inc.

CLIENT :

SNC·LAVALIN

*Division Mines et Métallurgie*
**SNC LAVALIN**
455, Boul. René-Lévesque Ouest
Montréal (Québec)
Canada H2Z 1Z3

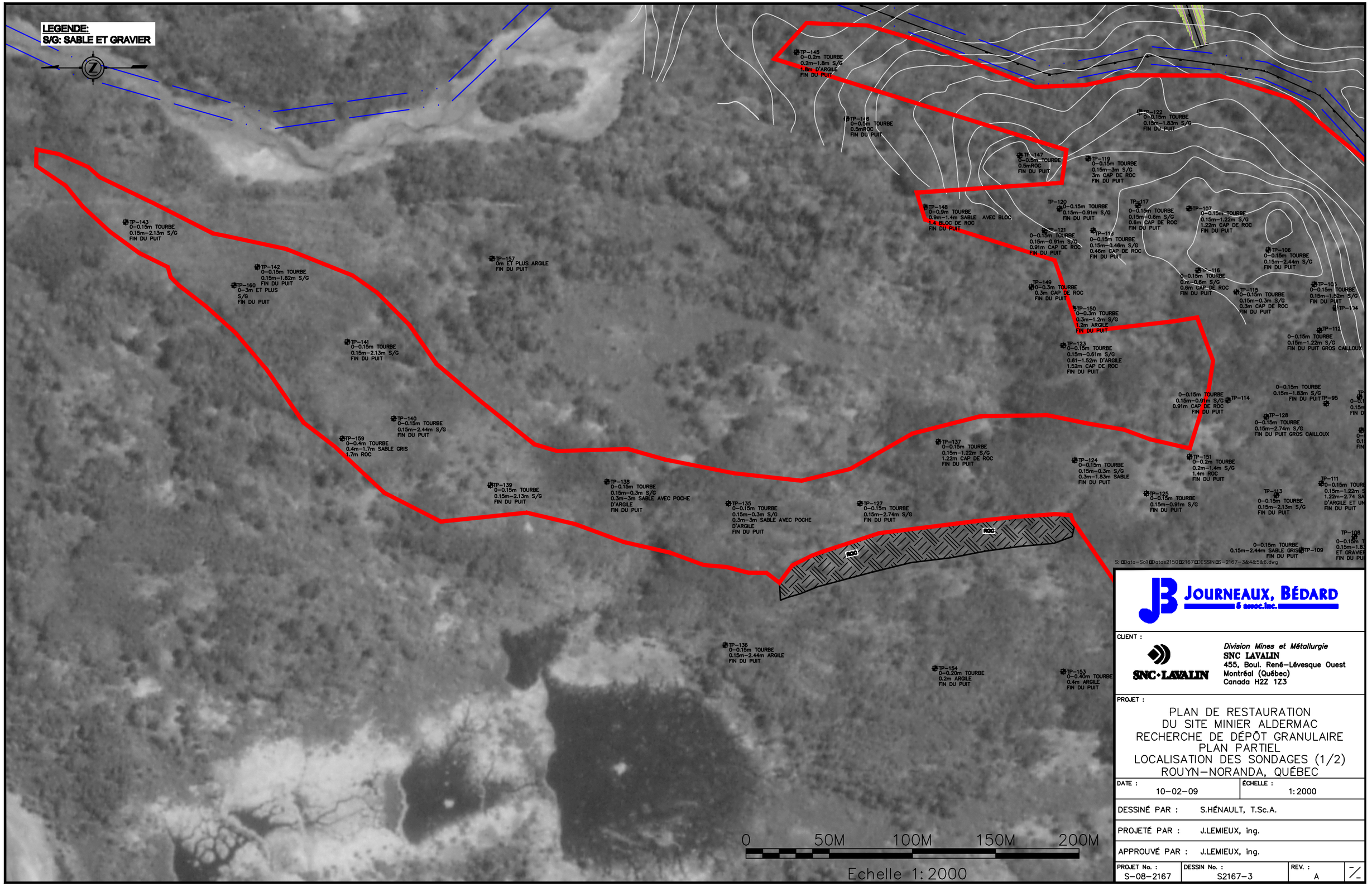
PROJET :

PLAN DE RESTAURATION
DU SITE MINIER ALDERMAC
RECHERCHE DE DÉPÔT GRANULAIRE
PLAN PARTIEL
LOCALISATION DES SONDAGES (2/2)
ROUYN-NORANDA, QUÉBEC

| DATE : | ÉCHELLE : |
|---|---|
| 10-02-09 | 1:2000 |

| | |
|---|---|
| DESSINÉ PAR : | S.HÉNAULT, T.Sc.A. |
| PROJETÉ PAR : | J.LEMIEUX, ing. |
| APPROUVÉ PAR : | J.LEMIEUX, ing. |

| PROJET No. : | DESSIN No. : | REV. : |
|---|---|---|
| S-08-2167 | S2167-4 | A |




JOURNEAUX, BÉDARD & assoc. inc.

CLIENT :

SNC·LAVALIN

*Division Mines et Métallurgie*
**SNC LAVALIN**
455, Boul. René-Lévesque Ouest
Montréal (Québec)
Canada H2Z 1Z3

PROJET :

# PLAN DE RESTAURATION DU SITE MINIER ALDERMAC RECHERCHE DE DÉPÔT GRANULAIRE PLAN PARTIEL LOCALISATION DES SONDAGES (1/2) ROUYN-NORANDA, QUÉBEC

| DATE : | ÉCHELLE : |
|---|---|
| 10-02-09 | 1:2000 |

DESSINÉ PAR : S.HÉNAULT, T.Sc.A.

PROJETÉ PAR : J.LEMIEUX, ing.

APPROUVÉ PAR : J.LEMIEUX, ing.

| PROJET No. : | DESSIN No. : | REV. : |
|---|---|---|
| S-08-2167 | S2167-3 | A |

1868 Boul. Des Sources, #400, Pointe-Claire, Qc, H9R 5R2
Tél. : (514) 429-6555 Fax : (514) 429-6550

**ANALYSE GRANULOMÉTRIQUE PAR TAMISAGE**

**Projet No:** S-08-2167
**Éch. No:** 1
**JBA No :** FE-104

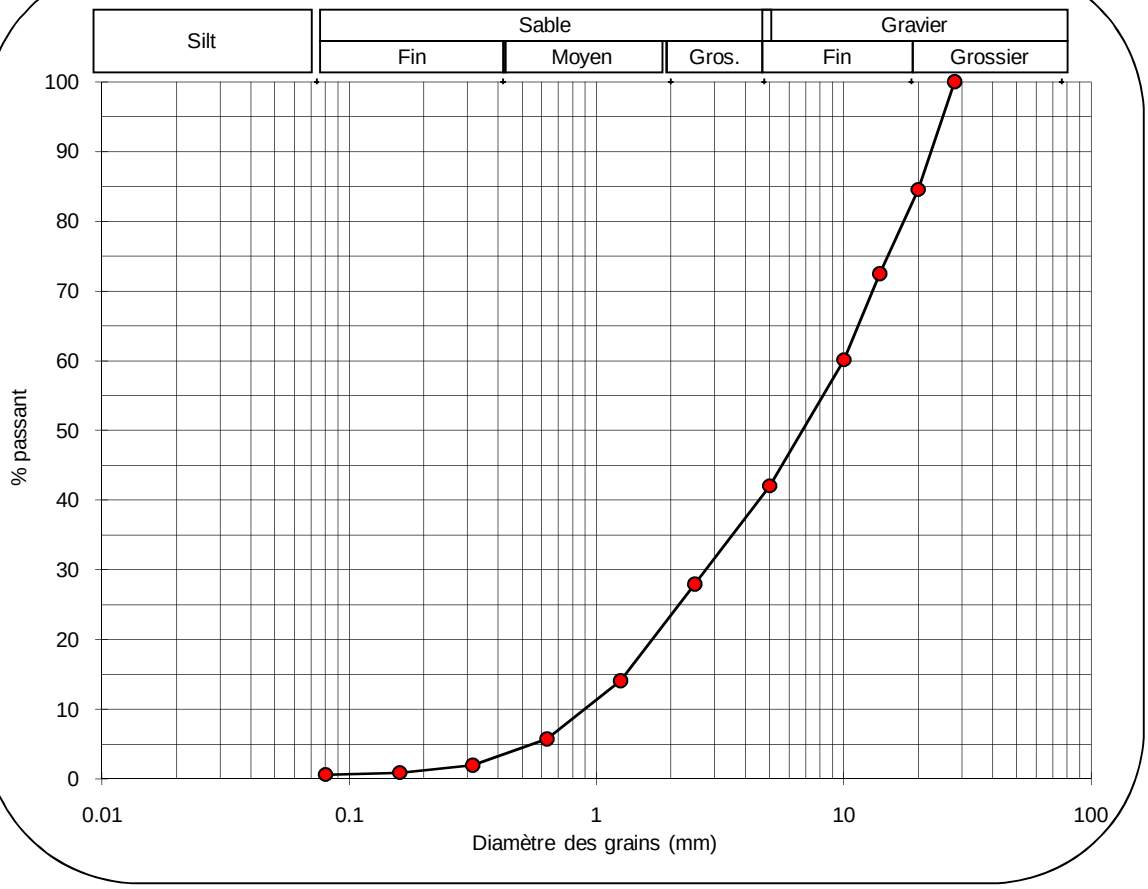
**Client:** SNC-Lavalin Inc.
**Projet :** Contrôle des travaux - chantier Aldermac

**Prélèvement :** AMEC
**Date:** 09/07/2009

**Matériau :** Sable et gravier
**Provenance :** 324160 E, 5342729 N

| | |
|---|---|
| Teneur en eau : | 1.3% |
| Coeff. d'uniformité (Cu) : | 11.13 |
| Coeff. de courbure (Cc) : | 0.86 |
| Coeff. de perméabilité (k=cm/s) : | 0.60 |
| Module de finesse : | 5.63 |

| | |
|---|---|
| D10 = | 0.89 |
| D15 = | 1.31 |
| D30 = | 2.77 |
| D60 = | 9.95 |
| D85 = | 20.20 |




| Tamis (mm) | Exig. | % pass. |
|---|---|---|
| 80 | | |
| 56 | | |
| 40 | | |
| 28 | | 100.0 |
| 20 | | 84.6 |
| 14 | | 72.5 |
| 10 | | 60.1 |
| 5 | | 42.1 |
| 2.5 | | 27.9 |
| 1.25 | | 14.1 |
| 0.63 | | 5.8 |
| 0.315 | | 2.0 |
| 0.16 | | 0.9 |
| 0.08 | | 0.7 |

VÉRIFIÉ PAR: _____

Prélevé par : B.H Date : 09-07-09 Analysé par : V.T Date : 09-07-18

amec
1868 Boul. Des Sources, #400, Pointe-Claire, Qc, H9R 5R2
Tél. : (514) 429-6555 Fax : (514) 429-6550

**ANALYSE GRANULOMÉTRIQUE PAR TAMISAGE**

**Projet No:** S-08-2167
**Éch. No:** 2
**JBA No :** FE-105

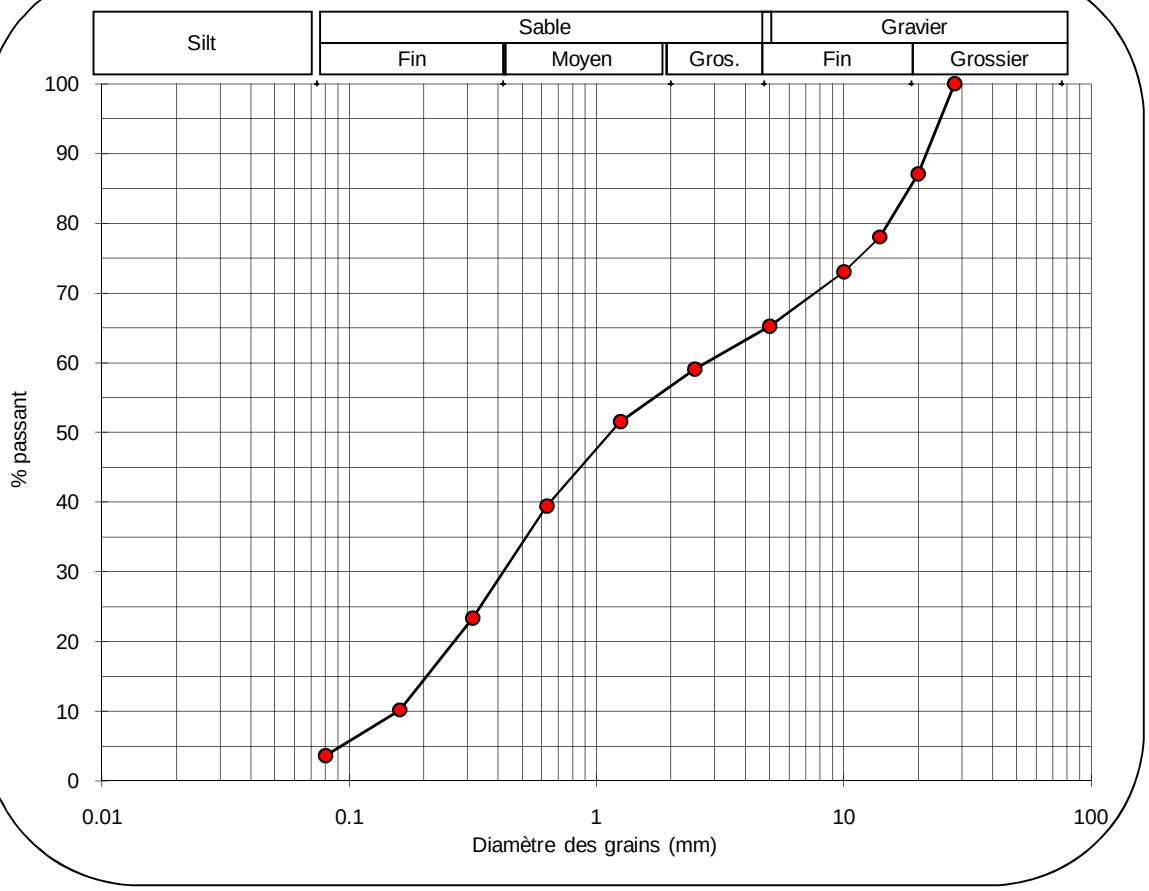
**Client:** SNC-Lavalin Inc.
**Projet :** Contrôle des travaux - chantier Aldermac

**Prélèvement :** AMEC
**Date:** 09/07/2009

**Matériau :** Sable et gravier
**Provenance :** 324149 E, 5342806 N

| | |
|---|---|
| Teneur en eau : | 3.7% |
| Coeff. d'uniformité (Cu) : | 17.67 |
| Coeff. de courbure (Cc) : | 0.41 |
| Coeff. de perméabilité (k=cm/s) : | 0.01 |
| Module de finesse : | 3.91 |

| | |
|---|---|
| D10 = | 0.16 |
| D15 = | 0.20 |
| D30 = | 0.42 |
| D60 = | 2.76 |
| D85 = | 18.43 |




| Tamis (mm) | Exig. | % pass. |
|---|---|---|
| 80 | | |
| 56 | | |
| 40 | | |
| 28 | | 100.0 |
| 20 | | 87.1 |
| 14 | | 78.0 |
| 10 | | 73.0 |
| 5 | | 65.2 |
| 2.5 | | 59.1 |
| 1.25 | | 51.6 |
| 0.63 | | 39.4 |
| 0.315 | | 23.4 |
| 0.16 | | 10.2 |
| 0.08 | | 3.7 |

VÉRIFIÉ PAR: _____

Prélevé par : B.H Date : 09-07-09 Analysé par : V.T Date : 09-07-18

amec
1868 Boul. Des Sources, #400, Pointe-Claire, Qc, H9R 5R2
Tél. : (514) 429-6555 Fax : (514) 429-6550

**ANALYSE GRANULOMÉTRIQUE PAR TAMISAGE**

**Projet No:** S-08-2167
**Éch. No:** 3
**JBA No :** FE-106

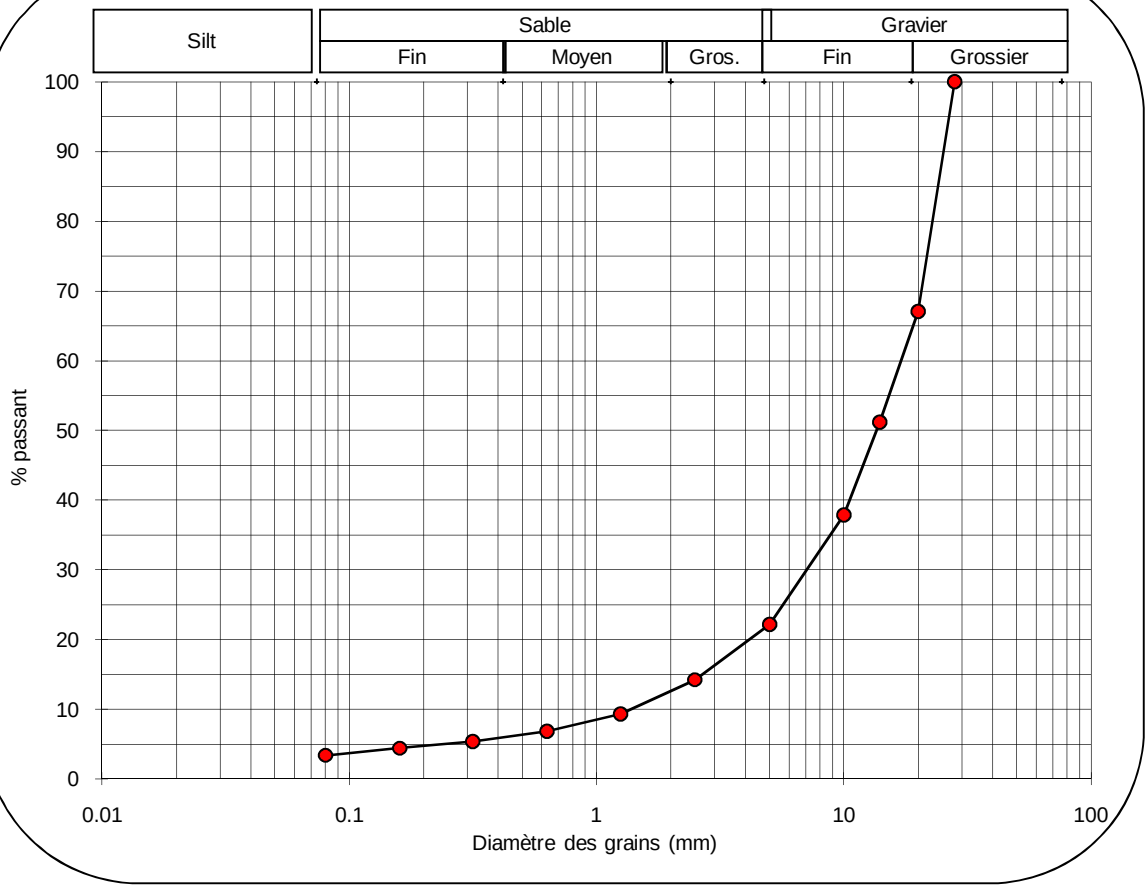
**Client:** SNC-Lavalin Inc.
**Projet :** Contrôle des travaux - chantier Aldermac

**Prélèvement :** AMEC
**Date:** 09/07/2009

**Matériau :** Sable et gravier
**Provenance :** 324329 E,5342909 N

| | |
|---|---|
| Teneur en eau : | 5.3% |
| Coeff. d'uniformité (Cu) : | 12.43 |
| Coeff. de courbure (Cc) : | 2.12 |
| Coeff. de perméabilité (k=cm/s) : | 2.49 |
| Module de finesse : | 6.33 |

| | |
|---|---|
| D10 = | 1.37 |
| D15 = | 2.67 |
| D30 = | 7.06 |
| D60 = | 17.06 |
| D85 = | 24.02 |




| Tamis (mm) | Exig. | % pass. |
|---|---|---|
| 80 | | |
| 56 | | |
| 40 | | |
| 28 | | 100.0 |
| 20 | | 67.1 |
| 14 | | 51.2 |
| 10 | | 37.9 |
| 5 | | 22.2 |
| 2.5 | | 14.3 |
| 1.25 | | 9.3 |
| 0.63 | | 6.8 |
| 0.315 | | 5.4 |
| 0.16 | | 4.4 |
| 0.08 | | 3.4 |

VÉRIFIÉ PAR: _____

Prélevé par : B.H Date : 09-07-09 Analysé par : V.T Date : 09-07-18

amec
1868 Boul. Des Sources, #400, Pointe-Claire, Qc, H9R 5R2
Tél. : (514) 429-6555 Fax : (514) 429-6550

**ANALYSE GRANULOMÉTRIQUE PAR TAMISAGE**

**Projet No:** S-08-2167
**Éch. No:** 4
**JBA No :** FE-107

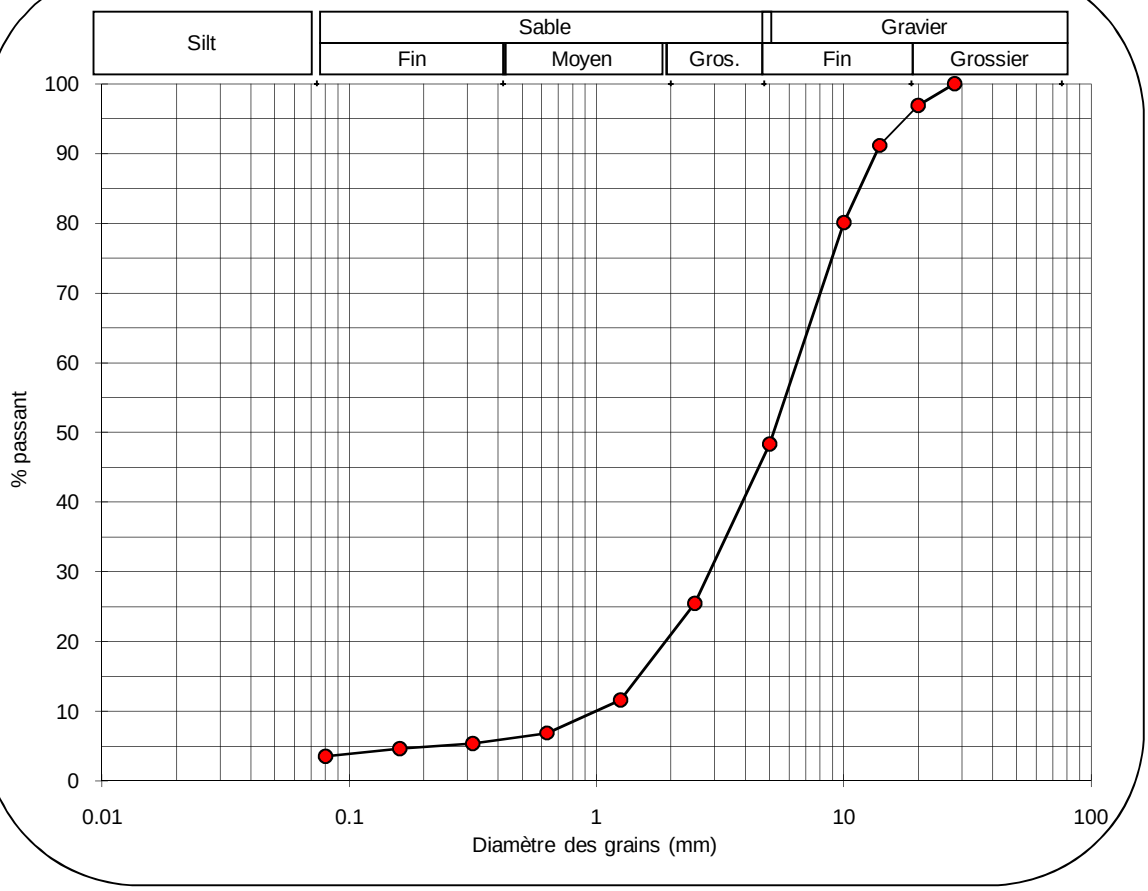
**Client:** SNC-Lavalin Inc.
**Projet :** Contrôle des travaux - chantier Aldermac

**Prélèvement :** AMEC
**Date:** 14/07/2009

**Matériau :** Sable et gravier
**Provenance :** 324329 E, 5342904 N

| | |
|---|---|
| Teneur en eau : | 3.8% |
| Coeff. d'uniformité (Cu) : | 6.52 |
| Coeff. de courbure (Cc) : | 1.29 |
| Coeff. de perméabilité (k=cm/s) : | 0.77 |
| Module de finesse : | 5.21 |

| | |
|---|---|
| D10 = | 0.99 |
| D15 = | 1.48 |
| D30 = | 2.86 |
| D60 = | 6.45 |
| D85 = | 11.61 |




| Tamis (mm) | Exig. | % pass. |
|---|---|---|
| 80 | | |
| 56 | | |
| 40 | | |
| 28 | | 100.0 |
| 20 | | 96.9 |
| 14 | | 91.2 |
| 10 | | 80.1 |
| 5 | | 48.4 |
| 2.5 | | 25.5 |
| 1.25 | | 11.6 |
| 0.63 | | 6.9 |
| 0.315 | | 5.4 |
| 0.16 | | 4.6 |
| 0.08 | | 3.6 |

VÉRIFIÉ PAR: _____

Prélevé par : B.H Date : 09-07-14 Analysé par : V.T Date : 09-07-19

1868 Boul. Des Sources, #400, Pointe-Claire, Qc, H9R 5R2
Tél. : (514) 429-6555  Fax : (514) 429-6550

**ANALYSE GRANULOMÉTRIQUE PAR TAMISAGE**

**Projet No:** S-08-2167
**Éch. No:** 5
**JBA No :** FE-108

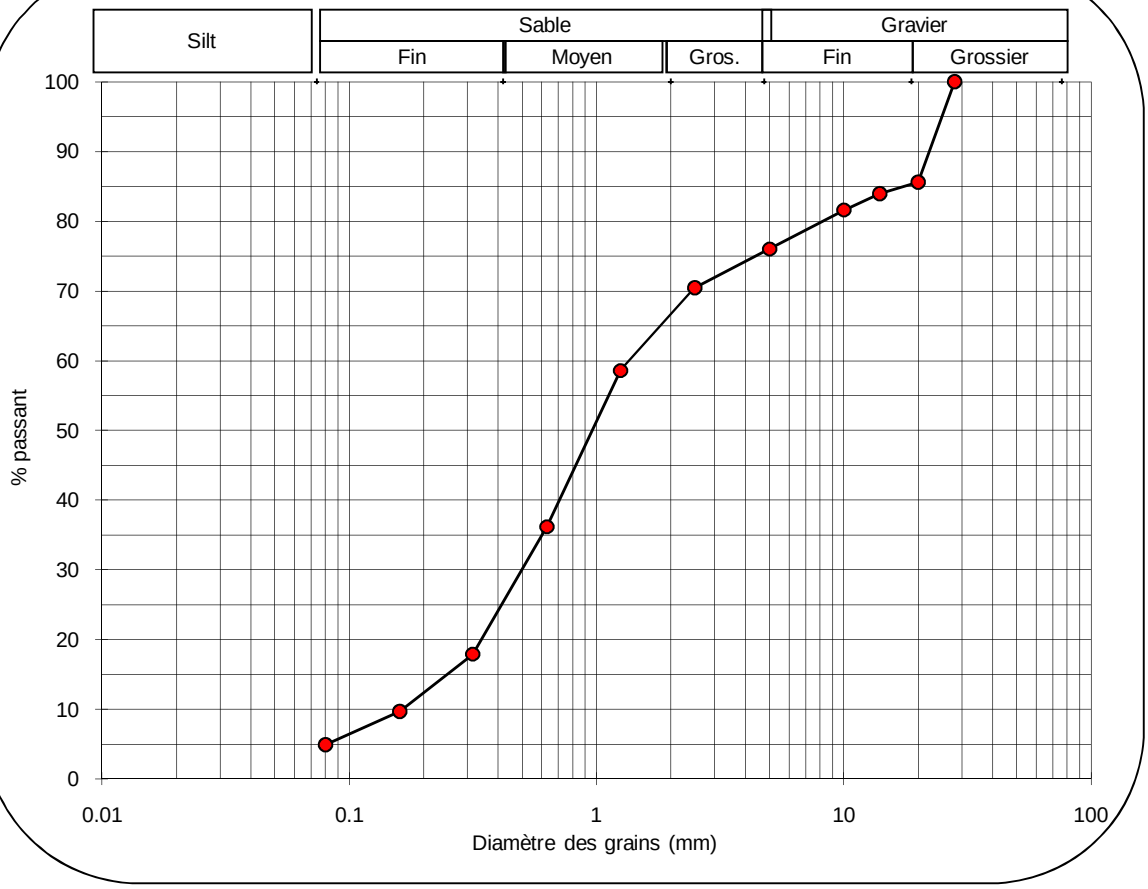
**Client:** SNC-Lavalin Inc.
**Projet :** Contrôle des travaux - chantier Aldermac

**Prélèvement :** AMEC
**Date:** 14/07/2009

**Matériau :** Sable et gravier
**Provenance :** 324175 E, 5342804 N

| | |
|---|---|
| Teneur en eau : | 5.6% |
| Coeff. d'uniformité (Cu) : | 8.28 |
| Coeff. de courbure (Cc) : | 1.11 |
| Coeff. de perméabilité (k=cm/s) : | 0.02 |
| Module de finesse : | 3.64 |

| | |
|---|---|
| D10 = | 0.16 |
| D15 = | 0.25 |
| D30 = | 0.50 |
| D60 = | 1.36 |
| D85 = | 17.45 |




| Tamis (mm) | Exig. | % pass. |
|---|---|---|
| 80 | | |
| 56 | | |
| 40 | | |
| 28 | | 100.0 |
| 20 | | 85.6 |
| 14 | | 84.0 |
| 10 | | 81.6 |
| 5 | | 76.0 |
| 2.5 | | 70.4 |
| 1.25 | | 58.6 |
| 0.63 | | 36.2 |
| 0.315 | | 17.9 |
| 0.16 | | 9.7 |
| 0.08 | | 5.0 |

VÉRIFIÉ PAR: _____

Prélevé par : B.H  Date : 09-07-14  Analysé par : V.T  Date : 09-07-19

1868 Boul. Des Sources, #400, Pointe-Claire, Qc, H9R 5R2
Tél. : (514) 429-6555 Fax : (514) 429-6550

**ANALYSE GRANULOMÉTRIQUE PAR TAMISAGE**

**Projet No:** S-08-2167
**Éch. No:** 6
**JBA No :** FE-109

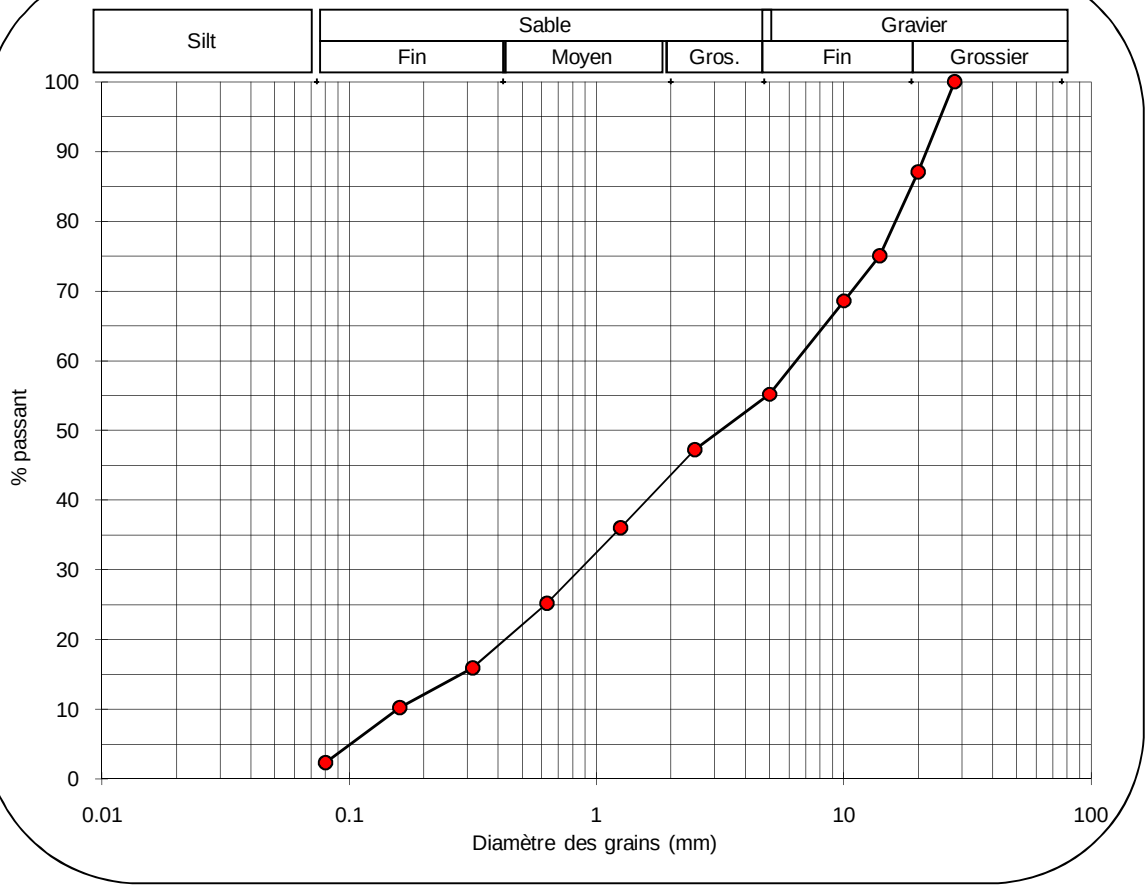
**Client:** SNC-Lavalin Inc.
**Projet :** Contrôle des travaux - chantier Aldermac

**Prélèvement :** AMEC
**Date:** 16/07/2009

**Matériau :** Sable et gravier
**Provenance :** 324296 E, 5343022 N

| | |
|---|---|
| Teneur en eau : | 6.3% |
| Coeff. d'uniformité (Cu) : | 40.95 |
| Coeff. de courbure (Cc) : | 0.73 |
| Coeff. de perméabilité (k=cm/s) : | 0.03 |
| Module de finesse : | 4.54 |

| | |
|---|---|
| D10 = | 0.16 |
| D15 = | 0.28 |
| D30 = | 0.85 |
| D60 = | 6.41 |
| D85 = | 18.80 |




| Tamis (mm) | Exig. | % pass. |
|---|---|---|
| 80 | | |
| 56 | | |
| 40 | | |
| 28 | | 100.0 |
| 20 | | 87.1 |
| 14 | | 75.1 |
| 10 | | 68.6 |
| 5 | | 55.2 |
| 2.5 | | 47.3 |
| 1.25 | | 36.0 |
| 0.63 | | 25.2 |
| 0.315 | | 16.0 |
| 0.16 | | 10.2 |
| 0.08 | | 2.4 |

VÉRIFIÉ PAR: _____

Prélevé par : B.H Date : 09-07-16 Analysé par : V.T Date : 09-07-19

amec
1868 Boul. Des Sources, #400, Pointe-Claire, Qc, H9R 5R2
Tél. : (514) 429-6555 Fax : (514) 429-6550

**ANALYSE GRANULOMÉTRIQUE PAR TAMISAGE**

**Projet No:** S-08-2167
**Éch. No:** 7
**JBA No :** FE-110

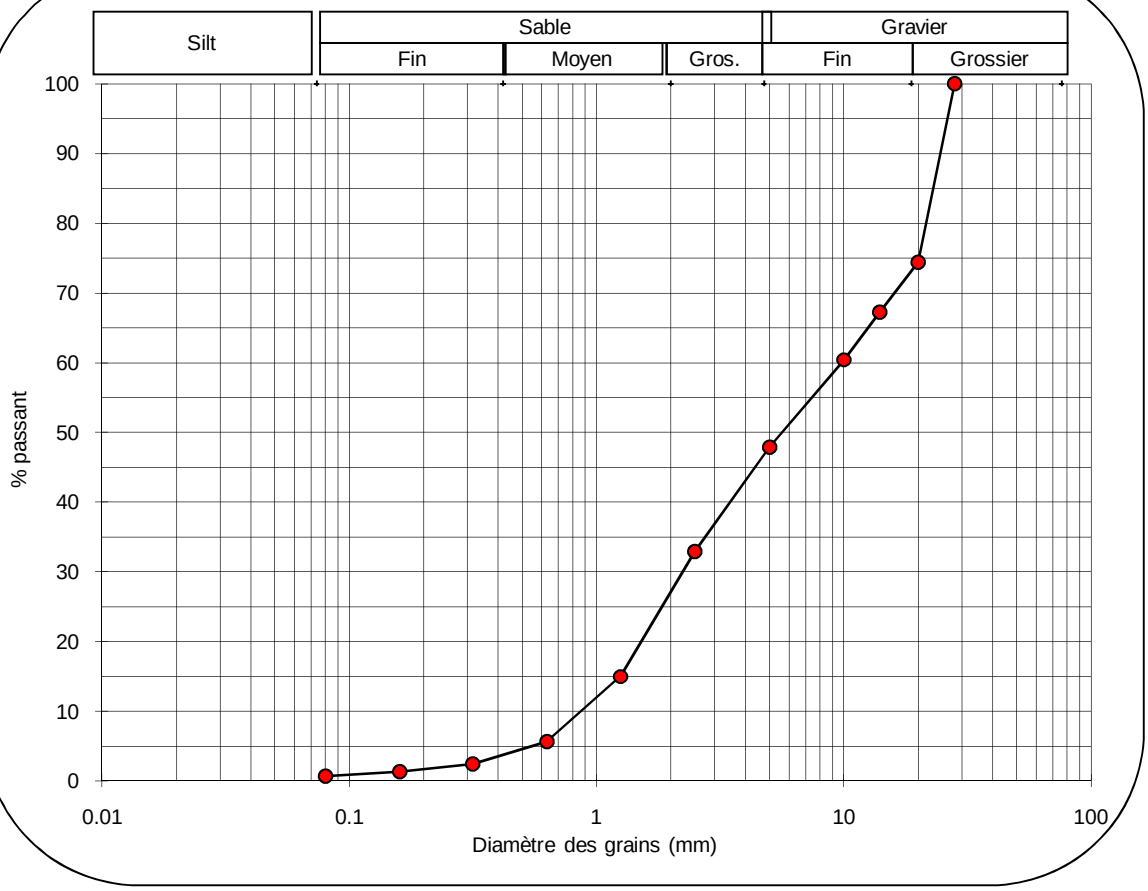
**Client:** SNC-Lavalin Inc.
**Projet :** Contrôle des travaux - chantier Aldermac

**Prélèvement :** AMEC
**Date:** 20/08/2009

**Matériau :** Sable et gravier
**Provenance :**

| | |
|---|---|
| Teneur en eau : | 2.8% |
| Coeff. d'uniformité (Cu) : | 11.28 |
| Coeff. de courbure (Cc) : | 0.59 |
| Coeff. de perméabilité (k=cm/s) : | 0.55 |
| Module de finesse : | 5.60 |

| | |
|---|---|
| D10 = | 0.87 |
| D15 = | 1.25 |
| D30 = | 2.23 |
| D60 = | 9.78 |
| D85 = | 22.98 |




| Tamis (mm) | Exig. | % pass. |
|---|---|---|
| 80 | | |
| 56 | | |
| 40 | | |
| 28 | | 100.0 |
| 20 | | 74.4 |
| 14 | | 67.3 |
| 10 | | 60.4 |
| 5 | | 47.9 |
| 2.5 | | 32.9 |
| 1.25 | | 15.0 |
| 0.63 | | 5.7 |
| 0.315 | | 2.5 |
| 0.16 | | 1.3 |
| 0.08 | | 0.7 |

VÉRIFIÉ PAR: _____

Prélevé par : B.H Date : 09-08-20 Analysé par : N.T Date : 09-08-20

amec
1868 Boul. Des Sources, #400, Pointe-Claire, Qc, H9R 5R2
Tél. : (514) 429-6555 Fax : (514) 429-6550

**ANALYSE GRANULOMÉTRIQUE PAR TAMISAGE**

**Projet No:** S-08-2167
**Éch. No:** 8
**JBA No :** FE-112

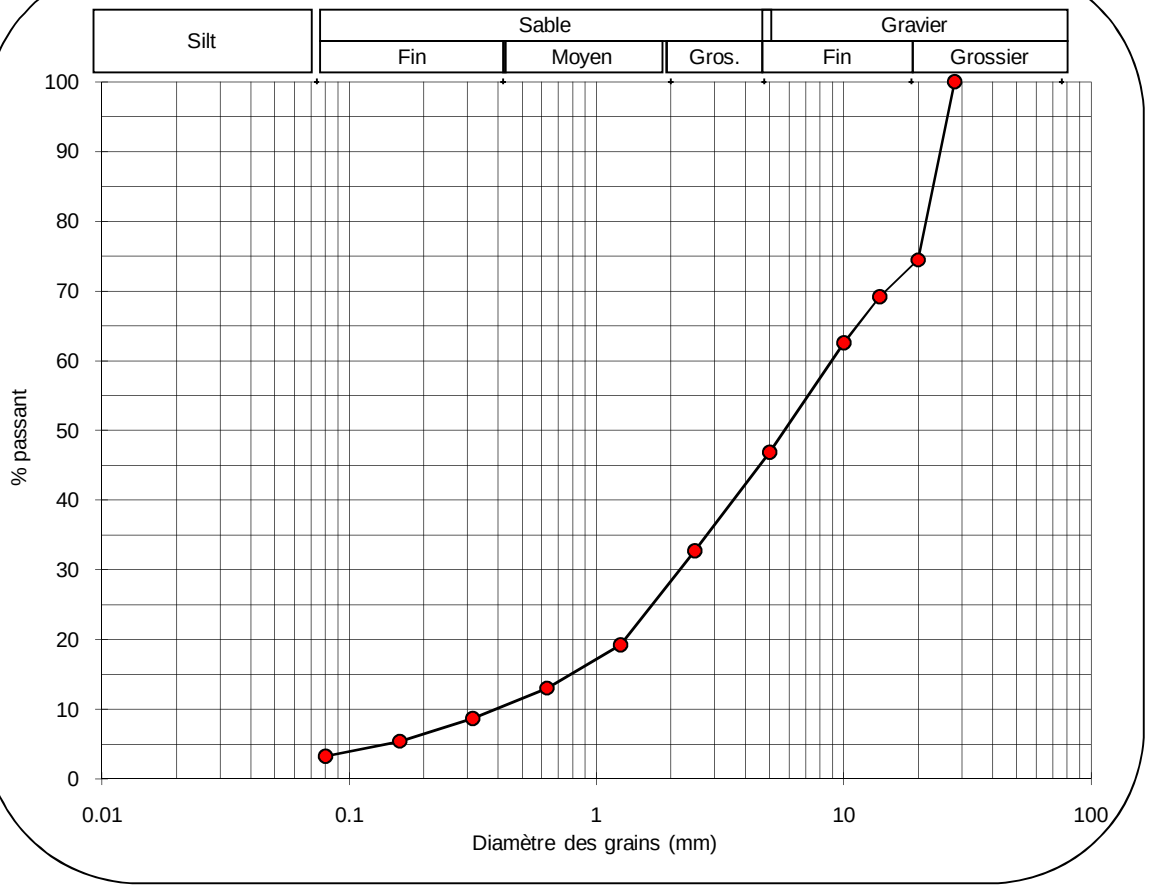
**Client:** SNC-Lavalin Inc.
**Projet :** Contrôle des travaux - chantier Aldermac

**Prélèvement :** AMEC
**Date:** 20/08/2009

**Matériau :** Sable et gravier
**Provenance :**

| | |
|---|---|
| Teneur en eau : | 4.6% |
| Coeff. d'uniformité (Cu) : | 23.05 |
| Coeff. de courbure (Cc) : | 1.37 |
| Coeff. de perméabilité (k=cm/s) : | 0.21 |
| Module de finesse : | 5.37 |

| | |
|---|---|
| D10 = | 0.39 |
| D15 = | 0.78 |
| D30 = | 2.18 |
| D60 = | 8.92 |
| D85 = | 22.98 |




| Tamis (mm) | Exig. | % pass. |
|---|---|---|
| 80 | | |
| 56 | | |
| 40 | | |
| 28 | | 100.0 |
| 20 | | 74.5 |
| 14 | | 69.2 |
| 10 | | 62.6 |
| 5 | | 46.9 |
| 2.5 | | 32.7 |
| 1.25 | | 19.2 |
| 0.63 | | 13.1 |
| 0.315 | | 8.7 |
| 0.16 | | 5.4 |
| 0.08 | | 3.3 |

VÉRIFIÉ PAR: _____

Prélevé par : B.H Date : 09-08-20 Analysé par : N.T Date : 09-08-20

amec
1868 Boul. Des Sources, #400, Pointe-Claire, Qc, H9R 5R2
Tél. : (514) 429-6555  Fax : (514) 429-6550

**ANALYSE GRANULOMÉTRIQUE PAR TAMISAGE**

**Projet No:** S-08-2167
**Éch. No:** 9
**JBA No :** FE-111

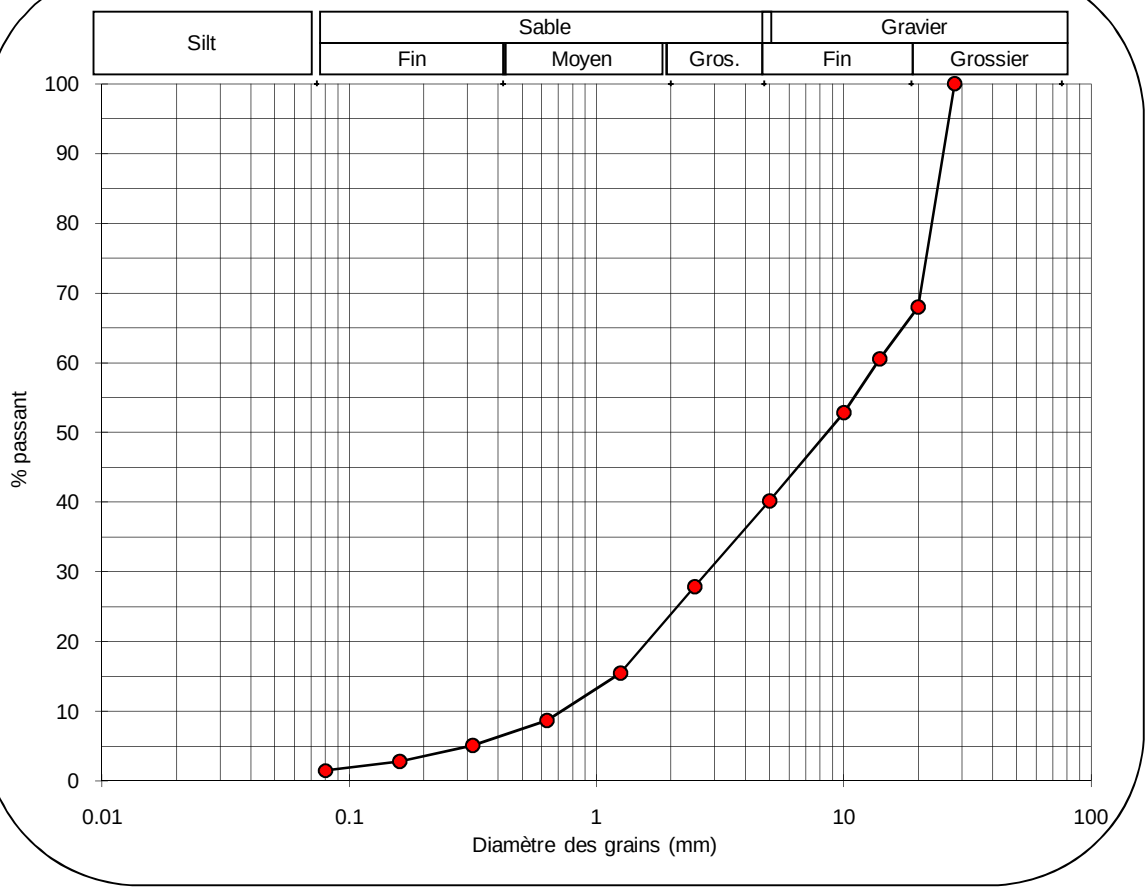
**Client:** SNC-Lavalin Inc.
**Projet :** Contrôle des travaux - chantier Aldermac

**Prélèvement :** AMEC
**Date:** 20/08/2009

**Matériau :** Sable et gravier
**Provenance :**

| | |
|---|---|
| Teneur en eau : | 3.2% |
| Coeff. d'uniformité (Cu) : | 18.96 |
| Coeff. de courbure (Cc) : | 0.81 |
| Coeff. de perméabilité (k=cm/s) : | 0.50 |
| Module de finesse : | 5.79 |

| | |
|---|---|
| D10 = | 0.72 |
| D15 = | 1.19 |
| D30 = | 2.82 |
| D60 = | 13.66 |
| D85 = | 23.92 |




| Tamis (mm) | Exig. | % pass. |
|---|---|---|
| 80 | | |
| 56 | | |
| 40 | | |
| 28 | | 100.0 |
| 20 | | 68.0 |
| 14 | | 60.6 |
| 10 | | 52.8 |
| 5 | | 40.2 |
| 2.5 | | 27.8 |
| 1.25 | | 15.5 |
| 0.63 | | 8.7 |
| 0.315 | | 5.1 |
| 0.16 | | 2.8 |
| 0.08 | | 1.5 |

VÉRIFIÉ PAR: _____

Prélevé par : B.H  Date : 09-08-20  Analysé par : N.T  Date : 09-08-20

SNC·LAVALIN

www.snclavalin.com

*Division Mines et Métallurgie*
**SNC-Lavalin inc.**
5500, boul. des Galeries, suite 200
Québec (Québec)
G2K 2E2  Canada
Téléphone: (418) 621-5500
Télécopieur:  (418) 621-8887

L A M O N T inc

e x p e r t • c o n s e i l

# Caractérisation complémentaire du secteur sud

## Site Aldermac

## Arntfield, Québec, Canada

**Préparé pour:**
**Englobe**

**Par:**
**Lamont inc.**

**Mars 2017**

L A M O N T inc

e x p e r t • c o n s e i l

# Caractérisation complémentaire du secteur sud

## Site Aldermac

## Arntfield, Québec, Canada

53-54

**Maude Lévesque Michaud, ing.**

53-54

**Ann Lamontagne, ing. Ph.D.**

**Mars 2017**

## TABLE DES MATIÈRES

**1. INTRODUCTION ..... 1**

**1.1. Description des travaux ..... 2**

**1.2. Analyses en laboratoire ..... 4**

1.2.1. Teneur en soufre et en carbone ..... 4

1.2.2. Potentiel de génération d'acide ..... 4

1.2.3. Critères de comparaison ..... 5

**2. PRÉSENTATION DES RÉSULTATS ..... 5**

**2.1. Observations visuelles dans les tranchées ..... 5**

**2.2. Résultats d'analyse des échantillons ..... 11**

**2.3. Eau dans les dépôts meubles ..... 17**

**3. CONCLUSIONS ET RECOMMANDATIONS ..... 19**

**4. RÉFÉRENCES ..... 22**

## LISTE DES FIGURES

**Figure 1 - Résultats de la caractérisation des sols et résidus miniers effectuée en juillet 2016 ..... 1**
**Figure 2 - Localisation des sondages ..... 3**
**Figure 3 - Pelle mécanique pour les sondages ..... 3**
**Figure 4 - Sondage S09 ..... 5**
**Figure 5 - Localisation et interprétation des sondages ..... 7**
**Figure 6 - Amas de résidus miniers en surface (Sondage S25) ..... 8**
**Figure 7 - Amas de résidus miniers en surface (Sondage S27) ..... 8**
**Figure 8 - Présence de résidus miniers dans une digue (Sondage S04) ..... 9**
**Figure 9 - Couche de 15cm de résidus miniers (Sondage S36) ..... 10**
**Figure 10 - Sondage S14 ..... 11**
**Figure 11 - Distribution du soufre dans les échantillons ..... 15**
**Figure 12 - Relation entre le pH en pâte et le potentiel de neutralisation des échantillons de sols naturels ..... 16**
**Figure 13 - Exfiltration d'eau acide à la sortie du drain 1 ..... 20**

## LISTE DES TABLEAUX

**Tableau 1 - Résultats des essais de potentiel de génération d'acide ..... 12**
**Tableau 2 - Résultats des essais de potentiel de génération d'acide ..... 13**
**Tableau 3 - Élévations du terrain naturel et du niveau de l'eau dans les dépôts meubles pour certains sondages dans le secteur sud ..... 18**

## LISTE DES ANNEXES

**Annexe 1 : Descriptions des échantillons**

**Annexe 2 : Descriptions des sondages**

**Annexe 3 : Certificats d'analyse**

## 1. INTRODUCTION

Une caractérisation des sols en surface a été faite dans le secteur sud du site minier Aldermac au mois de juillet 2016 (Lamont, 2017). Le but de la caractérisation était d'identifier si des résidus miniers étaient présents et, le cas échéant, de déterminer leur étendue et analyser leurs caractéristiques géochimiques.

Les résultats de la caractérisation de juillet 2016 ont montré qu'il y avait encore des résidus miniers sur la majorité de la surface des zones excavées (figure 1). En plus de la présence de résidus miniers sur la majorité des surfaces, des échantillons de sols ayant été mis en place suite aux travaux et maintenant présents au-dessus des résidus miniers ont été analysés. Ces échantillons contiennent du soufre sous forme de sulfures et seraient aussi générateurs de drainage acide. Il est donc difficile pour la végétation de s'installer sur ces sols acides.

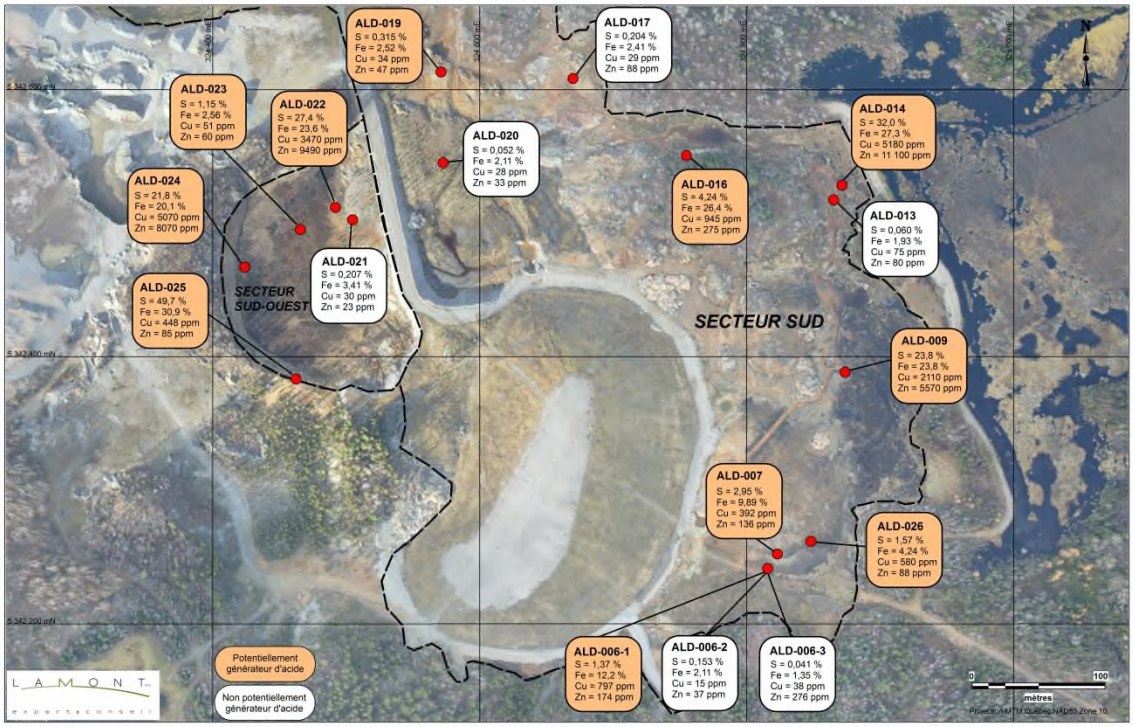



**Figure 1 - Résultats de la caractérisation des sols et résidus miniers effectuée en juillet 2016**

Finalement, un secteur situé à l'ouest du site, appelé secteur sud-ouest, montrait des traces de résidus frais et oxydés en surface. Il avait été observé également la présence d'une couche d'épaisseur variable d'un sol noir qui lui aussi, est générateur d'acide avec des concentrations en soufre importantes.

### 1.1. Description des travaux

Le programme de travail a été défini de façon à atteindre les différents objectifs spécifiques identifiés en introduction.

Les travaux de terrain dans le cadre de cette étude ont été effectués du 25 au 27 octobre 2016. La localisation des sondages a été déterminée sur le site pendant les travaux en fonction des observations sur le terrain. Dans le secteur ouest (figure 2), les deux sondages S04 et S06 ont été réalisés sur la digue périphérique (entre le site et la gravière). Cette digue n'avait plus de fonction sur le site depuis qu'une brèche y a été faite afin de permettre l'écoulement du bassin présent à cet emplacement auparavant.

Madame Maude Lévesque Michaud de Lamont a pris en charge les travaux sur le terrain qui ont consisté à :

- la réalisation de 36 sondages à la pelle mécanique;
- le prélèvement de 35 échantillons.

La figure 2 montre la localisation des 36 sites de sondage et des échantillons de sols collectés lors de la caractérisation effectuée en juillet 2016 (Lamont, 2017).

Les sondages ont été effectués à la pelle mécanique par la compagnie Services Miniers JM sur la supervision de Lamont. Le modèle de la pelle mécanique utilisée est « John Deere D225 LC » (figure 3). Sur le terrain, toutes les informations pertinentes, notamment quant au profil pédologique du sol ont été notées. Tous les échantillons ont été localisés avec un GPS de modèle Garmin GPSmap 62s ayant une précision d'environ 3 m.

Pour échantillonner les sols et les résidus miniers, une pelle ronde a été utilisée. Trente-cinq (35) échantillons ont été prélevés sur 28 sites. Les descriptions des échantillons sont présentées à l'annexe 1 et les descriptions des sondages incluant l'identification des échantillons sont à l'annexe 2.

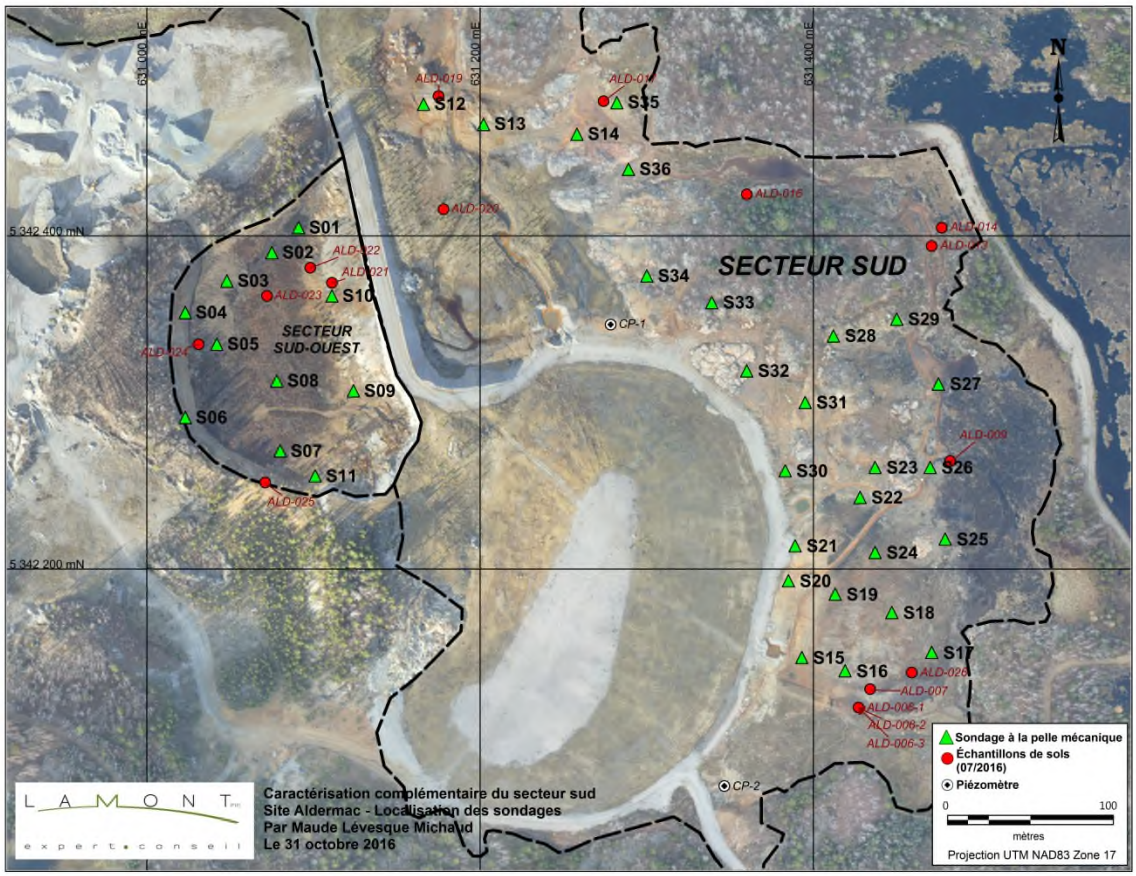



**Figure 2 - Localisation des sondages**




**Figure 3 - Pelle mécanique pour les sondages**

L'échantillonnage des sols/résidus miniers et de l'eau a été fait dans le but d'identifier la problématique du site minier et d'identifier les sources potentielles de contamination. Lamont a adapté la méthodologie pour lui permettre de comprendre la problématique de cet ancien site minier qui a été restauré afin de proposer des mesures de mitigation en lien avec les problématiques observées.

Les méthodes de transport et de conservation des échantillons ont été réalisées en tenant compte des méthodologies proposées dans les différents *Guides d'échantillonnage à des fins d'analyse environnementale* du MDDELCC. Avant chaque prélèvement, la pelle ayant été en contact avec l'échantillon précédent était nettoyée en l'enfonçant dans la nouvelle zone à caractériser. Des échantillons ponctuels ont été prélevés et aucun échantillon composé n'a été formé lors de la caractérisation. Le choix de la profondeur de l'échantillon s'est fait sur place en fonction des observations visuelles sur le terrain.

## 1.2. Analyses en laboratoire

### 1.2.1. Teneur en soufre et en carbone

Les analyses de soufre total et de carbone total (fournaise à induction) ont été faites sur tous les échantillons au laboratoire de Techni-Lab à Ste-Germaine-Boulé en Abitibi. Le certificat d'analyse est à l'annexe 3. L'analyse en soufre total a permis d'identifier les résidus miniers et les sols potentiellement générateurs d'acide lorsque la teneur en soufre total excédait 1 % et que ces analyses corrélaient avec les observations visuelles effectuées sur le terrain. Des analyses supplémentaires pour déterminer le potentiel de génération d'acide ont été faits pour les échantillons dont la teneur en soufre variait entre 0,15 % et 1 % afin de déterminer la proportion de soufre contenu dans les sulfures et celle dans les sulfates.

### 1.2.2. Potentiel de génération d'acide

À partir des analyses de soufre et de carbone, 15 échantillons ont été sélectionnés afin de connaître leur potentiel de génération d'acide (Modified Acid Base Accounting (MABA)). Cette méthode permet de déterminer le potentiel de neutralisation (PN), le potentiel d'acidification (PA), le soufre total ($S_{total}$), le soufre contenu dans les sulfures ($S_{sulfures}$), le soufre contenu dans les sulfates ($S_{sulfates}$). Il est ainsi possible de calculer le potentiel net de neutralisation (PNN) et le ratio PN/PA (RPN) pour déterminer le potentiel de génération d'acide. Les essais ont aussi été faits au laboratoire de Techni-Lab à Ste-Germaine-Boulé et le certificat d'analyse est à l'annexe 3.

### 1.2.3. Critères de comparaison

Les résultats d'analyse pour la détermination du potentiel de génération d'acide ont été comparés aux critères de la Directive 019. Les critères de l'annexe II de la Directive 019 sur l'industrie minière (MDDEP, 2012) sont présentés ci-après :

- $S_{total} \leq 0,3$ % → non potentiellement générateur d'acide (NPGA);
- $S_{total} > 0,3$ % et PNN (PN-PA) < 20 → potentiellement générateur d'acide (PGA); ou
- $S_{total} > 0,3$ % et RPN (PN/PA) < 3 → potentiellement générateur d'acide (PGA).

où PN est le potentiel de neutralisation, PA est le potentiel d'acidification, PNN est le potentiel net de neutralisation et RPN est le ratio du potentiel de neutralisation sur le potentiel de génération d'acide.

Bien que le $S_{total}$ soit utilisé dans les critères de la Directive 019, les résultats ont aussi été comparés uniquement avec le $S_{sulfures}$ qui représente le soufre impliqué dans les réactions d'oxydation produisant du drainage acide.

## 2. PRÉSENTATION DES RÉSULTATS

### 2.1. Observations visuelles dans les tranchées

Plusieurs tranchées à la pelle mécanique ont été réalisées dans le secteur sud, à l'est et au nord de la cellule de confinement et dans l'ancien bassin (appelé secteur sud-ouest) situé au nord-ouest de la cellule de confinement. Il a parfois été observé des résidus miniers en surface sur plusieurs centimètres, parfois une couche de dépôts noirs en surface suivie de silt gris, ou parfois de sable et/ou silt oxydé suivis de silt gris. Un exemple de tranchée est montré à la figure 4.



**Figure 4 - Sondage S09**

Les dépôts gris silteux rencontrés dans plusieurs sondages pouvaient facilement être confondus visuellement avec des résidus miniers et lorsqu'il y avait un doute, des échantillons ont été prélevés pour fins d'analyse en laboratoire. De façon générale, la stratigraphie est peu homogène sur l'ensemble du site et il n'est pas possible d'établir une coupe stratigraphique traversant le site dû à l'hétérogénéité des unités. Dû à cette hétérogénéité, l'interpolation des données entre les sondages n'est donc pas possible.

La figure 5 montre de nouveau la localisation des sondages avec l'ajout d'observations visuelles. Les sites identifiés par un losange gris sont ceux où des résidus miniers ont été observés en surface. Ces amas de résidus ponctuels avaient été repérés lors de la caractérisation en juillet 2016 (échantillons ALD-009 et ALD-024 contenant respectivement 22,9 % et 21,0 % $S_{Sulfures}$).

Lors des travaux de caractérisation effectués en octobre 2016, il a été constaté que ces amas sont superficiels et ne se prolongent pas en profondeur. L'épaisseur varie entre 1 et 20 cm. La superficie de ces amas est généralement de moins de 1 $m^2$ (figure 6), mais atteint parfois 3 m par 2 m (figure 7). Les amas n'ont pas été échantillonnés de nouveau puisqu'ils avaient déjà été identifiés lors de la caractérisation précédente, et les échantillons prélevés dans les couches sous-jacentes dans des silts gris ont démontrés qu'il ne s'agissait pas de résidus miniers en profondeur puisque la teneur en soufre contenu dans les sulfures était faible et que les résultats du bilan acide-base les classifient comme étant non-potentiellement générateurs d'acide. Les amas ponctuels peuvent probablement être des résidus n'ayant pas été complètement excavés lors des travaux de restauration ou ayant pu tomber de la machinerie lors de ces travaux. Bien que le volume de résidus miniers présents dans ces amas ne soit pas très grand, ils sont en contact direct avec l'eau et l'oxygène et leur oxydation peut venir influencer la qualité des eaux et des sols sur le site dû à l'acidité et les métaux générés par les résidus. Selon les observations relevées sur le terrain, la présence de ces amas ponctuels de résidus miniers peut difficilement expliquer les conditions acides sur l'ensemble du site et l'observation de pH inférieurs à 3 dans des effluents en amont des secteurs où ces amas sont présents (Lamont, 2017). Une combinaison de plusieurs facteurs, abordés dans les sections suivantes, permettraient d'expliquer la situation au site Aldermac.

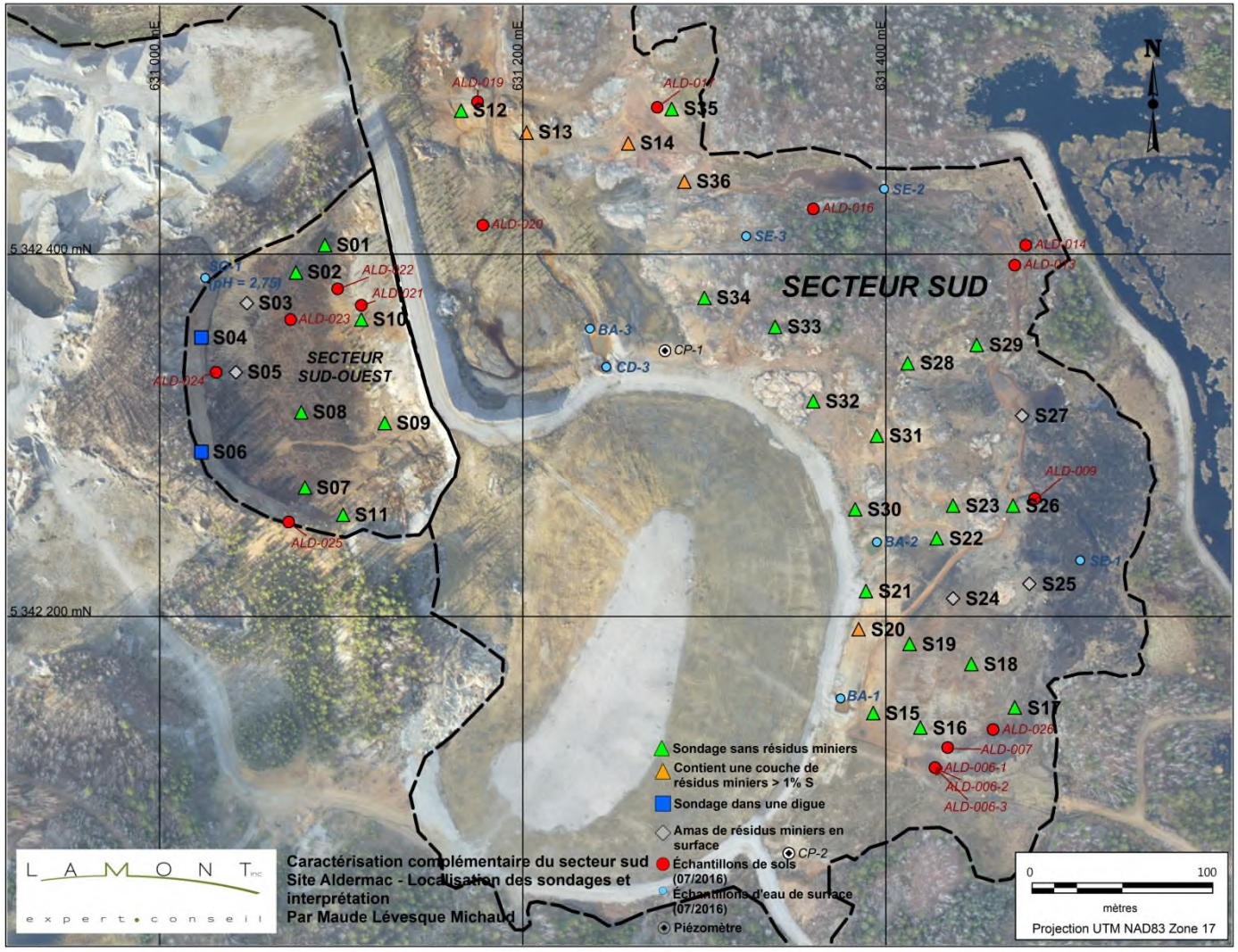



**Figure 5 - Localisation et interprétation des sondages**



**Figure 6 - Amas de résidus miniers en surface (Sondage S25)**



**Figure 7 - Amas de résidus miniers en surface (Sondage S27)**

Sur la figure 5, les deux sites identifiés par des carrés bleus (S04 et S06) sont des sondages ayant été réalisés dans la digue du secteur sud-ouest (ancien bassin). Lors de la caractérisation précédente, un échantillon de résidus miniers (ALD-024) et un échantillon de concentré de pyrite (ALD-025) ont été identifiés respectivement en bordure amont et sur la digue. Les informations concernant la construction de cette digue sont manquantes dans l'historique des travaux et l'objectif était donc de vérifier la composition des matériaux utilisés lors de la construction de la digue car l'eau qui circule à la surface dans ce secteur a été mesurée avec un pH de 2,75 (Lamont, 2017). La localisation de l'échantillon d'eau de surface collecté en juillet 2016 (SO-1) est présentée à la figure 5. Dans le sondage S04, il a été constaté que la digue était composée de matériaux de remblai (sable et roches arrondies décimétriques) avec un noyau en résidus miniers (figure 8). La présence d'hydroxydes de fer a été observée sur les matériaux de remblai près du contact avec les résidus miniers. L'eau qui circule dans ces unités est noire indiquant la présence potentielle d'une concentration importante en sulfures. Dans le sondage S06, les mêmes matériaux ont été identifiés dans la digue, et des échantillons ont été prélevés dans les unités sous la digue afin de valider que ces dernières sont des sols naturels.



**Figure 8 - Présence de résidus miniers dans une digue (Sondage S04)**

Finalement, les sites identifiés par un triangle orange sont ceux où une couche de résidus miniers a été observée lors des sondages. À l'exception du sondage S14, les trois autres sondages contiennent une couche inférieure à 20 cm de résidus miniers généralement d'un gris plus foncé que l'unité de silt sous-jacent (figure 9). Des grains de sulfures ont également parfois été observés. Ces couches sont relativement minces et discontinues. Il n'a pas été possible de relier cette couche d'un sondage à l'autre et la présence de cette unité semble ponctuelle à l'échelle de l'ensemble du site. Quant au sondage S14, une seule unité de résidus miniers a été observée (oxydée en surface). La position de ce sondage est dans une cuvette entourée d'affleurements rocheux (figure 10). L'excavation de cette cuvette pourrait avoir été omise lors des travaux de restauration. Il n'a pas été possible de déterminer la profondeur dû à l'instabilité du sol dans ce sondage.



**Figure 9 - Couche de 15cm de résidus miniers (Sondage S36)**



**Figure 10 - Sondage S14**

## 2.2. Résultats d'analyse des échantillons

Pour les unités où il était difficile de distinguer entre des résidus miniers ou des sols naturels, une analyse en soufre et en carbone a été réalisée. Ces analyses sont une indication de la concentration en soufre dans les échantillons mais ne permettent pas de distinguer si le soufre est sur la forme de sulfures (donc potentiellement acidogène) ou de sulfates (résultats de l'oxydation). Quant au carbone, il donne une indication de la présence ou non de carbonates (pouvant neutraliser l'acidité).

Les résultats des analyses sont présentés au tableau 1. Les échantillons surlignés en orange sont ceux classifiés comme potentiellement générateurs d'acide uniquement à partir des teneurs en soufre, et ceux soulignés sont les échantillons sélectionnés pour obtenir les analyses du bilan acide-base complet.

**Tableau 1 - Résultats des essais de potentiel de génération d'acide**

| Échantillon | Teneur en soufre (%) | Teneur en carbone (%) | Échantillon | Teneur en soufre (%) | Teneur en carbone (%) |
|---|---|---|---|---|---|
| ALD-S02-A | 0,180 | 0,45 | ALD-S15 | 0,310 | 0,23 |
| ALD-S02-B | 0,071 | 0,99 | ALD-S17 | 0,045 | 0,41 |
| ALD-S03-A | 0,081 | 0,23 | ALD-S18 | 0,590 | 0,22 |
| ALD-S03-B | 0,388 | 0,23 | ALD-S19 | 0,147 | 0,16 |
| ALD-S04 | 19,6 | 0,46 | ALD-S20 | 1,10 | 7,80 |
| ALD-S05 | 0,065 | 0,26 | ALD-S21 | 0,089 | 0,20 |
| ALD-S06-A | 0,032 | 0,85 | ALD-S23 | 0,214 | 0,10 |
| ALD-S06-B | 0,043 | 0,08 | ALD-S24 | 0,513 | 0,18 |
| ALD-S06-C | 0,122 | 0,22 | ALD-S26 | 0,404 | 0,12 |
| ALD-S07 | 0,038 | 0,07 | ALD-S27 | 0,266 | 0,36 |
| ALD-S08 | 0,242 | 0,13 | ALD-S28 | 0,377 | 0,34 |
| ALD-S09 | 0,016 | 0,15 | ALD-S29 | 0,080 | 0,37 |
| ALD-S12 | 0,290 | 0,07 | ALD-S30 | 0,104 | 0,05 |
| ALD-S13-A | 1,76 | 0,24 | ALD-S32 | 0,316 | 0,07 |
| ALD-S13-B | 0,049 | <0,05 | ALD-S33 | 0,066 | 0,06 |
| ALD-S13-C | 0,408 | 0,22 | ALD-S35 | 0,344 | 0,18 |
| ALD-S14 | 4,65 | 0,19 | ALD-S36-A | 1,82 | 0,39 |
| | | | ALD-S36-B | 0,071 | 0,09 |

Les résultats montrent qu'il reste encore des résidus miniers générateurs d'acide dans les zones qui ont été excavées. On les reconnaît de par leur concentration élevée (> 1 %) en soufre dans le tableau 1 (échantillons en orange). Les échantillons soulignés ont fait l'objet d'une évaluation du potentiel de génération d'acide dans le but de confirmer si le

soufre présent était sous forme de sulfures principalement (donc des résidus miniers) ou sous forme de sulfates (alors des sols naturels contaminés potentiellement par des résidus miniers). Seize échantillons sur les 35 prélevés ont des concentrations en soufre de moins de 0,15 %. On peut supposer qu'à ce niveau, les échantillons seraient des sols naturels car d'après les travaux faits sur les résidus miniers d'Aldermac, la concentration en soufre des résidus miniers était toujours beaucoup plus élevée. Quatorze autres échantillons présentent des concentrations en soufre comprises entre 0,15 et 1 % de soufre. Cette fois, le soufre pourrait être sous forme de sulfates et provenir de l'oxydation des résidus miniers ayant été déjà excavés. Tous ces échantillons ont été analysés pour connaître le potentiel de génération d'acide et définir la proportion entre les sulfures et les sulfates. Pour les échantillons dont la concentration en soufre était de plus de 1 %, ils ont été définis comme étant des résidus miniers. Ainsi, d'emblée, au moins 5 des 35 échantillons sont des résidus miniers.

**Tableau 2 - Résultats des essais de potentiel de génération d'acide**

| Échantillon | Potentiel de neutralisation (kg $CaCO_3$/t) | Potentiel d'acidication (kg $CaCO_3$/t) | $S_{total}$ (%) | $S_{Sulfates}$ (%) | $S_{Sulfures}$ (%) | pH en pâte |
|---|---|---|---|---|---|---|
| ALD-S02-A | -3 | 0 | 0,180 | 0,189 | -0,009 | 3,01 |
| ALD-S03-B | -2,5 | 0,409 | 0,388 | 0,375 | 0,013 | 3,77 |
| ALD-S08 | -2,5 | 0 | 0,242 | 0,244 | -0,002 | 3,39 |
| ALD-S12 | 6,7 | 3,371 | 0,290 | 0,182 | 0,108 | 6,52 |
| ALD-S13-C | 13,5 | 3,102 | 0,408 | 0,309 | 0,099 | 7,82 |
| ALD-S15 | 11 | 3,793 | 0,310 | 0,189 | 0,121 | 5,53 |
| ALD-S18 | 7,3 | 10,044 | 0,590 | 0,269 | 0,321 | 5,00 |
| ALD-S23 | -0,7 | 1,331 | 0,214 | 0,171 | 0,043 | 3,29 |
| ALD-S24 | 7,5 | 1,169 | 0,513 | 0,476 | 0,037 | 3,99 |
| ALD-S26 | 3,8 | 0,957 | 0,404 | 0,373 | 0,031 | 3,67 |
| ALD-S27 | 20,1 | 1,156 | 0,266 | 0,229 | 0,037 | 6,02 |

| Échantillon | Potentiel de neutralisation (kg $CaCO_3$/t) | Potentiel d'acidication (kg $CaCO_3$/t) | $S_{total}$ (%) | $S_{Sulfates}$ (%) | $S_{Sulfures}$ (%) | pH en pâte |
|---|---|---|---|---|---|---|
| ALD-S28 | 20,4 | 0,915 | 0,377 | 0,348 | 0,029 | 6,16 |
| ALD-S30 | 3,8 | 0,148 | 0,104 | 0,099 | 0,005 | 4,95 |
| ALD-S32 | -4 | 0,719 | 0,316 | 0,293 | 0,023 | 3,62 |
| ALD-S35 | -4,4 | 1,278 | 0,344 | 0,303 | 0,041 | 3,47 |

Le graphique de la figure 11 montre la distribution du soufre entre les sulfates et les sulfures. Le potentiel d'acidification a été calculé avec la teneur en sulfures car ce sont la majorité des sulfures présents qui peuvent générer de l'acidité en s'oxydant. Le soufre sous forme de sulfates est produit par l'oxydation des sulfures et est une indication du transport des produits d'oxydation des sulfures. Par conséquent, des échantillons ayant une forte teneur en soufre sous forme de sulfates peuvent avoir été contaminés par l'eau qui a été en contact avec des résidus miniers acidogènes. Sur la figure 11, on remarque que même si pour certains échantillons, la concentration en soufre est de l'ordre de 0,3 %, le soufre est majoritairement sous forme de sulfates et n'est donc pas potentiellement acidogène. Ainsi, seulement 1 des 15 échantillons testés, le ALD-S18, serait potentiellement générateur d'acide donc, potentiellement des résidus miniers. Les autres seraient des sols naturels dont la concentration en sulfates est élevée car ils auraient probablement été contaminés par la circulation des eaux ayant été en contact avec les résidus miniers.

Une valeur anormalement élevée en carbone (7,80 % $C_{total}$) a été détectée dans l'échantillon ALD-S20, caractérisé initialement comme étant un résidu minier en raison de sa concentration en soufre supérieure à 1 %, plus précisément de 1,10 % $S_{total}$. Puisque cet échantillon a été pris proche de la surface, il est probable que de la matière organique, tels que des morceaux de bois, ait été présente dans la couche et aurait été analysée. Les sulfures présents dans la couche pourraient être le produit de la réduction des sulfates par la matière organique et cette unité ne devrait donc pas être considérée comme des résidus miniers. La faible épaisseur de la couche n'a pas suscité davantage d'investigation au moment des travaux, mais il serait important de refaire des analyses autour de ce sondage afin de valider s'il s'agit bien de matière organique ou de résidus miniers.

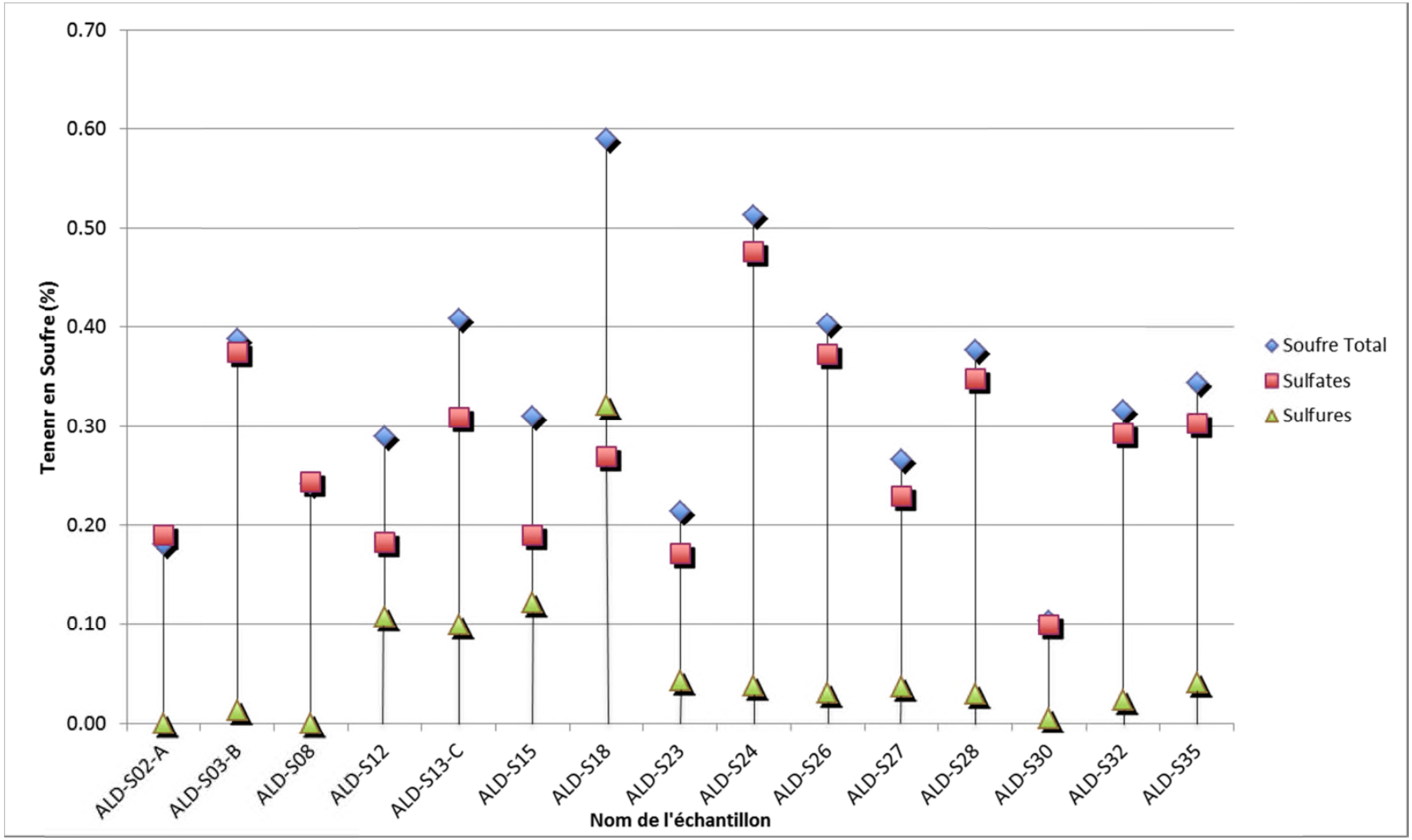



**Figure 11 - Distribution du soufre dans les échantillons**

Des 15 échantillons testés par le protocole MABA, un seul serait potentiellement des résidus miniers (ALD-S18) avec une concentration en sulfures de 0,3 %. Cependant, compte tenu de l'historique des essais faits sur les résidus miniers d'Aldermac, cette concentration est faible. Tous les autres échantillons seraient des silts naturels. Les résultats présentent aussi le pH des sols en place (pH en pâte). Le pH des sols est un indicateur de la qualité de l'eau dans cette matrice. Ainsi, pour les silts qui ont été recouverts par des résidus miniers ayant une forte concentration en sulfures et ce, durant près de 80 ans, la possibilité qu'ils aient subi les impacts des eaux acides provenant de l'oxydation des sulfures est forte. Cette possibilité se traduit par un pH en pâte faible, un potentiel de neutralisation nul et la présence de soufre sous forme de sulfates. Ainsi 12 échantillons de silt ont un pH en pâte inférieur à 6,5 dont 8 sont inférieurs à un pH de 4. La figure 12 montre la relation entre le pH des sols (pH en pâte) et le potentiel de neutralisation (PN). On remarque que lorsque le PN est nul, le pH est faible. Lorsqu'il reste un peu de PN dans l'échantillon, le pH est légèrement plus élevé. Le silt avait probablement un certain pouvoir tampon qui a été complètement consommé dans certains secteurs mais serait encore présent à d'autres endroits.

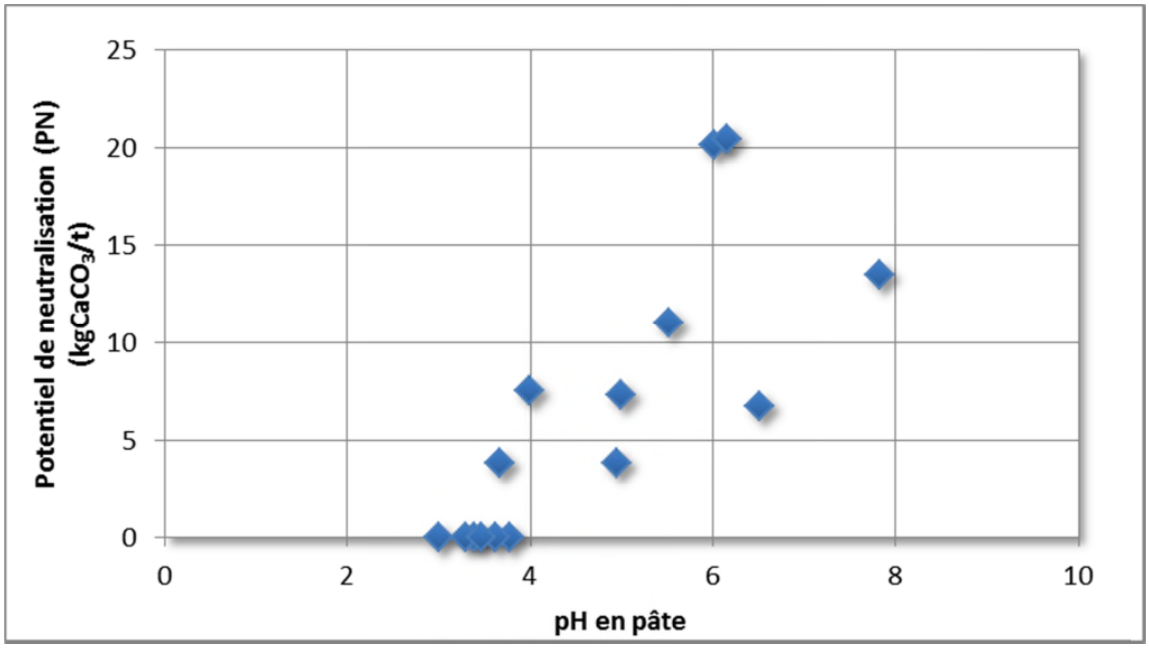



**Figure 12 - Relation entre le pH en pâte et le potentiel de neutralisation des échantillons de sols naturels**

Le pH en pâte est une indication de la qualité de l'eau qui circule dans les sols naturels. Deux piézomètres sont installés dans les dépôts meubles (silts) en bordure de la cellule de confinement et le pH de l'eau dans ces deux piézomètres est de l'ordre de 4 ce qui est en lien avec le pH en pâte mesuré dans les silts lors des travaux de sondage.

### 2.3. Eau dans les dépôts meubles

Le niveau de l'eau dans les silts naturels était compris entre 1 et 2 m sous la surface du sol. Ce niveau a été mesuré lors des sondages à partir d'observation visuelle. À partir du relevé Lidar fourni par le MERN, l'élévation des sondages a été estimée et est présentée au tableau 3. Ce tableau présente aussi l'élévation de l'eau rencontrée dans les sondages. Ces informations permettent de confirmer le sens de l'écoulement de l'eau dans les dépôts meubles et permettent une appréciation du gradient d'écoulement qui est assez faible. De façon générale, l'écoulement se fait du nord vers le sud et le niveau de l'eau est un peu plus élevé près de la cellule de confinement et près de la digue à l'est du site qui sépare le marais du site minier.

L'eau dans le silt est acide et contient des sulfates (essais MABA et qualité de l'eau prélevée dans les puits (Lamont, 2017)). Le silt a donc fort probablement été contaminé par les résidus miniers qui ont été présents pendant plus de 80 ans.

Comme la perméabilité d'un silt varie de $1x10^{-5}$ cm/s à $1x10^{-4}$ cm/s et compte tenu des faibles gradients observés sur le site lors de la campagne de sondage, la vitesse d'écoulement est relativement faible. L'eau dans le silt prendra certainement quelques centaines d'années voire des dizaines de milliers d'années à se régénérer complètement. Ceci implique que les écoulements d'eau dans les dépôts meubles qui font résurgence dans le milieu naturel seront contaminés pendant de nombreuses années encore. La quantité d'eau qui sort du site n'a pas été évaluée et ne fait pas partie de cette étude.

**Tableau 3 - Élévations du terrain naturel et du niveau de l'eau dans les dépôts meubles pour certains sondages dans le secteur sud**

| # Sondage | Élévation (m) | Niveau de l'eau (m) | Remarques |
|---|---|---|---|
| S12 | 341,17 | 339,17 | |
| S13 | 341,70 | 339,90 | |
| S15 | 342,89 | 341,89 | |
| S18 | 342,00 | | Eau plus profonde que 2 m |
| S23 | 342,77 | 340,77 | Roc |
| S26 | 342,56 | 340,56 | |
| S27 | 342,32 | 341,32 | |
| S28 | 342,88 | | Eau plus profonde que 3 m |
| S30 | 342,90 | 341,40 | |
| S32 | 344,20 | 342,70 | Roc |
| S35 | 340,42 | 338,42 | Roc |

## 3. CONCLUSIONS ET RECOMMANDATIONS

La caractérisation complémentaire effectuée en octobre 2016 a permis d'obtenir plus de détails sur les unités de sols naturels ou de résidus miniers présents en profondeur sur le site Aldermac. Un total de 36 sondages a été effectué à l'aide d'une pelle mécanique et 35 échantillons ont été collectés. Ceux-ci ont tous été analysés afin d'obtenir les concentrations en soufre total et en carbone total, et 15 d'entre eux ont ensuite été soumis à un essai du potentiel de génération d'acide. Les principales conclusions sont les suivantes :

- la présence de résidus miniers identifiés lors de la caractérisation précédente à la surface du site est ponctuelle et superficielle, c.-à-d. que les résidus miniers ne sont pas continus en profondeur (épaisseur maximale de 20 cm);
- dans le secteur sud-ouest, les résidus présents en bordure et sur la digue sont également présents à l'intérieur de la digue;
- la majorité des échantillons ayant entre 0,15 et 1 % de soufre contiennent le soufre sous forme de sulfates, ne sont donc pas potentiellement générateurs d'acide et sont associés à des sols naturels;
- plusieurs unités silteuses grises stratifiées pouvant être confondues avec des résidus miniers sont présentes en profondeur sur le site Aldermac, mais les analyses ont confirmé qu'il s'agit bien de dépôts naturels ;
- la très grande majorité des unités silteuses grises a été impactée par la présence des résidus miniers pendant plus de 80 ans. Elles sont donc acides et contiennent des sulfates.

Des campagnes faites en juillet et en octobre 2016, il ressort clairement que des eaux acides et chargées en métaux et en sulfates circulent à la surface du site et dans les dépôts meubles. Notons que la qualité des eaux souterraines dans le roc n'est pas connue puisqu'aucun puits d'observation n'a été installé dans le roc. L'eau de surface dans le secteur sud est un mélange de l'eau qui vient des drains (particulièrement la sortie du drain 3) et l'eau de ruissellement. Il est possible qu'à certains endroits, elle soit aussi mélangée avec l'eau de la nappe qui est très près de la surface (surtout au pied de la digue A). Dans le secteur sud-ouest, la présence de résidus miniers riches en sulfures utilisée comme noyau dans la digue est certainement une source de la contamination des eaux de surface et souterraine. Outre la présence de cette digue, des résidus miniers sont aussi présents dans l'ancien bassin.

La caractérisation des sols a permis de mettre en évidence certaines problématiques sur le site. Il reste à comprendre pourquoi de l'eau sort toujours des drains (surtout le drain 3) et pourquoi cette eau est si contaminée (pH faible et métaux élevés). La consolidation des résidus miniers devrait être terminée et les débits devraient être faibles. Il a été démontré que le drain 3 collectait de l'eau de surface (des précipitations) ce qui augmente le débit et dilue la concentration de la contamination puisque l'eau des précipitations qui s'infiltre est propre (Lamont, 2017). La mise en place d'une mesure de mitigation pour empêcher l'eau de s'infiltrer vers le drain permettrait une diminution du débit mais probablement pas une diminution des charges.

L'eau qui sort des drains apporte un écoulement superficiel d'eau acide dont la couleur (précipitation d'oxydes de fer) est peu esthétique et dont la qualité ne répond pas aux critères de rejet qu'on s'attend d'un effluent minier (figure 13).



**Figure 13 - Exfiltration d'eau acide à la sortie du drain 1**

L'eau acide présente dans les dépôts meubles est probablement une explication qui empêche la végétation de reprendre en partie. Les fluctuations de la nappe font monter le niveau de l'eau et il est possible que lorsque le niveau de l'eau (dont le pH est de l'ordre de 3 à 4) touche les racines des végétaux, ces derniers ne survivent pas. L'établissement de racines dans des sols si acides qui ne constituent pas un milieu favorable, est à toute fin pratique impossible. En plus, il semble que le substrat apporté lors des travaux de restauration ne soit pas favorable à la reprise de la végétation. Le pH du substrat est acide mais il n'est pas possible de savoir s'il a été contaminé par les eaux du site ou s'il était initialement acide.

Il serait recommandé de se concentrer sur les raisons pour lesquelles les drains 1 et 3 captent encore de l'eau. Il faudrait déterminer la position des drains sous la cellule et voir s'ils peuvent collecter des eaux souterraines qui sont, comme démontré dans ce rapport, contaminées. Il faudrait aussi envisager d'élaborer des mesures de mitigation pour les résidus miniers et la pyrite qui composent la digue de l'ancien bassin du secteur sud-ouest.

Pour définir l'impact de ce site sur l'environnement, il faudrait connaître la quantité et la qualité d'eau souterraine (dépôts meubles et roc) qui entre en contact avec le milieu récepteur. Il faudrait faire un bilan d'eau de surface et de charge pour les deux effluents du secteur sud (vers la gravière et vers le secteur intermédiaire). Une fois les impacts identifiés, il faudrait déterminer les mesures de mitigation appropriées. Il faudrait alors déterminer les attentes du MERN quant aux objectifs de la restauration de ce site afin d'élaborer les mesures de mitigation en lien avec les attentes du MERN.

## 4. RÉFÉRENCES

Lamont, 2017. Caractérisation de la surface du secteur sud, Site Aldermac, Arntfield, Québec, Canada. Mars 2017, 47 pages + annexes.

MDDEP, 1998. Politique de protection des sols et de réhabilitation des terrains contaminés (PPSRTC), Ministère du Développement Durable, de l'Environnement et des Parcs, juin 1998. [http://www.mddefp.gouv.qc.ca/sol/terrains/politique/index.htm].

MDDEP, 2012. Directive 019 sur l'industrie minière, Ministère du Développement Durable, de l'Environnement et des Parcs, 105 pages.

# ANNEXE 1

# Descriptions des échantillons

DESCRIPTION DES ÉCHANTILLONS

| # Échantillon | Date | # Sondage | Secteur | Estant (UTM NAD83) | Nordant (UTM NAD83) | Type de sol | Couleur | Profondeur | Épaisseur de la couche ciblée | Analyse Soufre-Carbone | Analyse MABA |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| ALD-S02-A | 2016-10-25 | S02 | Sud-ouest | 631075 | 5342390 | silt | gris bleuté | 1.1 | 0.5 | X | X |
| ALD-S02-B | 2016-10-25 | S02 | Sud-ouest | 631075 | 5342390 | silt sableux | gris brun | 0.8 | 0.1 | X | |
| ALD-S03-A | 2016-10-25 | S03 | Sud-ouest | 631048 | 5342373 | sable | gris | 1.5 | 1.5 | X | |
| ALD-S03-B | 2016-10-25 | S03 | Sud-ouest | 631048 | 5342373 | silt argileux | gris pâle | 2.5 | 1.5 | X | X |
| ALD-S04 | 2016-10-25 | S04 | Sud-ouest | 631023 | 5342354 | silt | noir | 2.5 (digue) | 1 | X | |
| ALD-S05 | 2016-10-25 | S05 | Sud-ouest | 631042 | 5342335 | silt argileux | gris pâle | 3 | 3.5+ | X | |
| ALD-S06-A | 2016-10-25 | S06 | Sud-ouest | 631023 | 5342291 | silt sableux | gris brun | 1.7 | 0.5 | X | |
| ALD-S06-B | 2016-10-25 | S06 | Sud-ouest | 631023 | 5342291 | silt | gris pâle | 2.8 | 2+ | X | |
| ALD-S06-C | 2016-10-25 | S06 | Sud-ouest | 631023 | 5342291 | sable | gris | | | X | |
| ALD-S07 | 2016-10-25 | S07 | Sud-ouest | 631080 | 5342271 | silt | gris beige | 1.5 | 1 | X | |
| ALD-S08 | 2016-10-25 | S08 | Sud-ouest | 631078 | 5342313 | silt argileux | gris pâle | 3 | 1.5 | X | X |
| ALD-S09 | 2016-10-25 | S09 | Sud-ouest | 631124 | 5342307 | sable silteux | gris brun | 1.5 | 1 | X | |
| ALD-S12 | 2016-10-25 | S12 | Sud | 631166 | 5342479 | silt | gris pâle | 3 | 2.5 | X | X |
| ALD-S13-A | 2016-10-25 | S13 | Sud | 631202 | 5342467 | silt | gris foncé | 0.25 | 0.1 | X | |
| ALD-S13-B | 2016-10-25 | S13 | Sud | 631202 | 5342467 | silt sableux | gris brun | 0.5 | 0.5 | X | |
| ALD-S13-C | 2016-10-25 | S13 | Sud | 631202 | 5342467 | silt sableux | gris pâle | 1.1 | 0.5 | X | X |
| ALD-S14 | 2016-10-25 | S14 | Sud | 631258 | 5342461 | silt argileux | gris pâle | 2 | 4+ | X | |
| ALD-S15 | 2016-10-26 | S15 | Sud | 631393 | 5342147 | silt | gris vert | 3 | 3 | X | X |
| ALD-S17 | 2016-10-26 | S17 | Sud | 631471 | 5342150 | argile silteuse | gris | 3 | 4.5 | X | |
| ALD-S18 | 2016-10-26 | S18 | Sud | 631447 | 5342174 | silt argileux | gris vert | 1 | 1.2 | X | X |
| ALD-S19 | 2016-10-26 | S19 | Sud | 631413 | 5342185 | sable | gris brun | 0.7 | 1.5 | X | |
| ALD-S20 | 2016-10-26 | S20 | Sud | 631385 | 5342193 | silt | noir | 0.3 | 0.05 | X | |
| ALD-S21 | 2016-10-26 | S21 | Sud | 631389 | 5342214 | silt | gris | 1 | 1.5 | X | |

| # Échantillon | Date | # Sondage | Secteur | Estant (UTM NAD83) | Nordant (UTM NAD83) | Type de sol | Couleur | Profondeur | Épaisseur de la couche ciblée | Analyse Soufre-Carbone | Analyse MABA |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| ALD-S23 | 2016-10-26 | S23 | Sud | 631437 | 5342261 | silt | gris | 1 | 1.5 | X | X |
| ALD-S24 | 2016-10-26 | S24 | Sud | 631437 | 5342210 | silt argileux | gris vert | 1.5 | 1.5 | X | X |
| ALD-S26 | 2016-10-26 | S26 | Sud | 631470 | 5342261 | silt argileux | gris vert | 1.5 | 2 | X | X |
| ALD-S27 | 2016-10-26 | S27 | Sud | 631475 | 5342311 | silt argileux | gris pâle | 2 | 2.4 | X | X |
| ALD-S28 | 2016-10-26 | S28 | Sud | 631412 | 5342340 | silt argileux | gris pâle | 2 | 2 | X | X |
| ALD-S29 | 2016-10-26 | S29 | Sud | 631450 | 5342350 | silt argileux | gris pâle | 1 | 1.8 | X | |
| ALD-S30 | 2016-10-27 | S30 | Sud | 631383 | 5342259 | silt | gris vert | 1 | 1.7 | X | X |
| ALD-S32 | 2016-10-27 | S32 | Sud | 631360 | 5342319 | silt | gris pâle | 0.8 | 0.9 | X | X |
| ALD-S33 | 2016-10-27 | S33 | Sud | 631339 | 5342360 | sable silteux | gris orange | 1 | 1.4 | X | |
| ALD-S35 | 2016-10-27 | S35 | Sud | 631282 | 5342480 | silt argileux | gris pâle | 0.7 | 1 | X | X |
| ALD-S36-A | 2016-10-27 | S36 | Sud | 631289 | 5342440 | silt | noir | 0.25 | 0.1 | X | |
| ALD-S36-B | 2016-10-27 | S36 | Sud | 631289 | 5342440 | silt | gris | 0.5 | 0.4 | X | |

# ANNEXE 2

# Descriptions des sondages

LAMONT inc
expert • conseil

**RAPPORT DE SONDAGE**

| | | | |
|---|---|---|---|
| **Projet :** | Caractérisation complémentaire | **Sondage no :** | **S01** |
| **Localisation :** | Site minier Aldermac | **Date :** | 2016-10-25 |
| **Numéro de projet :** | 15-044 | **Responsable:** | MLMichaud |
| **Coordonnées (zone) :** | UTM NAD83 Zone 17U | **Profondeur (m) :** | 2.5 |
| **Estant :** | 631091 | **Fin du sondage:** | Socle rocheux |
| **Nordant :** | 5342405 | **Échantillon :** | Aucun |
| **Élévation (m):** | 341.94 | **Nom échantillon :** | |

**Description:**

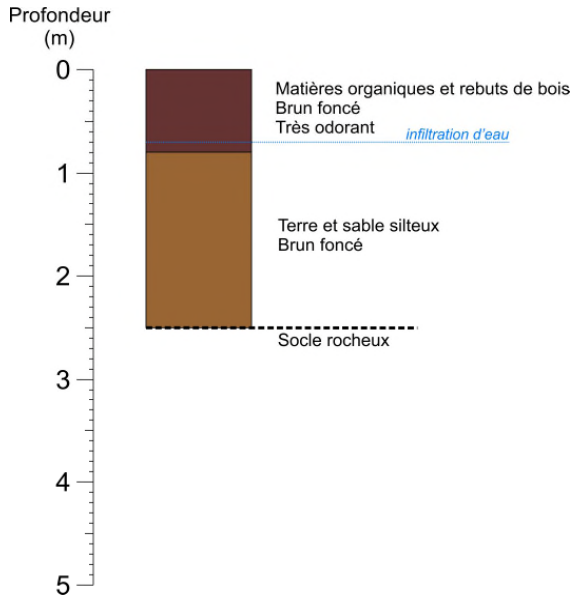
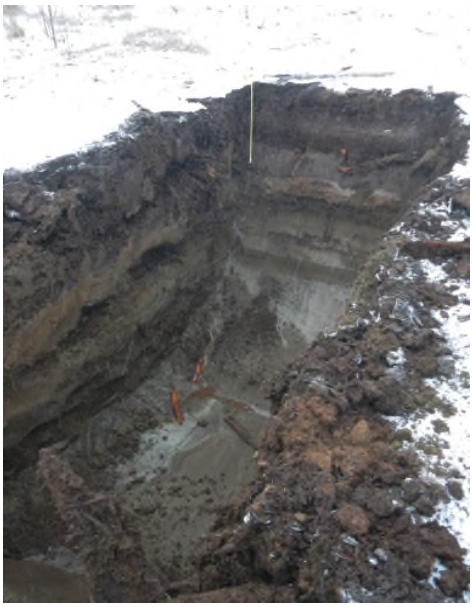



**Photo:**



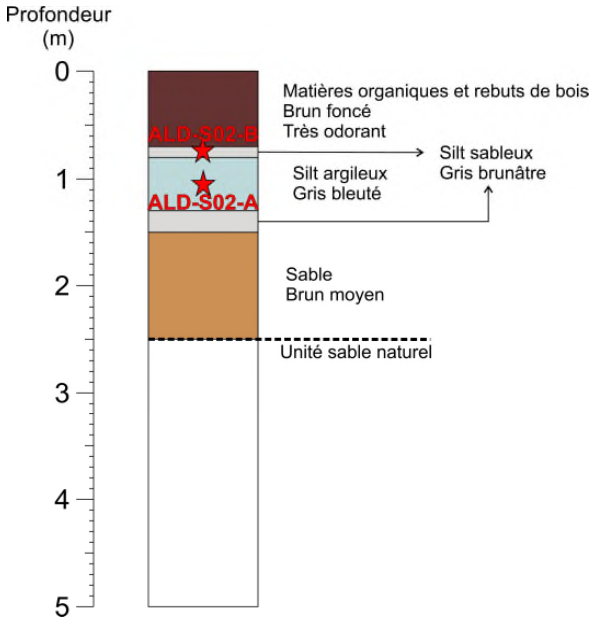
LAMONT inc

expert • conseil

**RAPPORT DE SONDAGE**

| | | | |
|---|---|---|---|
| **Projet :** | Caractérisation complémentaire | **Sondage no :** | **S02** |
| **Localisation :** | Site minier Aldermac | **Date :** | 2016-10-25 |
| **Numéro de projet :** | 15-044 | **Responsable:** | MLMichaud |
| **Coordonnées (zone) :** | UTM NAD83 Zone 17U | **Profondeur (m) :** | 2.5 |
| **Estant :** | 631075 | **Fin du sondage:** | Unité sable naturel |
| **Nordant :** | 5342390 | **Échantillon :** | 2 |
| **Élévation (m):** | 341.89 | **Nom échantillon :** | ALD-S02-A<br>ALD-S02-B |

**Description:**




| Échantillon | Carbone total (%) | Soufre total (%) |
|---|---|---|
| ALD-S02-A | 0.45 | 0.180 |
| ALD-S02-B | 0.99 | 0.071 |

**Photo:**



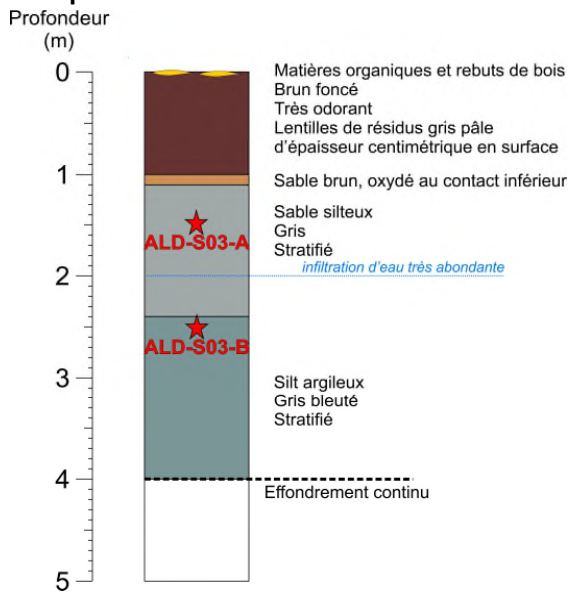
L A M O N T inc

e x p e r t • c o n s e i l

**RAPPORT DE SONDAGE**

| | | | |
|---|---|---|---|
| **Projet :** | Caractérisation complémentaire | **Sondage no :** | **S03** |
| **Localisation :** | Site minier Aldermac | **Date :** | 2016-10-25 |
| **Numéro de projet :** | 15-044 | **Responsable:** | MLMichaud |
| **Coordonnées (zone) :** | UTM NAD83 Zone 17U | **Profondeur (m) :** | 4 |
| **Estant :** | 631048 | **Fin du sondage:** | Effondrement continu |
| **Nordant :** | 5342373 | **Échantillon :** | 2 |
| **Élévation (m):** | 341.57 | **Nom échantillon :** | ALD-S03-A<br>ALD-S03-B |

**Description:**




| Échantillon | Carbone total (%) | Soufre total (%) |
|---|---|---|
| ALD-S03-A | 0.23 | 0.081 |
| ALD-S03-B | 0.23 | 0.388 |

**Photo:**



Près de l'effluent du secteur Sud-Ouest

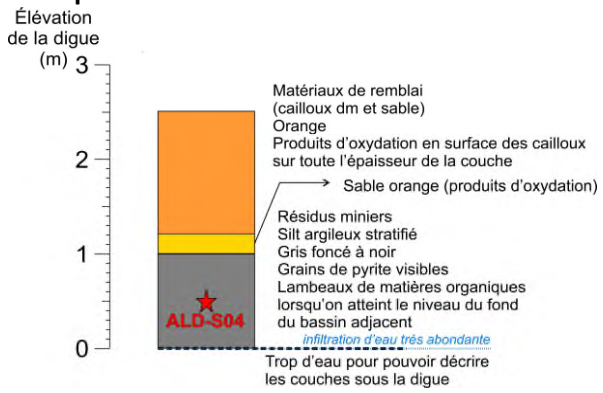
L A M O N T inc

e x p e r t • c o n s e i l

**RAPPORT DE SONDAGE**

| | | | |
|---|---|---|---|
| **Projet :** | Caractérisation complémentaire | **Sondage no :** | **S04** |
| **Localisation :** | Site minier Aldermac | **Date :** | 2016-10-25 |
| **Numéro de projet :** | 15-044 | **Responsable:** | MLMichaud |
| **Coordonnées (zone) :** | UTM NAD83 Zone 17U | **Profondeur (m) :** | 2.5 |
| **Estant :** | 631023 | **Fin du sondage:** | Trop d'eau |
| **Nordant :** | 5342354 | **Échantillon :** | 1 |
| **Élévation (m):** | 340.7 | **Nom échantillon :** | ALD-S04 |

**Description:**




La couche de résidus semblent composer le noyau de la digue. Les résidus sont recouverts de matériaux de remblai. L'eau qui circule à travers cette couche est noire (présence de sulfures dans les résidus). L'eau qui ruisselle et s'infiltre dans la digue est en partie collectée par l'effluent du secteur sud-ouest qui se dirige vers la gravière. L'autre versant de la digue n'a pas été investigué en raison de la présence de petits arbres qu'il aurait fallu couper pour permettre l'accès à la pelle mécanique.

| Échantillon | Carbone total (%) | Soufre total (%) |
|---|---|---|
| ALD-S04 | 0.46 | 19.6 |

**Photo:**



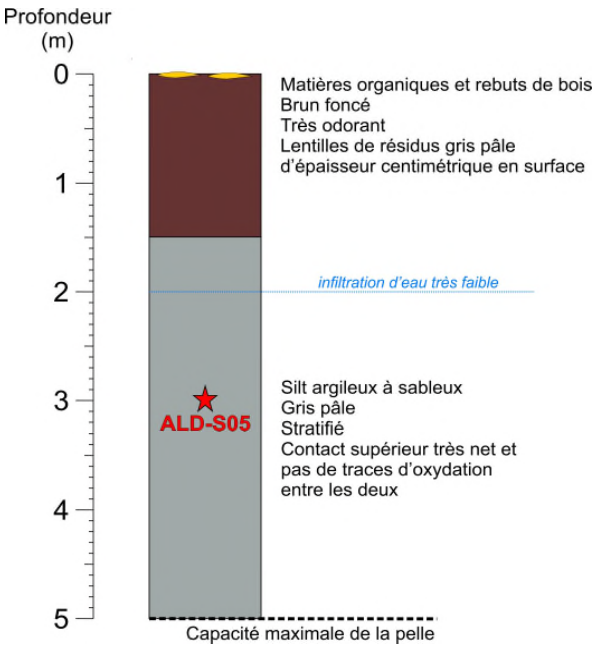
LAMONT inc

expert • conseil

**RAPPORT DE SONDAGE**

| | | | |
|---|---|---|---|
| **Projet :** | Caractérisation complémentaire | **Sondage no :** | **S05** |
| **Localisation :** | Site minier Aldermac | **Date :** | 2016-10-25 |
| **Numéro de projet :** | 15-044 | **Responsable:** | MLMichaud |
| **Coordonnées (zone) :** | UTM NAD83 Zone 17U | **Profondeur (m) :** | 5 |
| **Estant :** | 631042 | **Fin du sondage:** | Capacité maximale de la pelle |
| **Nordant :** | 5342335 | **Échantillon :** | 1 |
| **Élévation (m):** | 341.07 | **Nom échantillon :** | ALD-S05 |

**Description:**




| Échantillon | Carbone total (%) | Soufre total (%) |
|---|---|---|
| ALD-S05 | 0.26 | 0.065 |

**Photo:**



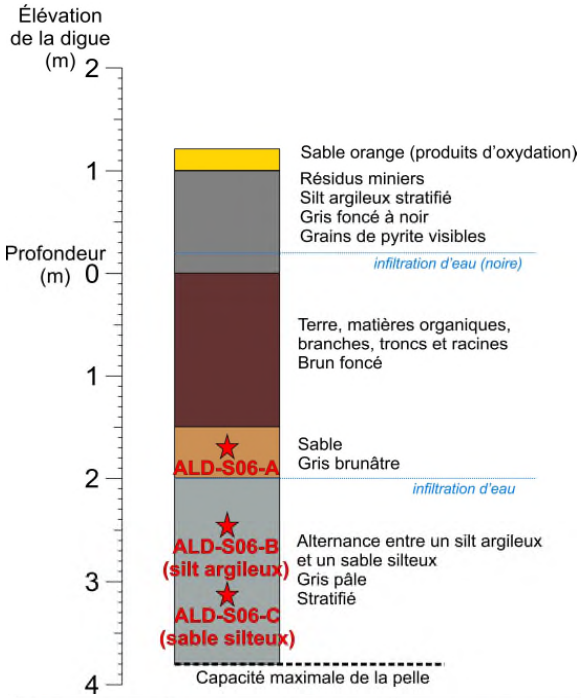
L A M O N T inc

e x p e r t • c o n s e i l

**RAPPORT DE SONDAGE**

| | | | |
|---|---|---|---|
| **Projet :** | Caractérisation complémentaire | **Sondage no :** | **S06** |
| **Localisation :** | Site minier Aldermac | **Date :** | 2016-10-25 |
| **Numéro de projet :** | 15-044 | **Responsable:** | MLMichaud |
| **Coordonnées (zone) :** | UTM NAD83 Zone 17U | **Profondeur (m) :** | 5 |
| **Estant :** | 631023 | **Fin du sondage:** | Capacité maximale de la pelle |
| **Nordant :** | 5342291 | **Échantillon :** | 3 |
| **Élévation (m):** | 342.22 | **Nom échantillon :** | ALD-S06-A<br>ALD-S06-B |
| | | | ALD-S06-C |

**Description:**




| Échantillon | Carbone total (%) | Soufre total (%) |
|---|---|---|
| ALD-S06-A | 0.85 | 0.032 |
| ALD-S06-B | 0.08 | 0.043 |
| ALD-S06-C | 0.22 | 0.122 |

**Photo:**



La couche de résidus dans la digue n'a pas été échantillonnée puisqu'il s'agit de la même couche identifiée dans la digue du sondage S04.

L A M O N T inc

e x p e r t • c o n s e i l

**RAPPORT DE SONDAGE**

| | | | |
|---|---|---|---|
| **Projet :** | Caractérisation complémentaire | **Sondage no :** | **S07** |
| **Localisation :** | Site minier Aldermac | **Date :** | 2016-10-25 |
| **Numéro de projet :** | 15-044 | **Responsable:** | MLMichaud |
| **Coordonnées (zone) :** | UTM NAD83 Zone 17U | **Profondeur (m) :** | 5 |
| **Estant :** | 631080 | **Fin du sondage:** | Capacité maximale de la pelle |
| **Nordant :** | 5342271 | **Échantillon :** | 1 |
| **Élévation (m):** | 341.92 | **Nom échantillon :** | ALD-S07 |

**Description:**

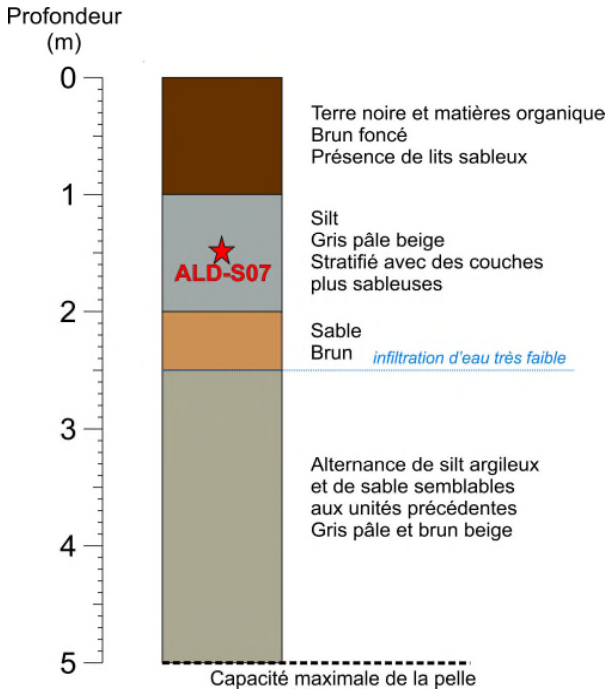



**Photo:**



| Échantillon | Carbone total (%) | Soufre total (%) |
|---|---|---|
| ALD-S07 | 0.07 | 0.038 |

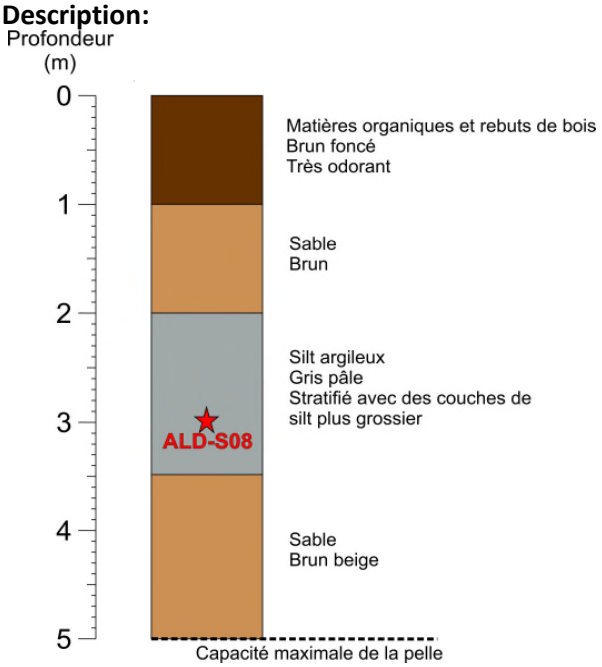
LAMONT inc

expert • conseil

**RAPPORT DE SONDAGE**

| | | | |
|---|---|---|---|
| **Projet :** | Caractérisation complémentaire | **Sondage no :** | **S08** |
| **Localisation :** | Site minier Aldermac | **Date :** | 2016-10-25 |
| **Numéro de projet :** | 15-044 | **Responsable:** | MLMichaud |
| **Coordonnées (zone) :** | UTM NAD83 Zone 17U | **Profondeur (m) :** | 5 |
| **Estant :** | 631078 | **Fin du sondage:** | Capacité maximale de la pelle |
| **Nordant :** | 5342313 | **Échantillon :** | 1 |
| **Élévation (m):** | 341.76 | **Nom échantillon :** | ALD-S08 |

**Description:**




| Échantillon | Carbone total (%) | Soufre total (%) |
|---|---|---|
| ALD-S08 | 0.13 | 0.242 |

**Photo:**



L A M O N T inc

e x p e r t • c o n s e i l

**RAPPORT DE SONDAGE**

| | | | |
|---|---|---|---|
| **Projet :** | Caractérisation complémentaire | **Sondage no :** | **S09** |
| **Localisation :** | Site minier Aldermac | **Date :** | 2016-10-25 |
| **Numéro de projet :** | 15-044 | **Responsable:** | MLMichaud |
| **Coordonnées (zone) :** | UTM NAD83 Zone 17U | **Profondeur (m) :** | 3 |
| **Estant :** | 631124 | **Fin du sondage:** | Socle rocheux |
| **Nordant :** | 5342307 | **Échantillon :** | 1 |
| **Élévation (m):** | 342.53 | **Nom échantillon :** | ALD-S09 |

**Description:**

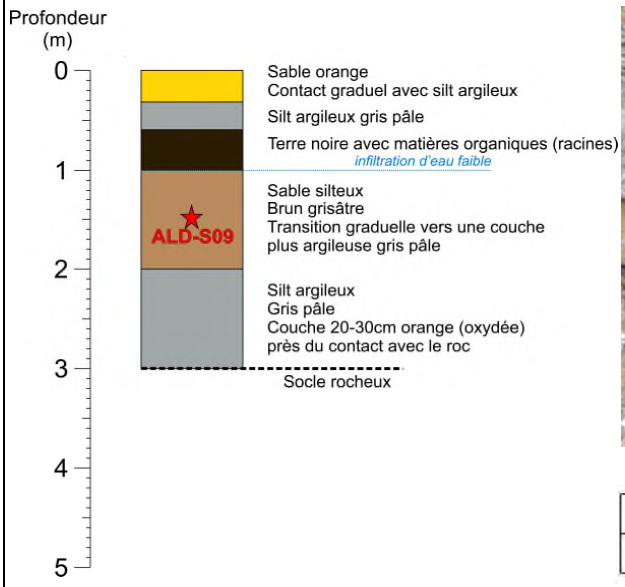



**Photo:**



| Échantillon | Carbone total (%) | Soufre total (%) |
|---|---|---|
| ALD-S09 | 0.15 | 0.016 |

La couche de silt argileux (2 à 3m) n'a pas été échantillonnée car il s'agit de la même unité de silt argileux échantillonné dans le sondage S08.

LAMONT inc

expert • conseil

**RAPPORT DE SONDAGE**

| | | | |
|---|---|---|---|
| **Projet :** | Caractérisation complémentaire | **Sondage no :** | **S10** |
| **Localisation :** | Site minier Aldermac | **Date :** | 2016-10-25 |
| **Numéro de projet :** | 15-044 | **Responsable:** | MLMichaud |
| **Coordonnées (zone) :** | UTM NAD83 Zone 17U | **Profondeur (m) :** | 1.2 |
| **Estant :** | 631111 | **Fin du sondage:** | Socle rocheux |
| **Nordant :** | 5342364 | **Échantillon :** | Aucun |
| **Élévation (m):** | 342.65 | **Nom échantillon :** | |

**Description:**

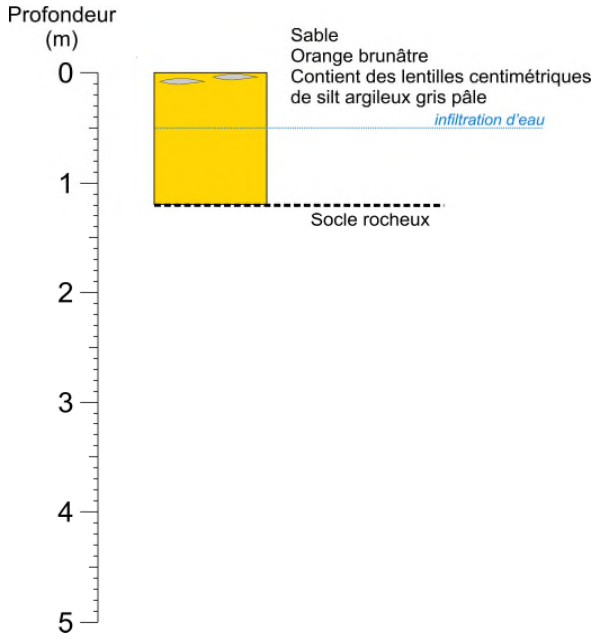



**Photo:**



LAMONT inc

expert • conseil

**RAPPORT DE SONDAGE**

| | | | |
|---|---|---|---|
| **Projet :** | Caractérisation complémentaire | **Sondage no :** | **S11** |
| **Localisation :** | Site minier Aldermac | **Date :** | 2016-10-25 |
| **Numéro de projet :** | 15-044 | **Responsable:** | MLMichaud |
| **Coordonnées (zone) :** | UTM NAD83 Zone 17U | **Profondeur (m) :** | 2 |
| **Estant :** | 631101 | **Fin du sondage:** | Socle rocheux |
| **Nordant :** | 5342256 | **Échantillon :** | Aucun |
| **Élévation (m):** | 344.09 | **Nom échantillon :** | |

**Description:**

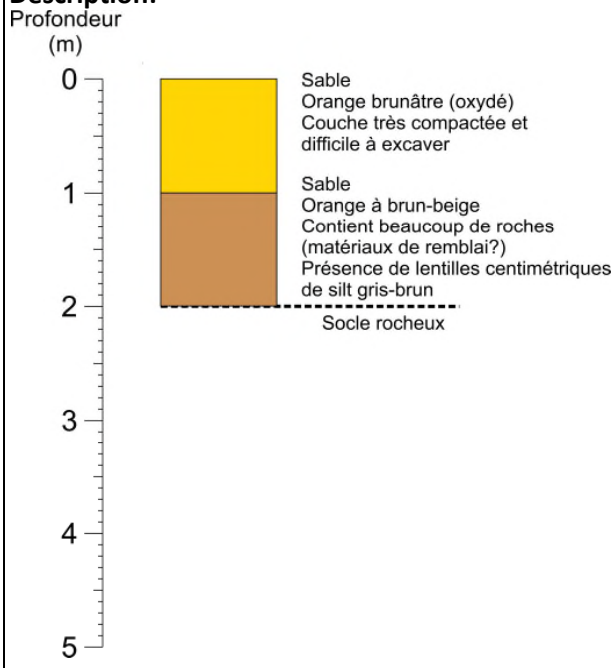



**Photo:**



Ce sondage a été effectué à flan d'affleurement au bout sud de la digue du secteur sud-ouest. Le sol est complètement oxydé en surface dans ce secteur.

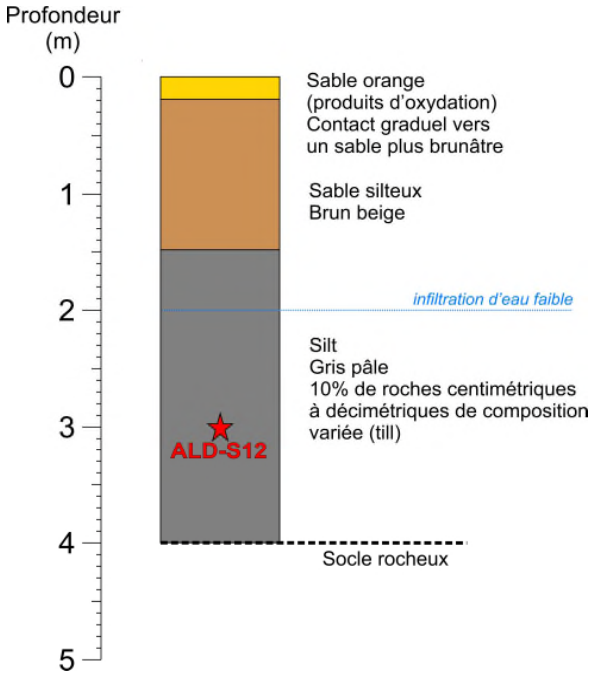
L A M O N T inc

e x p e r t • c o n s e i l

**RAPPORT DE SONDAGE**

| | | | |
|---|---|---|---|
| **Projet :** | Caractérisation complémentaire | **Sondage no :** | **S12** |
| **Localisation :** | Site minier Aldermac | **Date :** | 2016-10-25 |
| **Numéro de projet :** | 15-044 | **Responsable:** | MLMichaud |
| **Coordonnées (zone) :** | UTM NAD83 Zone 17U | **Profondeur (m) :** | 4 |
| **Estant :** | 631166 | **Fin du sondage:** | Socle rocheux |
| **Nordant :** | 5342479 | **Échantillon :** | 1 |
| **Élévation (m):** | 341.17 | **Nom échantillon :** | ALD-S12 |

**Description:**




| Échantillon | Carbone total (%) | Soufre total (%) |
|---|---|---|
| ALD-S12 | 0.07 | 0.290 |

**Photo:**



L A M O N T inc

e x p e r t • c o n s e i l

**RAPPORT DE SONDAGE**

| | | | |
|---|---|---|---|
| **Projet :** | Caractérisation complémentaire | **Sondage no :** | **S13** |
| **Localisation :** | Site minier Aldermac | **Date :** | 2016-10-25 |
| **Numéro de projet :** | 15-044 | **Responsable:** | MLMichaud |
| **Coordonnées (zone) :** | UTM NAD83 Zone 17U | **Profondeur (m) :** | 1.3 |
| **Estant :** | 631202 | **Fin du sondage:** | Socle rocheux |
| **Nordant :** | 5342467 | **Échantillon :** | 3 |
| **Élévation (m):** | 341.7 | **Nom échantillon :** | ALD-S13-A<br>ALD-S13-B<br>ALD-S13-C |

**Description:**

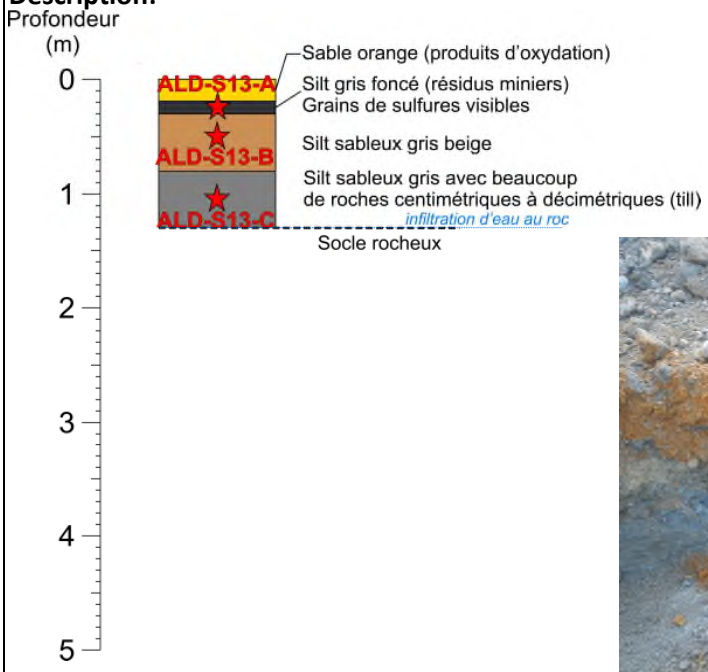
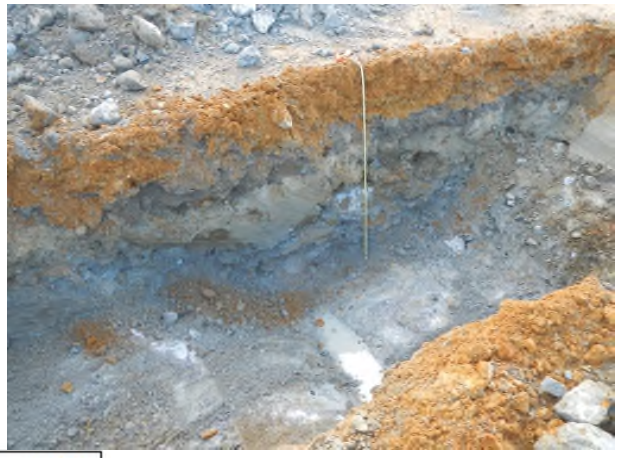



**Photo:**



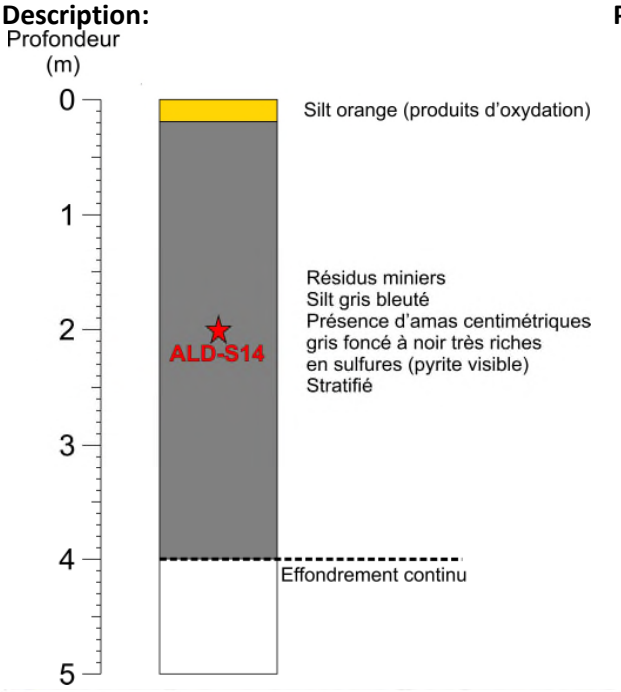
| Échantillon | Carbone total (%) | Soufre total (%) |
|---|---|---|
| ALD-S13-A | 0.24 | 1.76 |
| ALD-S13-B | <0.05 | 0.049 |
| ALD-S13-C | 0.22 | 0.408 |

LAMONT inc
expert • conseil

**RAPPORT DE SONDAGE**

| | | | |
|---|---|---|---|
| **Projet :** | Caractérisation complémentaire | **Sondage no :** | **S14** |
| **Localisation :** | Site minier Aldermac | **Date :** | 2016-10-25 |
| **Numéro de projet :** | 15-044 | **Responsable:** | MLMichaud |
| **Coordonnées (zone) :** | UTM NAD83 Zone 17U | **Profondeur (m) :** | 4 |
| **Estant :** | 631258 | **Fin du sondage:** | Effondrement continu |
| **Nordant :** | 5342461 | **Échantillon :** | 1 |
| **Élévation (m):** | 339.93 | **Nom échantillon :** | ALD-S14 |

**Description:**




| Échantillon | Carbone total (%) | Soufre total (%) |
|---|---|---|
| ALD-S14 | 0.19 | 4.650 |

**Photo:**



Ce sondage a été effectué dans un creux entouré d'affleurements dont on peut voir la trace d'anciens résidus excavés. Il est situé à une dizaine de mètres de l'effluent qui se dirige vers le secteur intermédiaire.

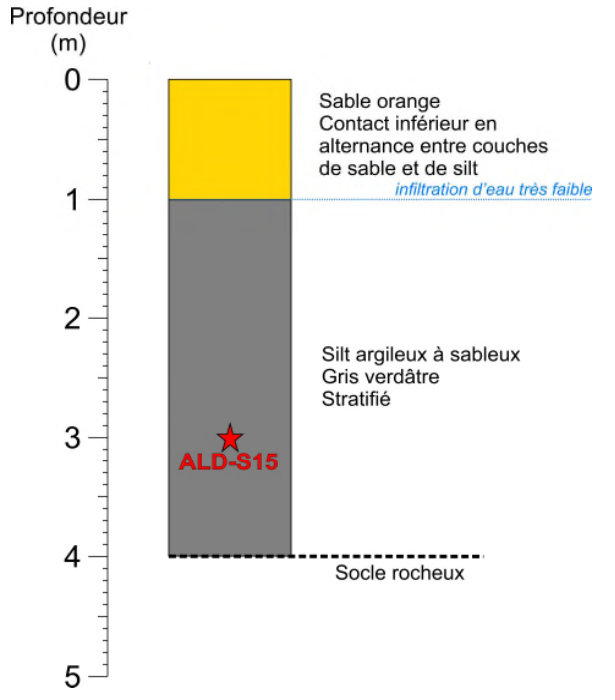
L A M O N T inc

e x p e r t • c o n s e i l

**RAPPORT DE SONDAGE**

| | | | |
|---|---|---|---|
| **Projet :** | Caractérisation complémentaire | **Sondage no :** | **S15** |
| **Localisation :** | Site minier Aldermac | **Date :** | 2016-10-26 |
| **Numéro de projet :** | 15-044 | **Responsable:** | MLMichaud |
| **Coordonnées (zone) :** | UTM NAD83 Zone 17U | **Profondeur (m) :** | 4 |
| **Estant :** | 631393 | **Fin du sondage:** | Socle rocheux |
| **Nordant :** | 5342147 | **Échantillon :** | 1 |
| **Élévation (m):** | 342.89 | **Nom échantillon :** | ALD-S15 |

**Description:**




| Échantillon | Carbone total (%) | Soufre total (%) |
|---|---|---|
| ALD-S15 | 0.23 | 0.310 |

**Photo:**



LAMONT inc

expert • conseil

**RAPPORT DE SONDAGE**

| | | | |
|---|---|---|---|
| **Projet :** | Caractérisation complémentaire | **Sondage no :** | **S16** |
| **Localisation :** | Site minier Aldermac | **Date :** | 2016-10-26 |
| **Numéro de projet :** | 15-044 | **Responsable:** | MLMichaud |
| **Coordonnées (zone) :** | UTM NAD83 Zone 17U | **Profondeur (m) :** | 4 |
| **Estant :** | 631419 | **Fin du sondage:** | Socle rocheux |
| **Nordant :** | 5342139 | **Échantillon :** | Aucun |
| **Élévation (m):** | 343.17 | **Nom échantillon :** | |

**Description:**

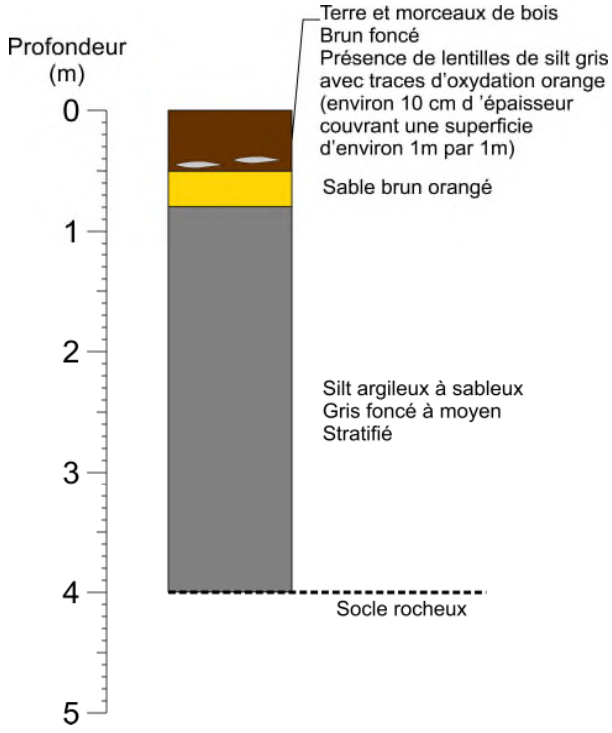



**Photo:**



LAMONT inc

expert • conseil

**RAPPORT DE SONDAGE**

| | | | |
|---|---|---|---|
| **Projet :** | Caractérisation complémentaire | **Sondage no :** | **S17** |
| **Localisation :** | Site minier Aldermac | **Date :** | 2016-10-26 |
| **Numéro de projet :** | 15-044 | **Responsable:** | MLMichaud |
| **Coordonnées (zone) :** | UTM NAD83 Zone 17U | **Profondeur (m) :** | 5 |
| **Estant :** | 631471 | **Fin du sondage:** | Socle rocheux |
| **Nordant :** | 5342150 | **Échantillon :** | 1 |
| **Élévation (m):** | 342.96 | **Nom échantillon :** | ALD-S17 |

**Description:**

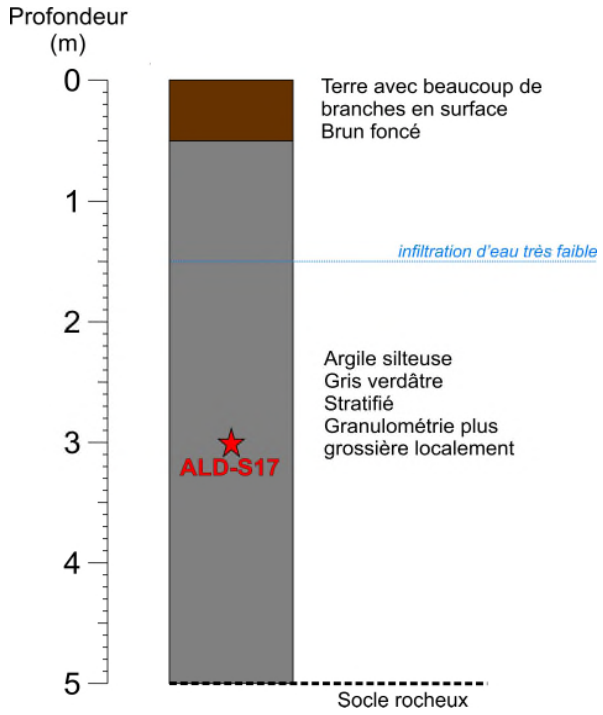



**Photo:**



| Échantillon | Carbone total (%) | Soufre total (%) |
|---|---|---|
| ALD-S17 | 0.41 | 0.045 |

LAMONT inc

expert • conseil

**RAPPORT DE SONDAGE**

| | | | |
|---|---|---|---|
| **Projet :** | Caractérisation complémentaire | **Sondage no :** | **S18** |
| **Localisation :** | Site minier Aldermac | **Date :** | 2016-10-26 |
| **Numéro de projet :** | 15-044 | **Responsable:** | MLMichaud |
| **Coordonnées (zone) :** | UTM NAD83 Zone 17U | **Profondeur (m) :** | 2 |
| **Estant :** | 631447 | **Fin du sondage:** | Socle rocheux |
| **Nordant :** | 5342174 | **Échantillon :** | 1 |
| **Élévation (m):** | 342.0 | **Nom échantillon :** | ALD-S18 |

**Description:**

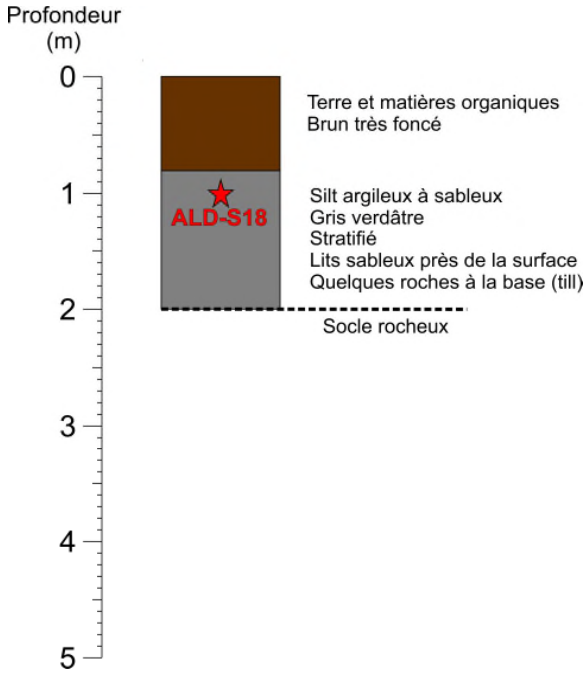



**Photo:**



| Échantillon | Carbone total (%) | Soufre total (%) |
|---|---|---|
| ALD-S18 | 0.22 | 0.590 |

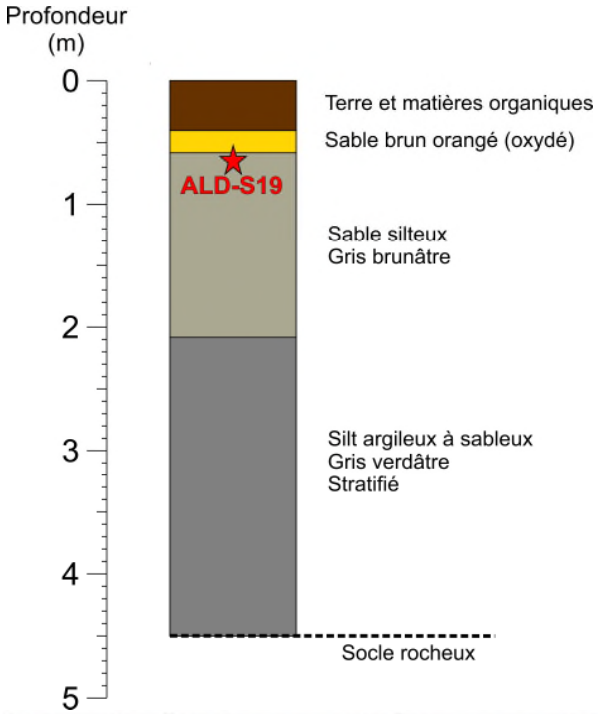
L A M O N T inc

e x p e r t • c o n s e i l

**RAPPORT DE SONDAGE**

| | | | |
|---|---|---|---|
| **Projet :** | Caractérisation complémentaire | **Sondage no :** | **S19** |
| **Localisation :** | Site minier Aldermac | **Date :** | 2016-10-26 |
| **Numéro de projet :** | 15-044 | **Responsable:** | MLMichaud |
| **Coordonnées (zone) :** | UTM NAD83 Zone 17U | **Profondeur (m) :** | 4.5 |
| **Estant :** | 631413 | **Fin du sondage:** | Socle rocheux |
| **Nordant :** | 5342185 | **Échantillon :** | 1 |
| **Élévation (m):** | 342.7 | **Nom échantillon :** | ALD-S19 |

**Description:**




| Échantillon | Carbone total (%) | Soufre total (%) |
|---|---|---|
| ALD-S19 | 0.16 | 0.147 |

**Photo:**



LAMONT inc

expert • conseil

**RAPPORT DE SONDAGE**

| | | | |
|---|---|---|---|
| **Projet :** | Caractérisation complémentaire | **Sondage no :** | **S20** |
| **Localisation :** | Site minier Aldermac | **Date :** | 2016-10-26 |
| **Numéro de projet :** | 15-044 | **Responsable:** | MLMichaud |
| **Coordonnées (zone) :** | UTM NAD83 Zone 17U | **Profondeur (m) :** | 1.2 |
| **Estant :** | 631385 | **Fin du sondage:** | Socle rocheux |
| **Nordant :** | 5342193 | **Échantillon :** | 1 |
| **Élévation (m):** | 342.84 | **Nom échantillon :** | ALD-S20 |

**Description:**

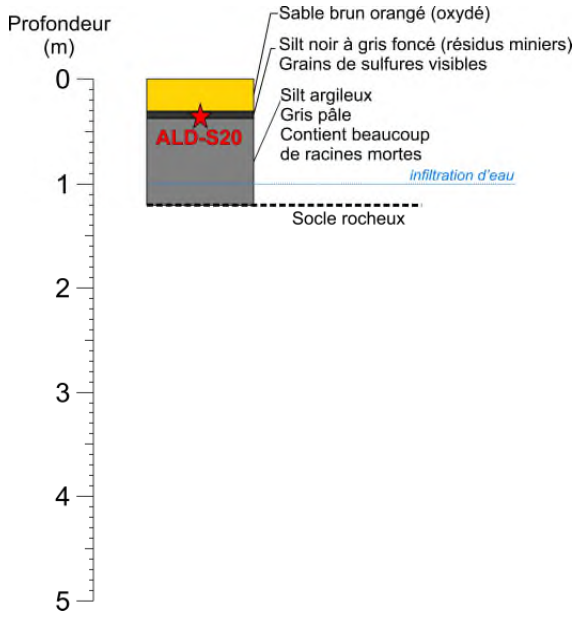



**Photo:**



| Échantillon | Carbone total (%) | Soufre total (%) |
|---|---|---|
| ALD-S20 | 7.80 | 1.10 |

La couche noire semble continue sur cet îlot avec une épaisseur variant entre 2 et 10 cm, parfois interlité avec une couche indurée de couleur orange (produits d'oxydation). Il y a des traces de minéraux secondaires dans la couche orange.

L A M O N T inc

e x p e r t • c o n s e i l

**RAPPORT DE SONDAGE**

| | | | |
|---|---|---|---|
| **Projet :** | Caractérisation complémentaire | **Sondage no :** | **S21** |
| **Localisation :** | Site minier Aldermac | **Date :** | 2016-10-26 |
| **Numéro de projet :** | 15-044 | **Responsable:** | MLMichaud |
| **Coordonnées (zone) :** | UTM NAD83 Zone 17U | **Profondeur (m) :** | 2 |
| **Estant :** | 631389 | **Fin du sondage:** | Socle rocheux |
| **Nordant :** | 5342214 | **Échantillon :** | 1 |
| **Élévation (m):** | 342.93 | **Nom échantillon :** | ALD-S21 |

**Description:**

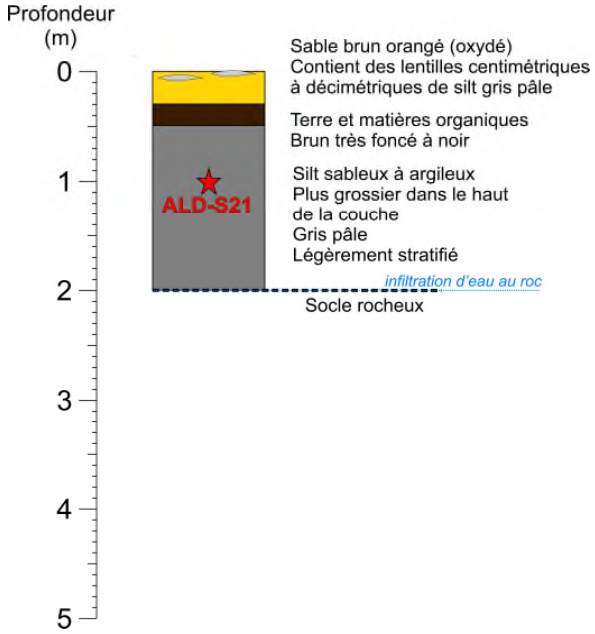



**Photo:**



| Échantillon | Carbone total (%) | Soufre total (%) |
|---|---|---|
| ALD-S21 | 0.20 | 0.089 |

LAMONT inc
expert • conseil

**RAPPORT DE SONDAGE**

| | | | |
|---|---|---|---|
| **Projet :** | Caractérisation complémentaire | **Sondage no :** | **S22** |
| **Localisation :** | Site minier Aldermac | **Date :** | 2016-10-26 |
| **Numéro de projet :** | 15-044 | **Responsable:** | MLMichaud |
| **Coordonnées (zone) :** | UTM NAD83 Zone 17U | **Profondeur (m) :** | 3 |
| **Estant :** | 631428 | **Fin du sondage:** | Socle rocheux |
| **Nordant :** | 5342243 | **Échantillon :** | Aucun |
| **Élévation (m):** | 342.64 | **Nom échantillon :** | |

**Description:**

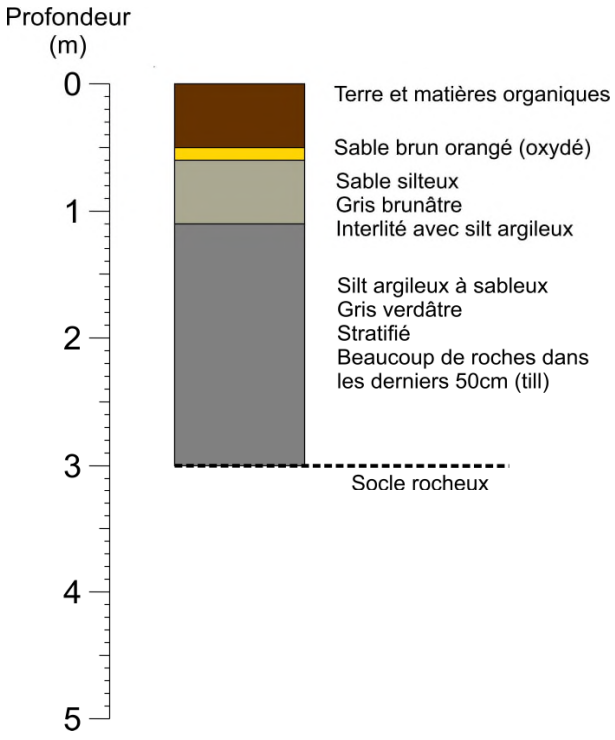
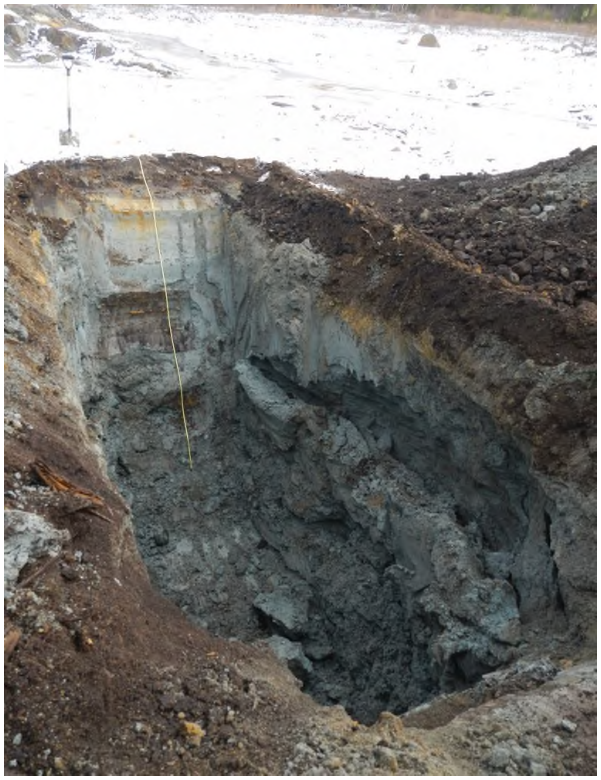



**Photo:**



L A M O N T inc

e x p e r t • c o n s e i l

**RAPPORT DE SONDAGE**

| | | | |
|---|---|---|---|
| **Projet :** | Caractérisation complémentaire | **Sondage no :** | **S23** |
| **Localisation :** | Site minier Aldermac | **Date :** | 2016-10-26 |
| **Numéro de projet :** | 15-044 | **Responsable:** | MLMichaud |
| **Coordonnées (zone) :** | UTM NAD83 Zone 17U | **Profondeur (m) :** | 2 |
| **Estant :** | 631437 | **Fin du sondage:** | Socle rocheux |
| **Nordant :** | 5342261 | **Échantillon :** | 1 |
| **Élévation (m):** | 342.77 | **Nom échantillon :** | ALD-S23 |

**Description:**

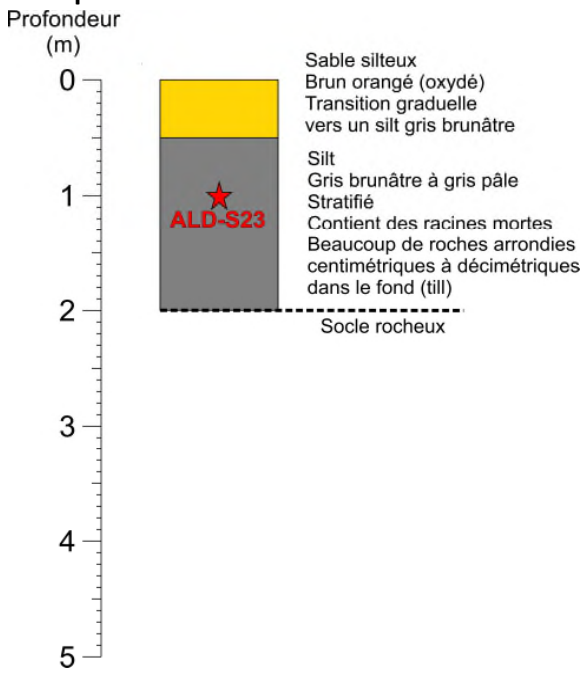



**Photo:**



| Échantillon | Carbone total (%) | Soufre total (%) |
|---|---|---|
| ALD-S23 | 0.10 | 0.214 |

L A M O N T inc

e x p e r t • c o n s e i l

**RAPPORT DE SONDAGE**

| | | | |
|---|---|---|---|
| **Projet :** | Caractérisation complémentaire | **Sondage no :** | **S24** |
| **Localisation :** | Site minier Aldermac | **Date :** | 2016-10-26 |
| **Numéro de projet :** | 15-044 | **Responsable:** | MLMichaud |
| **Coordonnées (zone) :** | UTM NAD83 Zone 17U | **Profondeur (m) :** | 2.5 |
| **Estant :** | 631437 | **Fin du sondage:** | Socle rocheux |
| **Nordant :** | 5342210 | **Échantillon :** | 1 |
| **Élévation (m):** | 342.88 | **Nom échantillon :** | ALD-S24 |

**Description:**

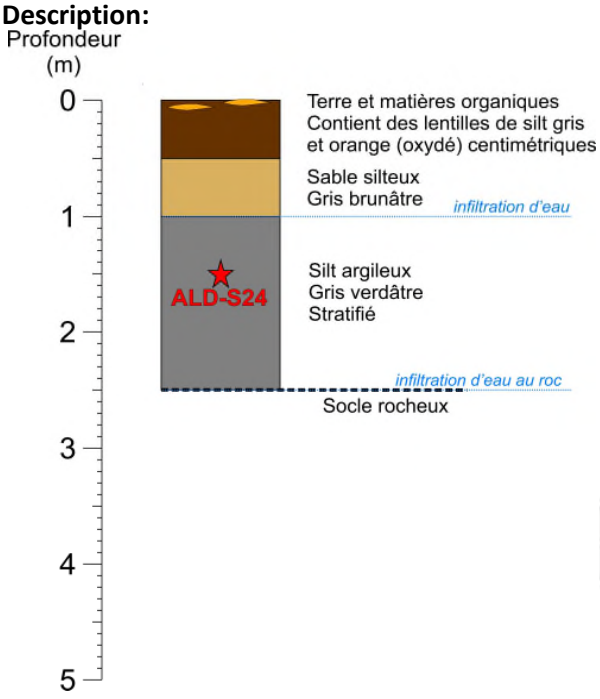



**Photo:**



| Échantillon | Carbone total (%) | Soufre total (%) |
|---|---|---|
| ALD-S24 | 0.18 | 0.513 |

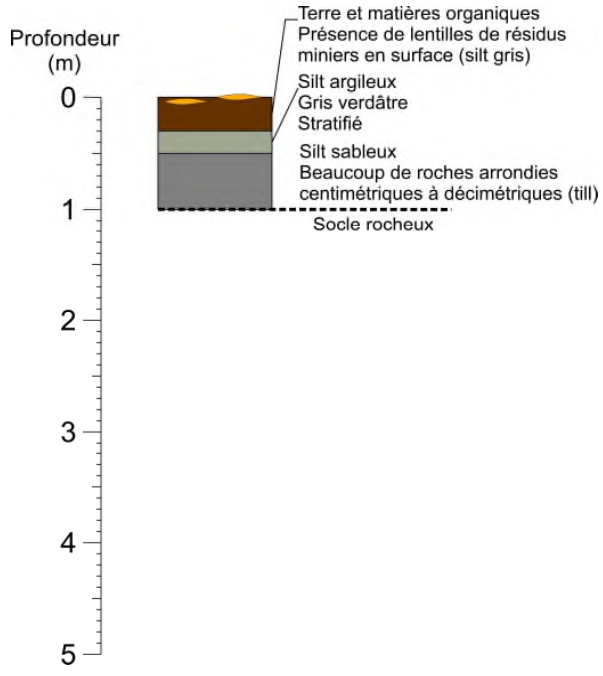
L A M O N T inc

e x p e r t • c o n s e i l

**RAPPORT DE SONDAGE**

| | | | |
|---|---|---|---|
| **Projet :** | Caractérisation complémentaire | **Sondage no :** | **S25** |
| **Localisation :** | Site minier Aldermac | **Date :** | 2016-10-26 |
| **Numéro de projet :** | 15-044 | **Responsable:** | MLMichaud |
| **Coordonnées (zone) :** | UTM NAD83 Zone 17U | **Profondeur (m) :** | 1 |
| **Estant :** | 631479 | **Fin du sondage:** | Socle rocheux |
| **Nordant :** | 5342218 | **Échantillon :** | Aucun |
| **Élévation (m):** | 342.81 | **Nom échantillon :** | |

**Description:**




En surface, il y a plusieurs lentilles de résidus miniers dans un rayon de 5 m autour du sondage. Un échantillon avait été pris en surface en juillet 2016. L'épaisseur des lentilles varie entre 2 et 7 cm et couvre des superficies allant jusqu'à 1 $m^2$.

**Photo:**



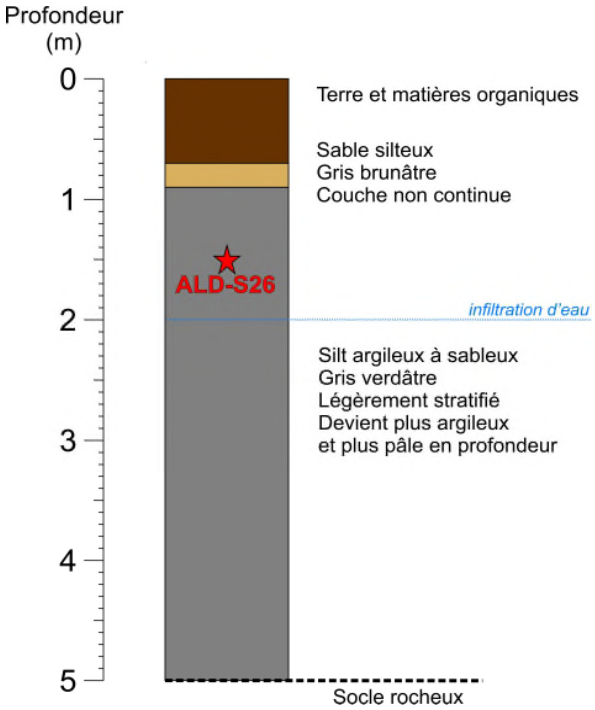
L A M O N T inc

e x p e r t • c o n s e i l

**RAPPORT DE SONDAGE**

| | | | |
|---|---|---|---|
| **Projet :** | Caractérisation complémentaire | **Sondage no :** | **S26** |
| **Localisation :** | Site minier Aldermac | **Date :** | 2016-10-26 |
| **Numéro de projet :** | 15-044 | **Responsable:** | MLMichaud |
| **Coordonnées (zone) :** | UTM NAD83 Zone 17U | **Profondeur (m) :** | 5 |
| **Estant :** | 631470 | **Fin du sondage:** | Socle rocheux |
| **Nordant :** | 5342261 | **Échantillon :** | 1 |
| **Élévation (m):** | 342.56 | **Nom échantillon :** | ALD-S26 |

**Description:**




| Échantillon | Carbone total (%) | Soufre total (%) |
|---|---|---|
| ALD-S26 | 0.12 | 0.404 |

**Photo:**



LAMONT inc

expert • conseil

**RAPPORT DE SONDAGE**

| | | | |
|---|---|---|---|
| **Projet :** | Caractérisation complémentaire | **Sondage no :** | **S27** |
| **Localisation :** | Site minier Aldermac | **Date :** | 2016-10-26 |
| **Numéro de projet :** | 15-044 | **Responsable:** | MLMichaud |
| **Coordonnées (zone) :** | UTM NAD83 Zone 17U | **Profondeur (m) :** | 3 |
| **Estant :** | 631475 | **Fin du sondage:** | Socle rocheux |
| **Nordant :** | 5342311 | **Échantillon :** | 1 |
| **Élévation (m):** | 342.32 | **Nom échantillon :** | ALD-S27 |

**Description:**

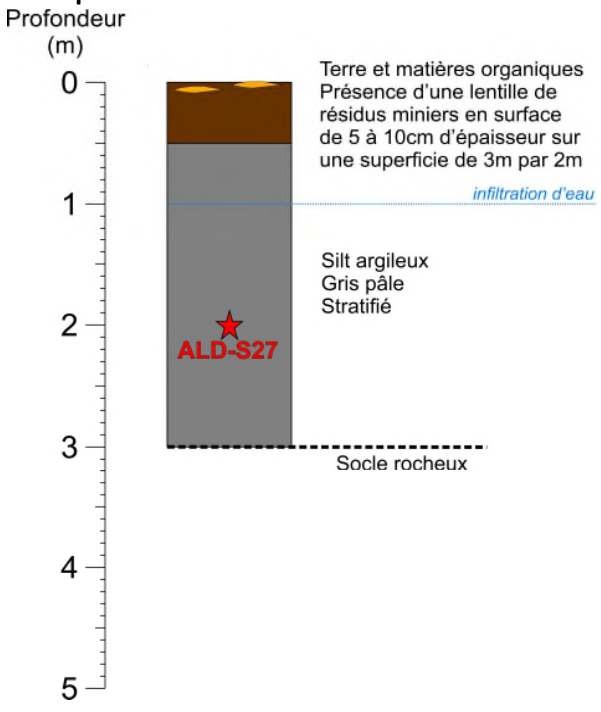



**Photo:**



| Échantillon | Carbone total (%) | Soufre total (%) |
|---|---|---|
| ALD-S27 | 0.36 | 0.266 |

La lentille de résidus miniers identifiée en surface a été repérée lors de la caractérisation au mois de juillet. L'unité de silt sous-jacente n'est pas pareille.

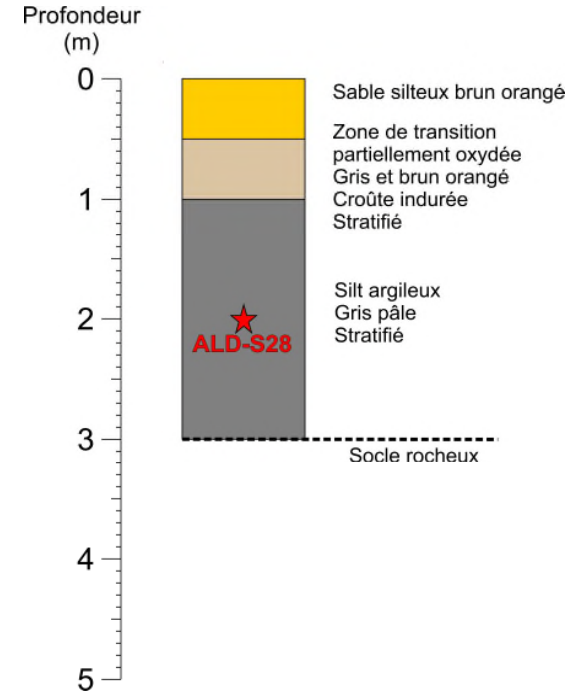
L A M O N T inc

e x p e r t • c o n s e i l

**RAPPORT DE SONDAGE**

| | | | |
|---|---|---|---|
| **Projet :** | Caractérisation complémentaire | **Sondage no :** | **S28** |
| **Localisation :** | Site minier Aldermac | **Date :** | 2016-10-26 |
| **Numéro de projet :** | 15-044 | **Responsable:** | MLMichaud |
| **Coordonnées (zone) :** | UTM NAD83 Zone 17U | **Profondeur (m) :** | 3 |
| **Estant :** | 631412 | **Fin du sondage:** | Socle rocheux |
| **Nordant :** | 5342340 | **Échantillon :** | 1 |
| **Élévation (m):** | 342.88 | **Nom échantillon :** | ALD-S28 |

**Description:**




| Échantillon | Carbone total (%) | Soufre total (%) |
|---|---|---|
| ALD-S28 | 0.34 | 0.377 |

**Photo:**



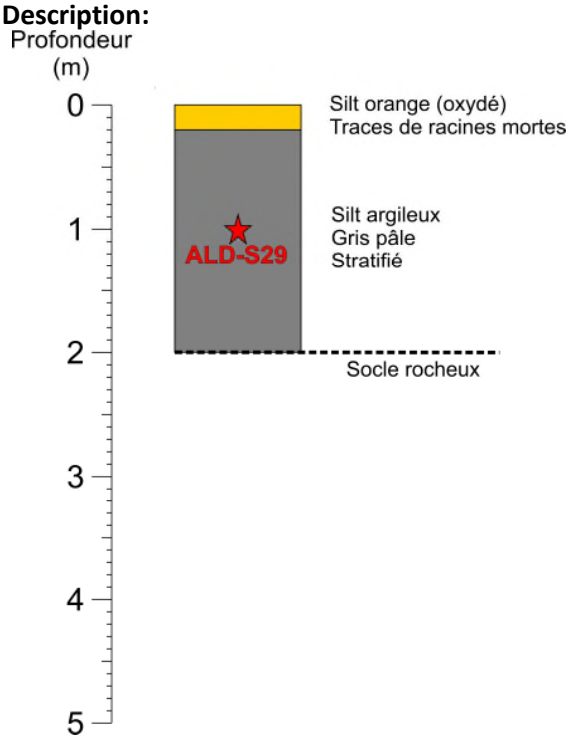
LAMONT inc

expert • conseil

**RAPPORT DE SONDAGE**

| | | | |
|---|---|---|---|
| **Projet :** | Caractérisation complémentaire | **Sondage no :** | **S29** |
| **Localisation :** | Site minier Aldermac | **Date :** | 2016-10-26 |
| **Numéro de projet :** | 15-044 | **Responsable:** | MLMichaud |
| **Coordonnées (zone) :** | UTM NAD83 Zone 17U | **Profondeur (m) :** | 2 |
| **Estant :** | 631450 | **Fin du sondage:** | Socle rocheux |
| **Nordant :** | 5342350 | **Échantillon :** | 1 |
| **Élévation (m):** | 342.03 | **Nom échantillon :** | ALD-S29 |

**Description:**




| Échantillon | Carbone total (%) | Soufre total (%) |
|---|---|---|
| ALD-S29 | 0.37 | 0.080 |

**Photo:**



L A M O N T inc

e x p e r t • c o n s e i l

**RAPPORT DE SONDAGE**

| | | | |
|---|---|---|---|
| **Projet :** | Caractérisation complémentaire | **Sondage no :** | **S30** |
| **Localisation :** | Site minier Aldermac | **Date :** | 2016-10-27 |
| **Numéro de projet :** | 15-044 | **Responsable:** | MLMichaud |
| **Coordonnées (zone) :** | UTM NAD83 Zone 17U | **Profondeur (m) :** | 2 |
| **Estant :** | 631383 | **Fin du sondage:** | Socle rocheux |
| **Nordant :** | 5342259 | **Échantillon :** | 1 |
| **Élévation (m):** | 342.9 | **Nom échantillon :** | ALD-S30 |

**Description:**

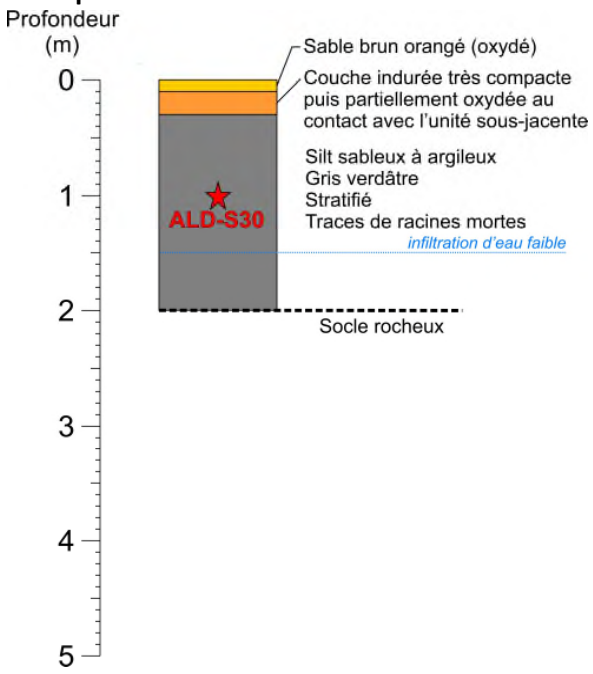



**Photo:**



| Échantillon | Carbone total (%) | Soufre total (%) |
|---|---|---|
| ALD-S30 | 0.05 | 0.104 |

L A M O N T inc

e x p e r t • c o n s e i l

**RAPPORT DE SONDAGE**

| | | | |
|---|---|---|---|
| **Projet :** | Caractérisation complémentaire | **Sondage no :** | **S31** |
| **Localisation :** | Site minier Aldermac | **Date :** | 2016-10-27 |
| **Numéro de projet :** | 15-044 | **Responsable:** | MLMichaud |
| **Coordonnées (zone) :** | UTM NAD83 Zone 17U | **Profondeur (m) :** | 2 |
| **Estant :** | 631395 | **Fin du sondage:** | Socle rocheux |
| **Nordant :** | 5342300 | **Échantillon :** | Aucun |
| **Élévation (m):** | 343.57 | **Nom échantillon :** | |

**Description:**

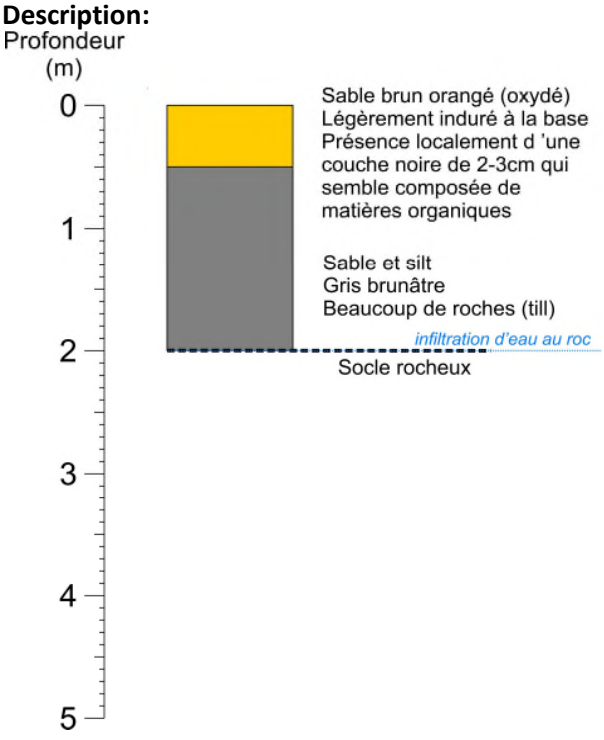



**Photo:**



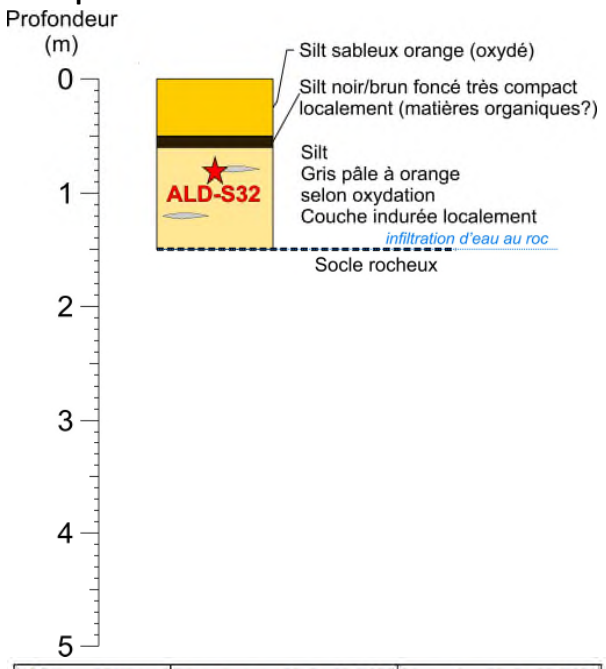
L A M O N T inc

e x p e r t • c o n s e i l

**RAPPORT DE SONDAGE**

| | | | |
|---|---|---|---|
| **Projet :** | Caractérisation complémentaire | **Sondage no :** | **S32** |
| **Localisation :** | Site minier Aldermac | **Date :** | 2016-10-27 |
| **Numéro de projet :** | 15-044 | **Responsable:** | MLMichaud |
| **Coordonnées (zone) :** | UTM NAD83 Zone 17U | **Profondeur (m) :** | 1.5 |
| **Estant :** | 631360 | **Fin du sondage:** | Socle rocheux |
| **Nordant :** | 5342319 | **Échantillon :** | 1 |
| **Élévation (m):** | 344.2 | **Nom échantillon :** | ALD-S32 |

**Description:**




| Échantillon | Carbone total (%) | Soufre total (%) |
|---|---|---|
| ALD-S32 | 0.07 | 0.316 |

L'échantillon a été pris dans une couche de silt gris pâle non oxydé.

**Photo:**



L A M O N T inc

e x p e r t • c o n s e i l

**RAPPORT DE SONDAGE**

| | | | |
|---|---|---|---|
| **Projet :** | Caractérisation complémentaire | **Sondage no :** | **S33** |
| **Localisation :** | Site minier Aldermac | **Date :** | 2016-10-27 |
| **Numéro de projet :** | 15-044 | **Responsable:** | MLMichaud |
| **Coordonnées (zone) :** | UTM NAD83 Zone 17U | **Profondeur (m) :** | 1.4 |
| **Estant :** | 631339 | **Fin du sondage:** | Socle rocheux |
| **Nordant :** | 5342360 | **Échantillon :** | 1 |
| **Élévation (m):** | 345.14 | **Nom échantillon :** | ALD-S33 |

**Description:**

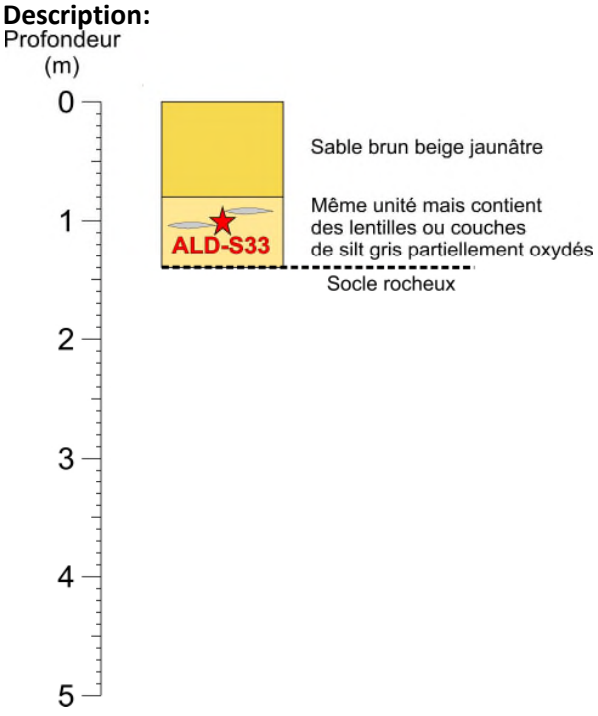



**Photo:**



| Échantillon | Carbone total (%) | Soufre total (%) |
|---|---|---|
| ALD-S33 | 0.06 | 0.066 |

L'échantillon a été pris dans une couche de silt gris pâle partiellement oxydé.

LAMONT inc

expert • conseil

**RAPPORT DE SONDAGE**

| | | | |
|---|---|---|---|
| **Projet :** | Caractérisation complémentaire | **Sondage no :** | **S34** |
| **Localisation :** | Site minier Aldermac | **Date :** | 2016-10-27 |
| **Numéro de projet :** | 15-044 | **Responsable:** | MLMichaud |
| **Coordonnées (zone) :** | UTM NAD83 Zone 17U | **Profondeur (m) :** | 1.5 |
| **Estant :** | 631300 | **Fin du sondage:** | Socle rocheux |
| **Nordant :** | 5342376 | **Échantillon :** | Aucun |
| **Élévation (m):** | 345.13 | **Nom échantillon :** | |

**Description:**

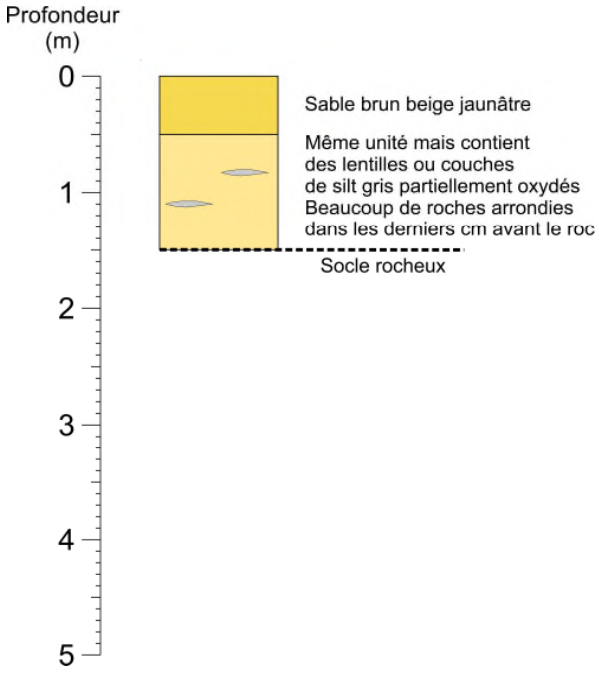



**Photo:**



LAMONT inc

expert • conseil

**RAPPORT DE SONDAGE**

| | | | |
|---|---|---|---|
| **Projet :** | Caractérisation complémentaire | **Sondage no :** | **S35** |
| **Localisation :** | Site minier Aldermac | **Date :** | 2016-10-27 |
| **Numéro de projet :** | 15-044 | **Responsable:** | MLMichaud |
| **Coordonnées (zone) :** | UTM NAD83 Zone 17U | **Profondeur (m) :** | 2 |
| **Estant :** | 631282 | **Fin du sondage:** | Socle rocheux |
| **Nordant :** | 5342480 | **Échantillon :** | 1 |
| **Élévation (m):** | 340.42 | **Nom échantillon :** | ALD-S35 |

**Description:**

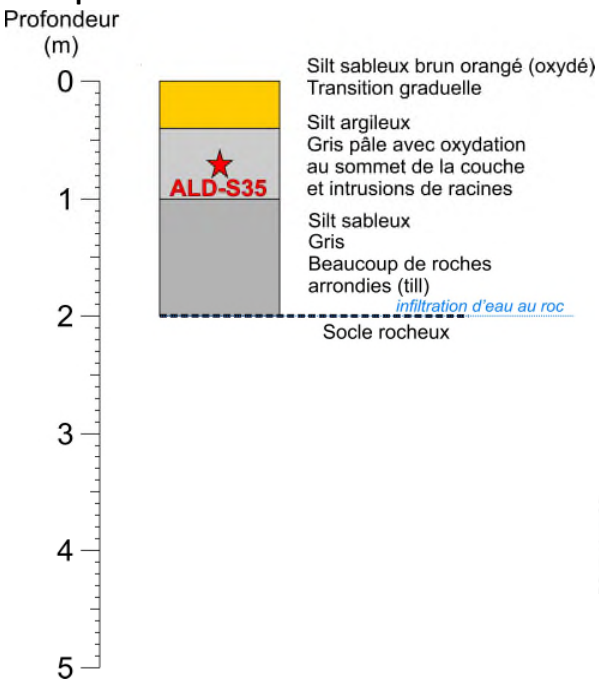



**Photo:**



| Échantillon | Carbone total (%) | Soufre total (%) |
|---|---|---|
| ALD-S35 | 0.18 | 0.344 |

L A M O N T inc

e x p e r t • c o n s e i l

**RAPPORT DE SONDAGE**

| | | | |
|---|---|---|---|
| **Projet :** | Caractérisation complémentaire | **Sondage no :** | **S36** |
| **Localisation :** | Site minier Aldermac | **Date :** | 2016-10-27 |
| **Numéro de projet :** | 15-044 | **Responsable:** | MLMichaud |
| **Coordonnées (zone) :** | UTM NAD83 Zone 17U | **Profondeur (m) :** | 1.3 |
| **Estant :** | 631289 | **Fin du sondage:** | Socle rocheux |
| **Nordant :** | 5342440 | **Échantillon :** | 2 |
| **Élévation (m):** | 340.93 | **Nom échantillon :** | ALD-S36-A<br>ALD-S36-B |

**Description:**

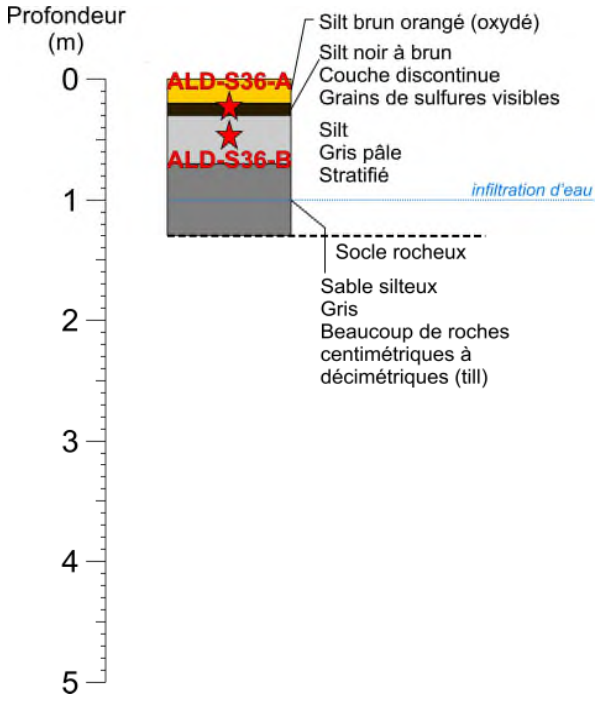



**Photo:**



| Échantillon | Carbone total (%) | Soufre total (%) |
|---|---|---|
| ALD-S36-A | 0.39 | 1.82 |
| ALD-S36-B | 0.09 | 0.071 |

# ANNEXE 3

# Certificats d'analyse

TECHNI-LAB S.G.B. ABITIBI INC.
245, Rue Roy, CP. 208
Ste-Germaine-Boulé (Québec)
J0Z 1M0

infoquebec@actlabs.com

TECHNI-LAB
S.G.B. Abitibi inc.
Pyroanalyse, Géochimie, Environnement

| | | | |
|---|---|---|---|
| Client : | Monsieur Patrick Turgeon<br>Englobe<br>1080, côte du Beaver<br>Hall, bureau 200<br>Montréal, Québec<br>H2Z 1S8<br>1-418-928-9028 | Date de prélèvement :<br>Date de réception :<br>Projet :<br>Prélevé par :<br>Matrice :<br>Échantillon (id client) :<br>Contenants reçus :<br>PO: | 2016-10-25 au 2016-10-27<br>2016-10-27<br>100833<br>Maude L. Michaud<br>Sédiments<br>Multiples (35)<br>35<br>17561 |

Commentaires : Analyse de 35 échantillons pour carbone et soufre; 15 parmi ceux-ci ont été demandé avec l'analyse du PNB et sulfates.
Les résultats en carbone et soufre de ces 15 échantillons se retrouvent aux deux endroits (tableaux C-S et une page pour le MABA).

Résultats négatifs pour le Pouvoir neutralisant brut de certains échantillons toléré par la présence de sulfates acides.
Le pH pâte et l'importante présence des sulfates par rapport au soufre total corroborent cette explication.

Date d'émission du certificat : 2016-11-21

Ce certificat remplace et annule tous certificats antérieurs, le cas échéant.

AVIS DE CONFIDENTIALITÉ
Ce document est pour l'usage exclusif du client et ne peut être reproduit, sinon en entier, sans l'autorisation écrite de Techni-Lab S.G.B. Abitibi inc.
Si vous avez reçu ce certificat par erreur, soyez avisé que tout usage, reproduction ou distribution de celui-ci est strictement interdit.
Les échantillons seront conservés pendant 30 jours à partir de la date de facturation à moins d'avis écrit du client.
Note : Ces résultats ne se rapportent qu'aux échantillons soumis pour analyse

Les résultats des échantillons sont vérifiés et approuvés

53-54

par : _____
Mathieu RANCOURT, chimiste, 2007-109

CHIMISTE
Mathieu Rancourt
2007-109
QUÉBEC

CERTIFICAT D'ANALYSE

TECHNI-LAB
S.G.B. Abitibi inc.
Pyroanalyse, Géochimie, Environnement

Date de prélèvement : 2016-10-25 au 2016-10-27
Date de réception : 2016-10-27
Projet : 100833
Prélevé par : Maude L. Michaud
Matrice : Sédiments
Échantillon (id client) : Multiples (35)
Contenants reçus : 1

| | | | | | Méthodes | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| **Carbone Total** | Concentrations | Unités | Normes | Date d'analyse | Accréditées | Non accréditées | Sous-traitance |
| ALD-S02A | 0,45 | % C | | 2016-11-05 | | TMT-E19E | |
| ALD-S02B | 0,99 | % C | | 2016-11-05 | | TMT-E19E | |
| ALD-S03A | 0,23 | % C | | 2016-11-05 | | TMT-E19E | |
| ALD-S03B | 0,23 | % C | | 2016-11-05 | | TMT-E19E | |
| ALD-S04 | 0,46 | % C | | 2016-11-05 | | TMT-E19E | |
| ALD-S05 | 0,26 | % C | | 2016-11-05 | | TMT-E19E | |
| ALD-S06A | 0,85 | % C | | 2016-11-05 | | TMT-E19E | |
| ALD-S06B | 0,08 | % C | | 2016-11-05 | | TMT-E19E | |
| ALD-S06C | 0,22 | % C | | 2016-11-05 | | TMT-E19E | |
| ALD-S07 | 0,07 | % C | | 2016-11-05 | | TMT-E19E | |
| ALD-S08 | 0,13 | % C | | 2016-11-05 | | TMT-E19E | |
| ALD-S09 | 0,15 | % C | | 2016-11-05 | | TMT-E19E | |
| ALD-S12 | 0,07 | % C | | 2016-11-05 | | TMT-E19E | |
| ALD-S13A | 0,24 | % C | | 2016-11-05 | | TMT-E19E | |
| ALD-S13B | <0,05 | % C | | 2016-11-05 | | TMT-E19E | |
| ALD-S13C | 0,22 | % C | | 2016-11-05 | | TMT-E19E | |
| ALD-S14 | 0,19 | % C | | 2016-11-05 | | TMT-E19E | |
| ALD-S15 | 0,23 | % C | | 2016-11-05 | | TMT-E19E | |
| ALD-S17 | 0,41 | % C | | 2016-11-05 | | TMT-E19E | |
| ALD-S18 | 0,22 | % C | | 2016-11-05 | | TMT-E19E | |
| ALD-S19 | 0,16 | % C | | 2016-11-05 | | TMT-E19E | |
| ALD-S20 | 7,80 | % C | | 2016-11-05 | | TMT-E19E | |
| ALD-S21 | 0,20 | % C | | 2016-11-05 | | TMT-E19E | |
| ALD-S23 | 0,10 | % C | | 2016-11-05 | | TMT-E19E | |
| ALD-S24 | 0,18 | % C | | 2016-11-05 | | TMT-E19E | |
| ALD-S26 | 0,12 | % C | | 2016-11-05 | | TMT-E19E | |
| ALD-S27 | 0,36 | % C | | 2016-11-05 | | TMT-E19E | |
| ALD-S28 | 0,34 | % C | | 2016-11-05 | | TMT-E19E | |
| ALD-S29 | 0,37 | % C | | 2016-11-05 | | TMT-E19E | |
| ALD-S30 | 0,05 | % C | | 2016-11-05 | | TMT-E19E | |
| ALD-S32 | 0,07 | % C | | 2016-11-05 | | TMT-E19E | |
| ALD-S33 | 0,06 | % C | | 2016-11-05 | | TMT-E19E | |
| ALD-S35 | 0,18 | % C | | 2016-11-05 | | TMT-E19E | |
| ALD-S36A | 0,39 | % C | | 2016-11-05 | | TMT-E19E | |
| ALD-S36B | 0,09 | % C | | 2016-11-05 | | TMT-E19E | |



184, Principale - C.P. 208 Ste-Germaine-Boulé (Québec) J0Z 1M0 **Téléphone : 819 787-6116 • Télécopieur : 819 787-6527** Courriel : infoquebec@actlabs.com

TECHNI-LAB
S.G.B. Abitibi inc.
Pyroanalyse, Géochimie, Environnement

Date de prélèvement : 2016-10-25 au 2016-10-27
Date de réception : 2016-10-27
Projet : 100833
Prélevé par : Maude L. Michaud
Matrice : Sédiments
Échantillon (id client) : Multiples (35)
Contenants reçus : 1

| | | | | | Méthodes | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| **Soufre Total** | Concentrations | Unités | Normes | Date d'analyse | Accréditées | Non accréditées | Sous-traitance |
| ALD-S02A | 0,180 | % S | | 2016-11-05 | TMT-E19E | | |
| ALD-S02B | 0,071 | % S | | 2016-11-05 | TMT-E19E | | |
| ALD-S03A | 0,081 | % S | | 2016-11-05 | TMT-E19E | | |
| ALD-S03B | 0,388 | % S | | 2016-11-05 | TMT-E19E | | |
| ALD-S04 | 19,6 | % S | | 2016-11-05 | TMT-E19E | | |
| ALD-S05 | 0,065 | % S | | 2016-11-05 | TMT-E19E | | |
| ALD-S06A | 0,032 | % S | | 2016-11-05 | TMT-E19E | | |
| ALD-S06B | 0,043 | % S | | 2016-11-05 | TMT-E19E | | |
| ALD-S06C | 0,122 | % S | | 2016-11-05 | TMT-E19E | | |
| ALD-S07 | 0,038 | % S | | 2016-11-05 | TMT-E19E | | |
| ALD-S08 | 0,242 | % S | | 2016-11-05 | TMT-E19E | | |
| ALD-S09 | 0,016 | % S | | 2016-11-05 | TMT-E19E | | |
| ALD-S12 | 0,290 | % S | | 2016-11-05 | TMT-E19E | | |
| ALD-S13A | 1,76 | % S | | 2016-11-05 | TMT-E19E | | |
| ALD-S13B | 0,049 | % S | | 2016-11-05 | TMT-E19E | | |
| ALD-S13C | 0,408 | % S | | 2016-11-05 | TMT-E19E | | |
| ALD-S14 | 4,65 | % S | | 2016-11-05 | TMT-E19E | | |
| ALD-S15 | 0,310 | % S | | 2016-11-05 | TMT-E19E | | |
| ALD-S17 | 0,045 | % S | | 2016-11-05 | TMT-E19E | | |
| ALD-S18 | 0,590 | % S | | 2016-11-05 | TMT-E19E | | |
| ALD-S19 | 0,147 | % S | | 2016-11-05 | TMT-E19E | | |
| ALD-S20 | 1,10 | % S | | 2016-11-05 | TMT-E19E | | |
| ALD-S21 | 0,089 | % S | | 2016-11-05 | TMT-E19E | | |
| ALD-S23 | 0,214 | % S | | 2016-11-05 | TMT-E19E | | |
| ALD-S24 | 0,513 | % S | | 2016-11-05 | TMT-E19E | | |
| ALD-S26 | 0,404 | % S | | 2016-11-05 | TMT-E19E | | |
| ALD-S27 | 0,266 | % S | | 2016-11-05 | TMT-E19E | | |
| ALD-S28 | 0,377 | % S | | 2016-11-05 | TMT-E19E | | |
| ALD-S29 | 0,080 | % S | | 2016-11-05 | TMT-E19E | | |
| ALD-S30 | 0,104 | % S | | 2016-11-05 | TMT-E19E | | |
| ALD-S32 | 0,316 | % S | | 2016-11-05 | TMT-E19E | | |
| ALD-S33 | 0,066 | % S | | 2016-11-05 | TMT-E19E | | |
| ALD-S35 | 0,344 | % S | | 2016-11-05 | TMT-E19E | | |
| ALD-S36A | 1,82 | % S | | 2016-11-05 | TMT-E19E | | |
| ALD-S36B | 0,071 | % S | | 2016-11-05 | TMT-E19E | | |



184, Principale - C.P. 208 Ste-Germaine-Boulé (Québec) J0Z 1M0 **Téléphone : 819 787-6116 • Télécopieur : 819 787-6527** Courriel : infoquebec@actlabs.com

TECHNI-LAB
S.G.B. Abitibi inc.
Pyroanalyse, Géochimie, Environnement

Date de prélèvement : 2016-10-25 au 2016-10-27
Date de réception : 2016-10-27
Projet : 100833
Prélevé par : Maude L. Michaud
Matrice : Sédiments
Échantillon (id client) : ALD-S02A
Contenants reçus : 1

| Paramètres | Concentrations | Unités | Normes | Date d'analyse | Méthodes | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | | | Accréditées | Non accréditées | Sous-traitance |
| Pouvoir neutralisant brut | -3,0 | kg $CaCO_3$/T | | 2016-11-16 | | TMT-E19C | |
| Potentiel d'Acidité maximum | -0,3 | kg $CaCO_3$/T | | 2016-11-21 | | TMT-E19C | |
| Soufre Total | 0,180 | % S | | 2016-11-05 | TMT-E19E | | |
| Sulfate | 0,189 | % S | | 2016-11-16 | | TMT-E19B | |
| Sulfures | -0,009 | % S | | 2016-11-21 | | TMT-E19B | |
| Générateur acide | non | | | 2016-11-21 | | TMT-E19C | |
| Carbone Total | 0,45 | % C | | 2016-11-05 | | TMT-E19E | |
| pH pâte | 3,01 | | | 2016-11-17 | | S-2,20 | |

**M.A.B.A. (modified acid / base accounting)**

| Critère 1 | Critère 2 | Critère 3 |
|---|---|---|
| S < > 0.3% | P.N.B - PA max < > 20 | P.N.B. / PA max < > 3 |
| > = oui | ≥ 20 = non | ≥ 3 = non |
| ≤ = non | < 20 = oui | < 3 = oui |

Un "oui" pour les critères 2 ou 3, associé à un "oui" pour le critère 1 est le signe d'un échantillon potentiellement générateur acide.



184, Principale - C.P. 208 Ste-Germaine-Boulé (Québec) J0Z 1M0 **Téléphone : 819 787-6116 • Télécopieur : 819 787-6527** Courriel : infoquebec@actlabs.com

TECHNI-LAB
S.G.B. Abitibi inc.
Pyroanalyse, Géochimie, Environnement

Date de prélèvement : 2016-10-25 au 2016-10-27
Date de réception : 2016-10-27
Projet : 100833
Prélevé par : Maude L. Michaud
Matrice : Sédiments
Échantillon (id client) : ALD-S03B
Contenants reçus : 1

| Paramètres | Concentrations | Unités | Normes | Date d'analyse | Méthodes | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | | | Accréditées | Non accréditées | Sous-traitance |
| Pouvoir neutralisant brut | -2,5 | kg $CaCO_3$/T | | 2016-11-16 | | TMT-E19C | |
| Potentiel d'Acidité maximum | 0,4 | kg $CaCO_3$/T | | 2016-11-21 | | TMT-E19C | |
| Soufre Total | 0,388 | % S | | 2016-11-05 | TMT-E19E | | |
| Sulfate | 0,375 | % S | | 2016-11-16 | | TMT-E19B | |
| Sulfures | 0,013 | % S | | 2016-11-21 | | TMT-E19B | |
| Générateur acide | oui | | | 2016-11-21 | | TMT-E19C | |
| Carbone Total | 0,23 | % C | | 2016-11-05 | | TMT-E19E | |
| pH pâte | 3,77 | | | 2016-11-17 | | S-2,20 | |

**M.A.B.A. (modified acid / base accounting)**

| Critère 1 | Critère 2 | Critère 3 |
|---|---|---|
| S < > 0.3% | P.N.B - PA max < > 20 | P.N.B. / PA max < > 3 |
| > = oui | ≥ 20 = non | ≥ 3 = non |
| ≤ = non | < 20 = oui | < 3 = oui |

Un "oui" pour les critères 2 ou 3, associé à un "oui" pour le critère 1 est le signe d'un échantillon potentiellement générateur acide.



184, Principale - C.P. 208 Ste-Germaine-Boulé (Québec) J0Z 1M0 **Téléphone : 819 787-6116 • Télécopieur : 819 787-6527** Courriel : infoquebec@actlabs.com

TECHNI-LAB
S.G.B. Abitibi inc.
Pyroanalyse, Géochimie, Environnement

Date de prélèvement : 2016-10-25 au 2016-10-27
Date de réception : 2016-10-27
Projet : 100833
Prélevé par : Maude L. Michaud
Matrice : Sédiments
Échantillon (id client) : ALD-S08
Contenants reçus : 1

| Paramètres | Concentrations | Unités | Normes | Date d'analyse | Méthodes | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | | | Accréditées | Non accréditées | Sous-traitance |
| Pouvoir neutralisant brut | -2,5 | kg $CaCO_3$/T | | 2016-11-16 | | TMT-E19C | |
| Potentiel d'Acidité maximum | -0,1 | kg $CaCO_3$/T | | 2016-11-21 | | TMT-E19C | |
| Soufre Total | 0,242 | % S | | 2016-11-05 | TMT-E19E | | |
| Sulfate | 0,244 | % S | | 2016-11-16 | | TMT-E19B | |
| Sulfures | -0,002 | % S | | 2016-11-21 | | TMT-E19B | |
| Générateur acide | non | | | 2016-11-21 | | TMT-E19C | |
| Carbone Total | 0,13 | % C | | 2016-11-05 | | TMT-E19E | |
| pH pâte | 3,39 | | | 2016-11-17 | | S-2,20 | |

**M.A.B.A. (modified acid / base accounting)**

| Critère 1 | Critère 2 | Critère 3 |
|---|---|---|
| S < > 0.3%<br>> = oui<br>≤ = non | P.N.B - PA max < > 20<br>≥ 20 = non<br>< 20 = oui | P.N.B. / PA max < > 3<br>≥ 3 = non<br>< 3 = oui |

Un "oui" pour les critères 2 ou 3, associé à un "oui" pour le critère 1
est le signe d'un échantillon potentiellement générateur acide.



184, Principale - C.P. 208 Ste-Germaine-Boulé (Québec) J0Z 1M0 **Téléphone : 819 787-6116 • Télécopieur : 819 787-6527** Courriel : infoquebec@actlabs.com

TECHNI-LAB
S.G.B. Abitibi inc.
Pyroanalyse, Géochimie, Environnement

Date de prélèvement : 2016-10-25 au 2016-10-27
Date de réception : 2016-10-27
Projet : 100833
Prélevé par : Maude L. Michaud
Matrice : Sédiments
Échantillon (id client) : ALD-S12
Contenants reçus : 1

| Paramètres | Concentrations | Unités | Normes | Date d'analyse | Méthodes | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | | | Accréditées | Non accréditées | Sous-traitance |
| Pouvoir neutralisant brut | 6,7 | kg $CaCO_3$/T | | 2016-11-16 | | TMT-E19C | |
| Potentiel d'Acidité maximum | 3,4 | kg $CaCO_3$/T | | 2016-11-21 | | TMT-E19C | |
| Soufre Total | 0,290 | % S | | 2016-11-05 | TMT-E19E | | |
| Sulfate | 0,182 | % S | | 2016-11-16 | | TMT-E19B | |
| Sulfures | 0,108 | % S | | 2016-11-21 | | TMT-E19B | |
| Générateur acide | non | | | 2016-11-21 | | TMT-E19C | |
| Carbone Total | 0,07 | % C | | 2016-11-05 | | TMT-E19E | |
| pH pâte | 6,52 | | | 2016-11-17 | | S-2,20 | |

**M.A.B.A. (modified acid / base accounting)**

| Critère 1 | Critère 2 | Critère 3 |
|---|---|---|
| S < > 0.3%<br>> = oui<br>≤ = non | P.N.B - PA max < > 20<br>≥ 20 = non<br>< 20 = oui | P.N.B. / PA max < > 3<br>≥ 3 = non<br>< 3 = oui |

Un "oui" pour les critères 2 ou 3, associé à un "oui" pour le critère 1
est le signe d'un échantillon potentiellement générateur acide.



184, Principale - C.P. 208 Ste-Germaine-Boulé (Québec) J0Z 1M0 **Téléphone : 819 787-6116 • Télécopieur : 819 787-6527** Courriel : infoquebec@actlabs.com

TECHNI-LAB
S.G.B. Abitibi inc.
Pyroanalyse, Géochimie, Environnement

Date de prélèvement : 2016-10-25 au 2016-10-27
Date de réception : 2016-10-27
Projet : 100833
Prélevé par : Maude L. Michaud
Matrice : Sédiments
Échantillon (id client) : ALD-S13C
Contenants reçus : 1

| Paramètres | Concentrations | Unités | Normes | Date d'analyse | Méthodes | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | | | Accréditées | Non accréditées | Sous-traitance |
| Pouvoir neutralisant brut | 13,5 | kg $CaCO_3$/T | | 2016-11-16 | | TMT-E19C | |
| Potentiel d'Acidité maximum | 3,1 | kg $CaCO_3$/T | | 2016-11-21 | | TMT-E19C | |
| Soufre Total | 0,408 | % S | | 2016-11-05 | TMT-E19E | | |
| Sulfate | 0,309 | % S | | 2016-11-16 | | TMT-E19B | |
| Sulfures | 0,099 | % S | | 2016-11-21 | | TMT-E19B | |
| Générateur acide | non | | | 2016-11-21 | | TMT-E19C | |
| Carbone Total | 0,22 | % C | | 2016-11-05 | | TMT-E19E | |
| pH pâte | 7,82 | | | 2016-11-17 | | S-2,20 | |

**M.A.B.A. (modified acid / base accounting)**

| Critère 1 | Critère 2 | Critère 3 |
|---|---|---|
| S < > 0.3% | P.N.B - PA max < > 20 | P.N.B. / PA max < > 3 |
| > = oui | ≥ 20 = non | ≥ 3 = non |
| ≤ = non | < 20 = oui | < 3 = oui |

Un "oui" pour les critères 2 ou 3, associé à un "oui" pour le critère 1
est le signe d'un échantillon potentiellement générateur acide.



184, Principale - C.P. 208 Ste-Germaine-Boulé (Québec) J0Z 1M0 **Téléphone : 819 787-6116 • Télécopieur : 819 787-6527** Courriel : infoquebec@actlabs.com

TECHNI-LAB
S.G.B. Abitibi inc.
Pyroanalyse, Géochimie, Environnement

Date de prélèvement : 2016-10-25 au 2016-10-27
Date de réception : 2016-10-27
Projet : 100833
Prélevé par : Maude L. Michaud
Matrice : Sédiments
Échantillon (id client) : ALD-S15
Contenants reçus : 1

| Paramètres | Concentrations | Unités | Normes | Date d'analyse | Méthodes | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | | | Accréditées | Non accréditées | Sous-traitance |
| Pouvoir neutralisant brut | 11,0 | kg $CaCO_3$/T | | 2016-11-16 | | TMT-E19C | |
| Potentiel d'Acidité maximum | 3,8 | kg $CaCO_3$/T | | 2016-11-21 | | TMT-E19C | |
| Soufre Total | 0,310 | % S | | 2016-11-05 | TMT-E19E | | |
| Sulfate | 0,189 | % S | | 2016-11-16 | | TMT-E19B | |
| Sulfures | 0,121 | % S | | 2016-11-21 | | TMT-E19B | |
| Générateur acide | oui | | | 2016-11-21 | | TMT-E19C | |
| Carbone Total | 0,23 | % C | | 2016-11-05 | | TMT-E19E | |
| pH pâte | 5,53 | | | 2016-11-17 | | S-2,20 | |

**M.A.B.A. (modified acid / base accounting)**

| Critère 1 | Critère 2 | Critère 3 |
|---|---|---|
| S < > 0.3%<br>> = oui<br>≤ = non | P.N.B - PA max < > 20<br>≥ 20 = non<br>< 20 = oui | P.N.B. / PA max < > 3<br>≥ 3 = non<br>< 3 = oui |

Un "oui" pour les critères 2 ou 3, associé à un "oui" pour le critère 1
est le signe d'un échantillon potentiellement générateur acide.



184, Principale - C.P. 208 Ste-Germaine-Boulé (Québec) J0Z 1M0 **Téléphone : 819 787-6116 • Télécopieur : 819 787-6527** Courriel : infoquebec@actlabs.com

TECHNI-LAB
S.G.B. Abitibi inc.
Pyroanalyse, Géochimie, Environnement

Date de prélèvement : 2016-10-25 au 2016-10-27
Date de réception : 2016-10-27
Projet : 100833
Prélevé par : Maude L. Michaud
Matrice : Sédiments
Échantillon (id client) : ALD-S18
Contenants reçus : 1

| Paramètres | Concentrations | Unités | Normes | Date d'analyse | Méthodes | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | | | Accréditées | Non accréditées | Sous-traitance |
| Pouvoir neutralisant brut | 7,3 | kg $CaCO_3$/T | | 2016-11-16 | | TMT-E19C | |
| Potentiel d'Acidité maximum | 10,0 | kg $CaCO_3$/T | | 2016-11-21 | | TMT-E19C | |
| Soufre Total | 0,590 | % S | | 2016-11-05 | TMT-E19E | | |
| Sulfate | 0,269 | % S | | 2016-11-16 | | TMT-E19B | |
| Sulfures | 0,321 | % S | | 2016-11-21 | | TMT-E19B | |
| Générateur acide | oui | | | 2016-11-21 | | TMT-E19C | |
| Carbone Total | 0,22 | % C | | 2016-11-05 | | TMT-E19E | |
| pH pâte | 5,00 | | | 2016-11-17 | | S-2,20 | |

**M.A.B.A. (modified acid / base accounting)**

| Critère 1 | Critère 2 | Critère 3 |
|---|---|---|
| S < > 0.3%<br>> = oui<br>≤ = non | P.N.B - PA max < > 20<br>≥ 20 = non<br>< 20 = oui | P.N.B. / PA max < > 3<br>≥ 3 = non<br>< 3 = oui |

Un "oui" pour les critères 2 ou 3, associé à un "oui" pour le critère 1 est le signe d'un échantillon potentiellement générateur acide.



184, Principale - C.P. 208 Ste-Germaine-Boulé (Québec) J0Z 1M0 **Téléphone : 819 787-6116 • Télécopieur : 819 787-6527** Courriel : infoquebec@actlabs.com

TECHNI-LAB
S.G.B. Abitibi inc.
Pyroanalyse, Géochimie, Environnement

Date de prélèvement : 2016-10-25 au 2016-10-27
Date de réception : 2016-10-27
Projet : 100833
Prélevé par : Maude L. Michaud
Matrice : Sédiments
Échantillon (id client) : ALD-S23
Contenants reçus : 1

| Paramètres | Concentrations | Unités | Normes | Date d'analyse | Méthodes | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | | | Accréditées | Non accréditées | Sous-traitance |
| Pouvoir neutralisant brut | -0,7 | kg $CaCO_3$/T | | 2016-11-16 | | TMT-E19C | |
| Potentiel d'Acidité maximum | 1,3 | kg $CaCO_3$/T | | 2016-11-21 | | TMT-E19C | |
| Soufre Total | 0,214 | % S | | 2016-11-05 | TMT-E19E | | |
| Sulfate | 0,171 | % S | | 2016-11-16 | | TMT-E19B | |
| Sulfures | 0,043 | % S | | 2016-11-21 | | TMT-E19B | |
| Générateur acide | non | | | 2016-11-21 | | TMT-E19C | |
| Carbone Total | 0,10 | % C | | 2016-11-05 | | TMT-E19E | |
| pH pâte | 3,29 | | | 2016-11-17 | | S-2,20 | |

**M.A.B.A. (modified acid / base accounting)**

| Critère 1 | Critère 2 | Critère 3 |
|---|---|---|
| S < > 0.3%<br>> = oui<br>≤ = non | P.N.B - PA max < > 20<br>≥ 20 = non<br>< 20 = oui | P.N.B. / PA max < > 3<br>≥ 3 = non<br>< 3 = oui |

Un "oui" pour les critères 2 ou 3, associé à un "oui" pour le critère 1
est le signe d'un échantillon potentiellement générateur acide.



184, Principale - C.P. 208 Ste-Germaine-Boulé (Québec) J0Z 1M0 **Téléphone : 819 787-6116 • Télécopieur : 819 787-6527** Courriel : infoquebec@actlabs.com

TECHNI-LAB
S.G.B. Abitibi inc.
Pyroanalyse, Géochimie, Environnement

Date de prélèvement : 2016-10-25 au 2016-10-27
Date de réception : 2016-10-27
Projet : 100833
Prélevé par : Maude L. Michaud
Matrice : Sédiments
Échantillon (id client) : ALD-S24
Contenants reçus : 1

| Paramètres | Concentrations | Unités | Normes | Date d'analyse | Méthodes | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | | | Accréditées | Non accréditées | Sous-traitance |
| Pouvoir neutralisant brut | 7,5 | kg $CaCO_3$/T | | 2016-11-16 | | TMT-E19C | |
| Potentiel d'Acidité maximum | 1,2 | kg $CaCO_3$/T | | 2016-11-21 | | TMT-E19C | |
| Soufre Total | 0,513 | % S | | 2016-11-05 | TMT-E19E | | |
| Sulfate | 0,476 | % S | | 2016-11-16 | | TMT-E19B | |
| Sulfures | 0,037 | % S | | 2016-11-21 | | TMT-E19B | |
| Générateur acide | non | | | 2016-11-21 | | TMT-E19C | |
| Carbone Total | 0,18 | % C | | 2016-11-05 | | TMT-E19E | |
| pH pâte | 3,99 | | | 2016-11-17 | | S-2,20 | |

**M.A.B.A. (modified acid / base accounting)**

| Critère 1 | Critère 2 | Critère 3 |
|---|---|---|
| S < > 0.3%<br>> = oui<br>≤ = non | P.N.B - PA max < > 20<br>≥ 20 = non<br>< 20 = oui | P.N.B. / PA max < > 3<br>≥ 3 = non<br>< 3 = oui |

Un "oui" pour les critères 2 ou 3, associé à un "oui" pour le critère 1
est le signe d'un échantillon potentiellement générateur acide.



184, Principale - C.P. 208 Ste-Germaine-Boulé (Québec) J0Z 1M0 **Téléphone : 819 787-6116 • Télécopieur : 819 787-6527** Courriel : infoquebec@actlabs.com

TECHNI-LAB
S.G.B. Abitibi inc.
Pyroanalyse, Géochimie, Environnement

Date de prélèvement : 2016-10-25 au 2016-10-27
Date de réception : 2016-10-27
Projet : 100833
Prélevé par : Maude L. Michaud
Matrice : Sédiments
Échantillon (id client) : ALD-S26
Contenants reçus : 1

| Paramètres | Concentrations | Unités | Normes | Date d'analyse | Méthodes | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | | | Accréditées | Non accréditées | Sous-traitance |
| Pouvoir neutralisant brut | 3,8 | kg $CaCO_3$/T | | 2016-11-16 | | TMT-E19C | |
| Potentiel d'Acidité maximum | 1,0 | kg $CaCO_3$/T | | 2016-11-21 | | TMT-E19C | |
| Soufre Total | 0,404 | % S | | 2016-11-05 | TMT-E19E | | |
| Sulfate | 0,373 | % S | | 2016-11-16 | | TMT-E19B | |
| Sulfures | 0,031 | % S | | 2016-11-21 | | TMT-E19B | |
| Générateur acide | non | | | 2016-11-21 | | TMT-E19C | |
| Carbone Total | 0,12 | % C | | 2016-11-05 | | TMT-E19E | |
| pH pâte | 3,67 | | | 2016-11-17 | | S-2,20 | |

**M.A.B.A. (modified acid / base accounting)**

| Critère 1 | Critère 2 | Critère 3 |
|---|---|---|
| S < > 0.3% | P.N.B - PA max < > 20 | P.N.B. / PA max < > 3 |
| > = oui | ≥ 20 = non | ≥ 3 = non |
| ≤ = non | < 20 = oui | < 3 = oui |

Un "oui" pour les critères 2 ou 3, associé à un "oui" pour le critère 1 est le signe d'un échantillon potentiellement générateur acide.



184, Principale - C.P. 208 Ste-Germaine-Boulé (Québec) J0Z 1M0 **Téléphone : 819 787-6116 • Télécopieur : 819 787-6527** Courriel : infoquebec@actlabs.com

TECHNI-LAB
S.G.B. Abitibi inc.
Pyroanalyse, Géochimie, Environnement

Date de prélèvement : 2016-10-25 au 2016-10-27
Date de réception : 2016-10-27
Projet : 100833
Prélevé par : Maude L. Michaud
Matrice : Sédiments
Échantillon (id client) : ALD-S27
Contenants reçus : 1

| Paramètres | Concentrations | Unités | Normes | Date d'analyse | Méthodes | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | | | Accréditées | Non accréditées | Sous-traitance |
| Pouvoir neutralisant brut | 20,1 | kg $CaCO_3$/T | | 2016-11-16 | | TMT-E19C | |
| Potentiel d'Acidité maximum | 1,2 | kg $CaCO_3$/T | | 2016-11-21 | | TMT-E19C | |
| Soufre Total | 0,266 | % S | | 2016-11-05 | TMT-E19E | | |
| Sulfate | 0,229 | % S | | 2016-11-16 | | TMT-E19B | |
| Sulfures | 0,037 | % S | | 2016-11-21 | | TMT-E19B | |
| Générateur acide | non | | | 2016-11-21 | | TMT-E19C | |
| Carbone Total | 0,36 | % C | | 2016-11-05 | | TMT-E19E | |
| pH pâte | 6,02 | | | 2016-11-17 | | S-2,20 | |

**M.A.B.A. (modified acid / base accounting)**

| Critère 1 | Critère 2 | Critère 3 |
|---|---|---|
| S < > 0.3%<br>> = oui<br>≤ = non | P.N.B - PA max < > 20<br>≥ 20 = non<br>< 20 = oui | P.N.B. / PA max < > 3<br>≥ 3 = non<br>< 3 = oui |

Un "oui" pour les critères 2 ou 3, associé à un "oui" pour le critère 1
est le signe d'un échantillon potentiellement générateur acide.



184, Principale - C.P. 208 Ste-Germaine-Boulé (Québec) J0Z 1M0 **Téléphone : 819 787-6116 • Télécopieur : 819 787-6527** Courriel : infoquebec@actlabs.com

TECHNI-LAB
S.G.B. Abitibi inc.
Pyroanalyse, Géochimie, Environnement

Date de prélèvement : 2016-10-25 au 2016-10-27
Date de réception : 2016-10-27
Projet : 100833
Prélevé par : Maude L. Michaud
Matrice : Sédiments
Échantillon (id client) : ALD-S28
Contenants reçus : 1

| Paramètres | Concentrations | Unités | Normes | Date d'analyse | Méthodes | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | | | Accréditées | Non accréditées | Sous-traitance |
| Pouvoir neutralisant brut | 20,4 | kg $CaCO_3$/T | | 2016-11-16 | | TMT-E19C | |
| Potentiel d'Acidité maximum | 0,9 | kg $CaCO_3$/T | | 2016-11-21 | | TMT-E19C | |
| Soufre Total | 0,377 | % S | | 2016-11-05 | TMT-E19E | | |
| Sulfate | 0,348 | % S | | 2016-11-16 | | TMT-E19B | |
| Sulfures | 0,029 | % S | | 2016-11-21 | | TMT-E19B | |
| Générateur acide | non | | | 2016-11-21 | | TMT-E19C | |
| Carbone Total | 0,34 | % C | | 2016-11-05 | | TMT-E19E | |
| pH pâte | 6,16 | | | 2016-11-17 | | S-2,20 | |

**M.A.B.A. (modified acid / base accounting)**

| Critère 1 | Critère 2 | Critère 3 |
|---|---|---|
| S < > 0.3%<br>> = oui<br>≤ = non | P.N.B - PA max < > 20<br>≥ 20 = non<br>< 20 = oui | P.N.B. / PA max < > 3<br>≥ 3 = non<br>< 3 = oui |

Un "oui" pour les critères 2 ou 3, associé à un "oui" pour le critère 1
est le signe d'un échantillon potentiellement générateur acide.



184, Principale - C.P. 208 Ste-Germaine-Boulé (Québec) J0Z 1M0 **Téléphone : 819 787-6116 • Télécopieur : 819 787-6527** Courriel : infoquebec@actlabs.com

TECHNI-LAB
S.G.B. Abitibi inc.
Pyroanalyse, Géochimie, Environnement

Date de prélèvement : 2016-10-25 au 2016-10-27
Date de réception : 2016-10-27
Projet : 100833
Prélevé par : Maude L. Michaud
Matrice : Sédiments
Échantillon (id client) : ALD-S30
Contenants reçus : 1

| Paramètres | Concentrations | Unités | Normes | Date d'analyse | Méthodes | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | | | Accréditées | Non accréditées | Sous-traitance |
| Pouvoir neutralisant brut | 3,8 | kg $CaCO_3$/T | | 2016-11-16 | | TMT-E19C | |
| Potentiel d'Acidité maximum | 0,1 | kg $CaCO_3$/T | | 2016-11-21 | | TMT-E19C | |
| Soufre Total | 0,104 | % S | | 2016-11-05 | TMT-E19E | | |
| Sulfate | 0,099 | % S | | 2016-11-16 | | TMT-E19B | |
| Sulfures | 0,005 | % S | | 2016-11-21 | | TMT-E19B | |
| Générateur acide | non | | | 2016-11-21 | | TMT-E19C | |
| Carbone Total | 0,05 | % C | | 2016-11-05 | | TMT-E19E | |
| pH pâte | 4,95 | | | 2016-11-17 | | S-2,20 | |

**M.A.B.A. (modified acid / base accounting)**

| Critère 1 | Critère 2 | Critère 3 |
|---|---|---|
| S < > 0.3%<br>> = oui<br>≤ = non | P.N.B - PA max < > 20<br>≥ 20 = non<br>< 20 = oui | P.N.B. / PA max < > 3<br>≥ 3 = non<br>< 3 = oui |

Un "oui" pour les critères 2 ou 3, associé à un "oui" pour le critère 1 est le signe d'un échantillon potentiellement générateur acide.



184, Principale - C.P. 208 Ste-Germaine-Boulé (Québec) J0Z 1M0 **Téléphone : 819 787-6116 • Télécopieur : 819 787-6527** Courriel : infoquebec@actlabs.com

TECHNI-LAB
S.G.B. Abitibi inc.
Pyroanalyse, Géochimie, Environnement

Date de prélèvement : 2016-10-25 au 2016-10-27
Date de réception : 2016-10-27
Projet : 100833
Prélevé par : Maude L. Michaud
Matrice : Sédiments
Échantillon (id client) : ALD-S32
Contenants reçus : 1

| Paramètres | Concentrations | Unités | Normes | Date d'analyse | Méthodes | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | | | Accréditées | Non accréditées | Sous-traitance |
| Pouvoir neutralisant brut | -4,0 | kg $CaCO_3$/T | | 2016-11-16 | | TMT-E19C | |
| Potentiel d'Acidité maximum | 0,7 | kg $CaCO_3$/T | | 2016-11-21 | | TMT-E19C | |
| Soufre Total | 0,316 | % S | | 2016-11-05 | TMT-E19E | | |
| Sulfate | 0,293 | % S | | 2016-11-16 | | TMT-E19B | |
| Sulfures | 0,023 | % S | | 2016-11-21 | | TMT-E19B | |
| Générateur acide | oui | | | 2016-11-21 | | TMT-E19C | |
| Carbone Total | 0,07 | % C | | 2016-11-05 | | TMT-E19E | |
| pH pâte | 3,62 | | | 2016-11-17 | | S-2,20 | |

**M.A.B.A. (modified acid / base accounting)**

| Critère 1 | Critère 2 | Critère 3 |
|---|---|---|
| S < > 0.3%<br>> = oui<br>≤ = non | P.N.B - PA max < > 20<br>≥ 20 = non<br>< 20 = oui | P.N.B. / PA max < > 3<br>≥ 3 = non<br>< 3 = oui |

Un "oui" pour les critères 2 ou 3, associé à un "oui" pour le critère 1 est le signe d'un échantillon potentiellement générateur acide.



184, Principale - C.P. 208 Ste-Germaine-Boulé (Québec) J0Z 1M0 **Téléphone : 819 787-6116 • Télécopieur : 819 787-6527** Courriel : infoquebec@actlabs.com

TECHNI-LAB
S.G.B. Abitibi inc.
Pyroanalyse, Géochimie, Environnement

Date de prélèvement : 2016-10-25 au 2016-10-27
Date de réception : 2016-10-27
Projet : 100833
Prélevé par : Maude L. Michaud
Matrice : Sédiments
Échantillon (id client) : ALD-S35
Contenants reçus : 1

| Paramètres | Concentrations | Unités | Normes | Date d'analyse | Méthodes | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | | | Accréditées | Non accréditées | Sous-traitance |
| Pouvoir neutralisant brut | -4,4 | kg $CaCO_3$/T | | 2016-11-16 | | TMT-E19C | |
| Potentiel d'Acidité maximum | 1,3 | kg $CaCO_3$/T | | 2016-11-21 | | TMT-E19C | |
| Soufre Total | 0,344 | % S | | 2016-11-05 | TMT-E19E | | |
| Sulfate | 0,303 | % S | | 2016-11-16 | | TMT-E19B | |
| Sulfures | 0,041 | % S | | 2016-11-21 | | TMT-E19B | |
| Générateur acide | oui | | | 2016-11-21 | | TMT-E19C | |
| Carbone Total | 0,18 | % C | | 2016-11-05 | | TMT-E19E | |
| pH pâte | 3,47 | | | 2016-11-17 | | S-2,20 | |

**M.A.B.A. (modified acid / base accounting)**

| Critère 1 | Critère 2 | Critère 3 |
|---|---|---|
| S < > 0.3%<br>> = oui<br>≤ = non | P.N.B - PA max < > 20<br>≥ 20 = non<br>< 20 = oui | P.N.B. / PA max < > 3<br>≥ 3 = non<br>< 3 = oui |

Un "oui" pour les critères 2 ou 3, associé à un "oui" pour le critère 1
est le signe d'un échantillon potentiellement générateur acide.



184, Principale - C.P. 208 Ste-Germaine-Boulé (Québec) J0Z 1M0 **Téléphone : 819 787-6116 • Télécopieur : 819 787-6527** Courriel : infoquebec@actlabs.com

TECHNI-LAB
S.G.B. Abitibi inc.
Pyroanalyse, Géochimie, Environnement

Date de prélèvement : 2016-10-25 au 2016-10-27
Date de réception : 2016-10-27
Projet : 100833
Prélevé par : Maude L. Michaud
Matrice : Sédiments
Échantillon (id client) : Multiples (35)

| MRC / MR | Paramètres | Concentrations obtenues | Unités | LDM | Blanc | Valeur minimale acceptable | Valeur maximale acceptable | Méthodes Accréditées | Méthodes Non accréditées |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| KZK-1 | PNB | 60,4 | kg CaCO3/t | <1,9 | | 56,9 | 60,9 | | TMT-E19C |
| KZK-1 | PNB | 61,0 | kg CaCO3/t | <1,9 | | 56,9 | 60,9 | | TMT-E19C |
| UTS-1 | SO4 | 0,907 | % S | <0,05 | <0,05 | 0,83 | 0,93 | | TMT-E19B |
| UTS-4 | SO4 | 1,73 | % S | <0,05 | | 1,68 | 1,80 | | TMT-E19B |
| Oreas 24b | Carbone | 0,19 | % C | <0,05 | <0,05 | 0,167 | 0,211 | | TMT-E19E |
| Oreas 24b | Soufre | 0,196 | % S | <0,003 | <0,003 | 0,164 | 0,216 | TMT-E19E | |
| $Li_2CO_3$ | Carbone | 16,0 | % C | <0,05 | | 14,7 | 17,9 | | TMT-E19E |
| SU-1b | Soufre | 13,9 | % S | <0,003 | | 13,72 | 14,56 | TMT-E19E | |
| Oreas 24b | Carbone | 0,20 | % C | <0,05 | <0,05 | 0,167 | 0,211 | | TMT-E19E |
| Oreas 24b | Soufre | 0,203 | %S | <0,003 | <0,003 | 0,164 | 0,216 | TMT-E19E | |
| $Li_2CO_3$ | Carbone | 16,1 | % C | <0,05 | | 14,7 | 17,9 | | TMT-E19E |
| SU-1b | Soufre | 13,9 | % S | <0,003 | | 13,72 | 14,56 | TMT-E19E | |
| NBM-1 | $pH_{1:1}$ | 8,55 | | | 6,88 | 8,12 | 8,78 | | S-2,20 |
| **Duplicata** | | | | | | | | | |
| ALD-S07 | Carbone | 0,08 | % C | | | | | | |
| ALD-S07 | Soufre | 0,030 | % S | | | | | | |
| ALD-S14 | Carbone | 0,20 | % C | | | | | | |
| ALD-S14 | Soufre | 4,86 | % S | | | | | | |
| ALD-S27 | Carbone | 0,38 | % C | | | | | | |
| ALD-S27 | Soufre | 0,264 | % S | | | | | | |
| ALD-S36B | Carbone | 0,10 | % C | | | | | | |
| ALD-S36B | Soufre | 0,075 | % S | | | | | | |
| ALD-S23 | SO4 | 0,170 | % S | | | | | | |
| ALD-S35 | PNB | -4,7 | kg CaCO3/t | | | | | | |
| ALD-S35 | $pH_{1:1}$ | 3,50 | | | | | | | |



184, Principale - C.P. 208 Ste-Germaine-Boulé (Québec) J0Z 1M0 **Téléphone : 819 787-6116 • Télécopieur : 819 787-6527** Courriel : infoquebec@actlabs.com

L A M O N T inc

e x p e r t • c o n s e i l

# Caractérisation de la surface du secteur sud

## Site Aldermac

## Arntfield, Québec, Canada

**Préparé pour:**
**Englobe**

**Préparé par:**
**Lamont inc.**

**Mars 2017**

L A M O N T inc

e x p e r t • c o n s e i l

# Caractérisation de la surface du secteur sud

## Site Aldermac

## Arntfield, Québec, Canada

53-54

**Maude Lévesque Michaud, ing.**

53-54

**Ann Lamontagne, ing. Ph.D.**

**Mars 2017**

# TABLE DES MATIÈRES

**1.0 INTRODUCTION ET DESCRIPTION DU MANDAT ..... 1**

**2.0 DESCRIPTION DU SITE ALDERMAC ..... 3**

**2.1 Historique ..... 3**

**2.2 Description du site ..... 8**

**2.3 Géologie ..... 15**

**3.0 PROGRAMME DE TRAVAIL ..... 16**

**3.1 Travaux de terrain ..... 16**

3.1.1 Visite du site ..... 17

3.1.2 Sondages manuels et échantillonnage ..... 17

3.1.3 Échantillonnage de l'eau souterraine et des drains ..... 17

3.1.4 Échantillonnage de l'eau de surface ..... 18

3.1.5 Localisation des échantillons ..... 18

3.1.6 Analyse des métaux par fluorescence des rayons X ..... 18

3.1.7 Mesure du pH en pâte et de l'eau ..... 19

**3.2 Analyses en laboratoire ..... 19**

3.2.1 Paramètres analysés sur les solides ..... 19

3.2.2 Paramètres analysés sur l'eau ..... 20

**4.0 PRÉSENTATION ET ANALYSE DES RÉSULTATS ..... 21**

**4.1 Description du site – observations visuelles ..... 21**

**4.2 Sols et résidus miniers ..... 23**

4.2.1 Critères de comparaison ..... 23

4.2.2 Présentation des résultats pour les sols et les résidus miniers ..... 23

4.2.3 Analyse des résultats pour les sols et les résidus miniers ..... 33

**4.3 Niveau d'eau et qualité des eaux souterraines ..... 34**

4.3.1 Présentation des résultats de qualité d'eau souterraine....34
4.3.2 Analyse des résultats de qualité d'eau souterraine....37

**4.4 Qualité des eaux de surface....39**
4.4.1 Présentation des résultats de qualité d'eau de surface....39
4.4.2 Analyse des résultats de qualité d'eau de surface....41

**5.0 CONCLUSIONS....43**

**6.0 RECOMMANDATIONS....45**

**7.0 RÉFÉRENCES....46**

## LISTE DES FIGURES

**Figure 1 - Photo de la mine Aldermac en 1938 ..... 6**
**Figure 2 - Localisation de la mine et des infrastructures superposée au site actuel (tiré de Hunter, 1980) 7**
**Figure 3 - Localisation des digues A, B et C (SNC-Lavalin, 2007a) ..... 9**
**Figure 4 - Secteur sud, vue vers le nord-est ..... 11**
**Figure 5 - Secteur sud, vue vers le nord-est ..... 11**
**Figure 6 - Matériaux de surface retrouvés à plusieurs endroits dans le secteur sud ..... 12**
**Figure 7 - Vue de la cellule à partir de l'affleurement rocheux situé à l'ouest ..... 13**
**Figure 8 - Vue d'une digue entre un ancien bassin (ouest de la digue C) et la forêt au sud du site ..... 14**
**Figure 9 - Ancien bassin à l'ouest de la digue C (en arrière-plan) et fossé de drainage (en avant-plan) .. 14**
**Figure 10 - Position des deux effluents du secteur sud ..... 22**
**Figure 11 - Localisation des échantillons analysés en laboratoire et résultats ..... 26**
**Figure 12 - Relation entre la teneur en soufre et la concentration en cuivre dans les résidus miniers .... 28**
**Figure 13 - Relation entre la teneur en soufre et la concentration en zinc dans les résidus miniers ..... 28**
**Figure 14 - Relation entre la teneur en soufre et la concentration en fer dans les résidus miniers ..... 29**
**Figure 15 - Relation entre la concentration en cadmium et en zinc dans les échantillons de résidus miniers ..... 29**
**Figure 16 - Localisation des échantillons scannés avec l'appareil de FRX et résultats ..... 31**
**Figure 17 - Vue en coupe de la configuration du drain (extrait du plan 110A_TQC, SNC-Lavalin, 2011) .. 36**
**Figure 18 - Déversoir du drain CD-1 ..... 36**
**Figure 19 - Localisation des stations d'échantillonnage d'eau de surface ..... 39**

## LISTE DES TABLEAUX

**Tableau 1 - Résultats des essais de potentiel de génération d'acide ..... 24**
**Tableau 2 - Principaux paramètres des résidus miniers ..... 33**
**Tableau 3 - Principaux paramètres dans les eaux souterraines ..... 37**
**Tableau 4 - Résultats d'analyse de la qualité des eaux de surface ..... 40**
**Tableau 5 - Résultats d'analyse de l'eau à la sortie des drains ..... 41**

## LISTE DES ANNEXES

**Annexe 1 : Articles historiques**

**Annexe 2 : Journaux de sondage**

**Annexe 3 : Journaux de forage des puits d'observation (tiré de URSTM, 2014)**

**Annexe 4 : Certificats d'analyse**

**Annexe 5 : Résultats des analyses de FRX**

## 1.0 INTRODUCTION ET DESCRIPTION DU MANDAT

La mine Aldermac a été exploitée durant les années ’40 principalement pour le cuivre et la pyrite. La mine a connu des périodes de rentabilités variables associées à une variation du prix des métaux et à un contexte mondial particulier lié notamment à la Deuxième Guerre Mondiale. À une certaine époque de l’opération minière, près de 60 % des revenus étaient associés à la vente de la chalcopyrite et 30 % à la pyrite (Actualités économiques, 1945). Les 10 % restant étaient associés à d’autres métaux. La mine a été fermée en 1943 pour cause de non rentabilité[1].

Le site Aldermac a fait l’objet de travaux de mitigation et de restauration à différentes époques dont des travaux majeurs de 2008 à 2011. Le suivi post restauration fait par le MERN a toutefois identifié que le secteur sud du site montrait toujours des effluents acides chargés en métaux et certains secteurs exposés sont dénudés de végétation. Bien que l’apparence du site se soit nettement améliorée depuis 2008, il est important de s’assurer que la restauration en place dans le secteur sud (recouvrement avec géomembrane) est adéquate et permettra à long terme de s’assurer de la qualité des effluents du site. Comme des effluents acides et des surfaces où la végétation est morte sont observés dans le secteur sud, il faut à tout le moins identifier les sources de contamination potentiellement présentes qui pourraient être responsables de l’état actuel du site (secteur Sud) avant d’effectuer des travaux correctifs.

Le mandat de Lamont consiste à caractériser les sols et l’eau dans le secteur sud de l’ancien parc à résidus dans le but d’identifier les raisons pour lesquelles la qualité de l’eau n’est pas adéquate malgré l’excavation des résidus miniers et leur recouvrement par une géomembrane. Une fois les raisons identifiées, il faudra présenter des recommandations ou des mesures de mitigation qui permettront d’améliorer la qualité de l’eau aux effluents finaux et permettre une remise en état des lieux pour atteindre l’état satisfaisant visé par la restauration minière.

Il a aussi été démontré qu’il existait un lien entre une infiltration d’eau à l’affleurement rocheux situé à l’ouest de la cellule de confinement et le drain CD-3 situé entre

[1] https://news.google.com/newspapers?id=gDMrAAAAIBAJ&sjid=25gFAAAAIBAJ&hl=fr&pg=4456%2C1253494

l'affleurement et la cellule (Daudet, 2013). Le mandat consiste aussi à valider l'effet de cette infiltration sur la qualité des eaux et proposer des travaux correctifs si requis pour éviter que de l'eau propre ne s'infiltre à cet endroit pour ensuite faire résurgence à la sortie du CD-3.

## 2.0 DESCRIPTION DU SITE ALDERMAC

### 2.1 Historique

Le site de l'ancienne mine Aldermac est situé à environ 15 km à l'ouest de la ville de Rouyn-Noranda. Jalonné au début du siècle par messieurs Alderson et Mackay, ils ont fondé la compagnie Aldermac Mines Limited qui était une filiale de la compagnie Towagamac Exploration Company (Hubler, 1932). L'annexe 1 présente une série d'articles et de documents historiques qui ont été obtenus à partir d'une recherche exhaustive. Le lecteur est invité à les consulter pour obtenir plus d'informations sur l'historique du site. Les paragraphes ci-dessous présentent les informations pertinentes en lien avec la caractérisation réalisée.

En 1925, une découverte de cuivre a été faite par K.W. Fritzsche qui était responsable de l'exploration à cette époque pour la compagnie Aldermac Mines Limited. La première tranchée qu'il avait faite avait montré une teneur en cuivre de 8 % sur une largeur de 3 m (10 pieds). Cette découverte a par la suite conduit à la découverte d'un autre gisement potentiel plus au nord dont la teneur en cuivre était de 3 % sur une largeur de 4,6 m (15 pieds) (Hubler, 1932). Par la suite, un relevé magnétique a permis de localiser un dépôt important de pyrite qui a été développé au cours des années suivantes. Le développement de la mine s'est fait jusqu'à une profondeur de 343 m (1 125 pieds) et environ 3 millions de tonnes de pyrite constituait une ressource potentielle.

La teneur marginale en cuivre du dépôt et le marché incertain du cuivre rendait l'exploitation de la mine à risque. Messieurs Alderson et Mackay réalisèrent cependant l'important potentiel de la présence de pyrite pouvant alimenter l'industrie des pâtes et papiers, grands consommateurs d'acide et de sulfates dans leurs usines. Ils ont alors entrepris une étude économique pour évaluer la possibilité et la rentabilité de concentrer la pyrite par flottation (Hubler, 1932).

Les études ont été concluantes et le concentrateur de la mine a donc été construit en 1931 dans le but de traiter 500 tonnes par jour de minerai pour flotter la chalcopyrite mais avec la possibilité d'augmenter le circuit à 1000 tonnes par jour pour flotter également la pyrite. Vers la fin de 1938, le circuit de flottation de la pyrite a été construit (Ridgway et Mitchell, 1940). Il n'est pas clairement défini dans la littérature à

quel moment la pyrite a commencé à être concentrée mais il s'agit probablement du début de 1939. D'après l'article de Hubler (1932), lors de la mise en service du circuit de flottation de la pyrite, une pile de minerai de basse teneur vieille de 4 ans a été exploitée. Il est écrit :

*Milling was started on an old ore-dump which had accumulated for four years. The ore in this dump was badly oxidized, having the appearance of slightly roasted material, and it was so thoroughly cemented together that it required drilling and blasting before it could be reclaimed. This class of ore is very acid, requiring from 6 to 8 lb. of lime to neutralize. Using the following reagents on dump ore, the pyrite recovery was excellent and copper recovery poor.*

Le fait que la pile de minerai était fortement cimentée est une indication de la teneur importante de sulfures. Aussi, on dit que la récupération de la pyrite était excellente mais la récupération du cuivre était pauvre ce qui explique pourquoi on pourrait retrouver autant de chalcopyrite dans les résidus miniers.

En 1939, alors que la mine était en opération depuis 8 ans, près de 1700 onces d'or fin ont été extraits de la mine Aldermac comme sous-produit. On dit également que toute la production de pyrite était exportée soit vers les États-Unis ou pour la compagnie St. Lawrence Pulp & Paper de Trois-Rivières (Actualité économique, 1940; Actualité économique, 1945).

Pendant les années d'opération, les concentrés de cuivre et de pyrite ont été pompés vers le chemin de fer de la Nipissing Central qui était situé à moins de 3,2 km (2 miles) de la mine. Les concentrés étaient pompés sous forme de pulpe et près du chemin de fer, une usine de filtration permettait de retirer l'eau du concentré pour ensuite le charger sur les wagons (Hubler, 1932). Le concentré de cuivre était envoyé à Noranda à la fonderie Horne (aujourd'hui la ville de Rouyn-Noranda) où il était traité. À la fonderie, le soufre était obtenu grâce à la réduction du cuivre. À cette époque, la pyrite concentrée était vendue sur les marchés au coût de 1$ la tonne. Le cuivre quant à lui était vendu pour couvrir uniquement les frais d'opération de la mine.

Aldermac produisait, en 1939, des concentrés de cuivre à basse teneur en or et en argent et des concentrés de pyrite à haute teneur en soufre et en argent. Le cuivre

représentait environ 60 % des revenus de la mine et la pyrite, 30 %. Dans un article paru en 1945 (Actualité économique, 1945) on mentionne que de 1932 à 1937, alors que la mine ne produisait pas de pyrite, les opérations fonctionnaient à intervalles très irréguliers et presque toujours à perte. Durant cette période, le prix du cuivre était très bas.

Les opérations de la mine se sont poursuivies jusqu'en 1943. Des indices dans la littérature laissent croire cependant que la vente de la pyrite aurait été interrompue avant cette date. À cette époque, la fonderie Horne produisait aussi du soufre et la compétition devait être importante. Un article paru dans la Gazette en 1943 présente les difficultés financières de la mine Aldermac ce qui justifie l'arrêt des opérations car la mine n'était pas rentable.

La figure 1 montre le site de l'ancienne mine Aldermac[2] en 1938. On y voit le puits de la mine, les convoyeurs, le concentrateur et différents bâtiments. Près du puits, on note la présence de pile de matériaux, probablement des piles de minerai. Selon l'interprétation des auteurs, le nord est vers l'arrière-plan ce qui fait qu'on ne peut pas distinguer le parc à résidus. La cellule de confinement mise en place en 2008-2011 se trouve à l'endroit où il y avait le concentrateur et les autres infrastructures (figure 2).

2 http://biblio.uqat.ca/souvenances/Galerie/Le%20developpement%20minier/L%20Abitibi%20miniere/slides/048.html



**Figure 1 - Photo de la mine Aldermac en 1938**

Sur le plan de la figure 2 (extrait de Hunter, 1979), on montre la position du puits de la mine et on indique la présence d'une pile de stériles (waste dump). Cette pile de stériles se trouvait vraisemblablement dans le secteur où les résidus miniers ont été excavés. La superposition du plan de Hunter (1980) avec la photo aérienne obtenue par LiDAR par le MERN en 2014 après les travaux de restauration appuie cette hypothèse.

Lors de l'opération du concentrateur, il semble que les résidus miniers aient été déversés dans l'environnement sans ouvrage de retenu ou de confinement. À l'époque du projet, certaines opérations favorisaient le confinement des résidus miniers à l'intérieur de digues faites de résidus miniers grossiers. Dans le cas d'Aldermac, la conduite de rejet des résidus miniers semble avoir été déposée au nord ou à l'est du concentrateur et les résidus ont rempli les cavités et points bas topographiques.

Avec l'ajout du circuit de flottation de la pyrite, il est probable que les résidus miniers contenaient moins de sulfures comparativement à l'époque où seule la chalcopyrite était flottée. La chalcopyrite était associée à la pyrrhotite, et probablement que durant les premières années d'opération, la présence de pyrite dans les résidus était moindre puisque le minerai contenait principalement de la pyrrhotite. D'ailleurs, dans l'article de

Hubler (1932), il est mentionné que la zone de pyrite massive avait une teneur faible en cuivre ce qui indique que la chalcopyrite était probablement à un endroit différent dans le gisement. Cette situation peut expliquer l'hétérogénéité des résidus miniers.




**Figure 2 - Localisation de la mine et des infrastructures superposée au site actuel (tiré de Hunter, 1980)**

En résumé, l'analyse des documents historiques montre donc qu'il est probable que les résidus miniers démontraient une certaine hétérogénéité à cause de l'ajout, en cours d'opération, des cellules de flottation de la pyrite mais aussi parce qu'il semble que la mine ait favorisé l'exploitation de la chalcopyrite et de la pyrite qui n'étaient pas nécessairement dans les mêmes zones minéralisées. Les résidus miniers devaient, lors de la flottation de la pyrite, présenter des concentrations moins importantes en soufre et en tout autres métaux se rattachant aux sulfures (p.ex. cuivre, zinc, cadmium, fer,

mercure, etc.). Les activités au concentrateur ont probablement eu un impact sur les caractéristiques géochimiques des résidus miniers.

## 2.2 Description du site

Différents travaux ont été faits sur le site Aldermac depuis les 50 dernières années : construction de digues pour détourner les eaux propres, démantèlement des infrastructures, travaux de recherche et travaux de restauration majeurs de 2008 à 2011. Le détail des travaux réalisés ayant pu être consultés est présenté dans les rapports suivants :

- Consor, 1995a, Élaboration des scénarios de mesures de mitigation – Parc à résidus miniers Aldermac, 135 pages.
- Consor, 1995b, Rapport de caractérisation – Parc à résidus miniers Aldermac – Volume 3 – Cartes, 11 pages.
- Daudet, A., 2013, Restauration de site minier abandonné – Le cas d'Aldermac, rapport de stage, 53 pages.
- SNC-Lavalin, 2002, Élaboration d'un plan de restauration du site minier Aldermac, Arntfield, Québec, 144 pages.
- SNC-Lavalin, 2007a, Sommaire des bases de conception, restauration du site miniers Aldermac, Élaboration du plan de restauration et conception des plans et devis, 33 pages.
- SNC-Lavalin, 2007b, Plan de restauration du site minier Aldermac, rapport final, 213 pages.
- SNC-Lavalin, 2011, Restauration du site minier Aldermac, Rapport final des travaux effectués en 2008-11, 311 pages.

Le plan de la figure 3 montre la construction de différentes digues dans le secteur sud qui ont été mises en place entre les années 1982-1983 (digue B à l'est du secteur sud), 1995-1996 (digues A, B rehaussée et C) (SNC-Lavalin, 2007a).

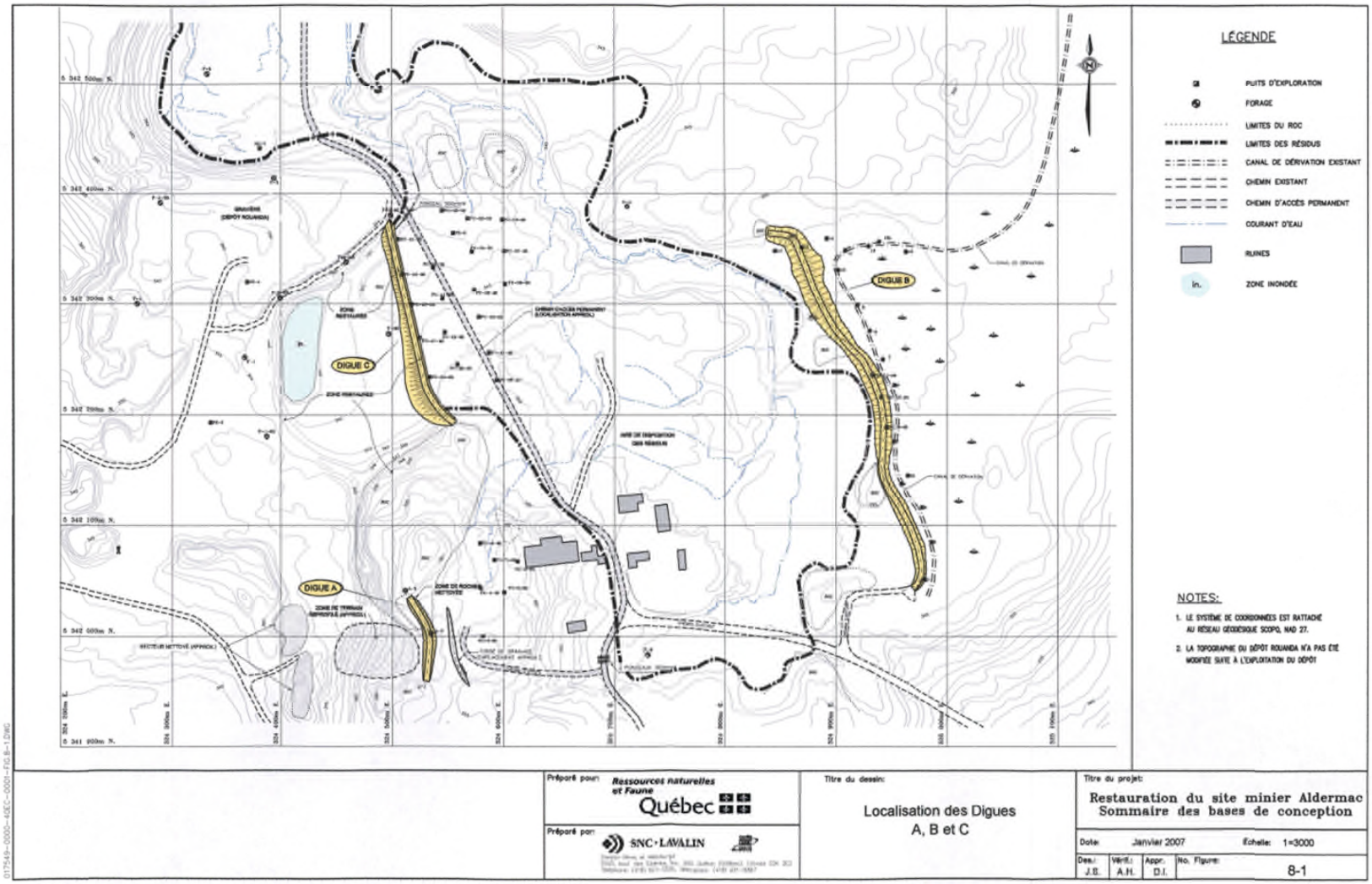



**Figure 3 - Localisation des digues A, B et C (SNC-Lavalin, 2007a)**

Les travaux de restauration majeurs faits en 2008-2011 visaient à remettre le site dans un état satisfaisant tel que spécifié dans le Guide (2007). Dans le rapport de SNC-Lavalin (2007a) il est cependant mentionné que les travaux qui seront prévus selon le plan de restauration ne permettront pas de récupérer la qualité de l'eau souterraine à court ou moyen terme.

La restauration du site a consisté à excaver des résidus miniers le long de la rivière Arnoux et à d'autres endroits sur le site et à les entreposer dans deux endroits distincts où deux méthodes de restauration différentes ont été mises en place. Dans le secteur nord, on a misé sur la saturation en eau des résidus miniers pour limiter l'oxydation des sulfures tandis que dans le secteur sud, c'est la pose d'une géomembrane qui a été préconisée pour couper la circulation de l'oxygène et l'infiltration de l'eau au-dessus des résidus miniers. Le mandat actuel ne couvre que la partie sud du site.

Dans le secteur sud, selon le rapport préparé par SNC-Lavalin (2011), on a déposé des matières neutralisantes et fertilisantes pour ensuite procéder à l'ensemencement aux endroits où les résidus miniers ont été excavés. Les informations transmises n'ont pas permis de s'assurer que tout le secteur sud avait bien été recouvert de terre et de végétation. Certains secteurs semblent avoir été inachevés. Par endroit, La reprise de la végétation dans les secteurs des résidus miniers excavés n'est pas un succès avec des secteurs importants où les sols sont exposés et où la présence de résidus miniers semble évidente. D'autres secteurs où les résidus miniers ne sont pas présents en surface ne sont toujours pas recouverts de végétation.

En fait, la majorité du terrain dans le secteur sud semble être recouvert par les résidus miniers (figure 4 et 5) ou par des rejets industriels provenant vraisemblablement d'une usine de pâtes et papier (figure 6). Bien que les plans tels que construits indiquent qu'une couche de terre avait été déposée sur l'ensemble de la zone, il est évident que des secteurs ne sont pas recouverts de cette terre et l'érosion hydrique peut difficilement expliquer l'absence de terre.




**Figure 4 - Secteur sud, vue vers le nord-est**




**Figure 5 - Secteur sud, vue vers le nord-est**




**Figure 6 - Matériaux de surface retrouvés à plusieurs endroits dans le secteur sud**

Lors des travaux de 2008-2011, dans le secteur sud, les résidus miniers ont été excavés et mis en tas sur un affleurement rocheux (en partie) pour ensuite être recouvert d'une géomembrane. Les travaux ayant été fait en hiver, les résidus miniers étaient probablement en partie gelés. Un drain a été installé en périphérie de la cellule dans le but de capter l'eau qui serait extraite de la consolidation des résidus miniers. La localisation exacte du drain n'est pas connue. Cependant, ce drain est connecté à trois sorties. Deux sorties sont à l'est de la cellule et une sortie est au nord. La cellule montre des signes de tassement et la végétation y est éparse. De petits arbres ont poussé à quelques endroits. La photo de la figure 7 montre la cellule à partir de l'affleurement rocheux.




**Figure 7 - Vue de la cellule à partir de l'affleurement rocheux situé à l'ouest**

Une visite plus élargie du site a permis de constater que des résidus miniers semblaient présents sur l'affleurement rocheux et des traces d'oxydation étaient évidentes sur la surface du sol (figure 8). Dans ce secteur, l'eau s'écoule vers la gravière. Aussi, à l'ouest complètement du site, près de la cellule de confinement, un ancien bassin a été vidé par une brèche dans une digue. Des résidus miniers étaient apparents en surface à quelques endroits. Ce secteur n'a pas fait l'objet de travaux d'excavation par SNC-Lavalin en 2008-2011. La photo de la figure 9 montre une vue d'ensemble du bassin à l'été 2016. Des photos du secteur sont montrées dans le rapport de SNC-Lavalin (2011) et on y voit que le terrain a été nivelé à la suite de la vidange du bassin. On y voit la présence de la matière organique noire en surface (photos 14.9 et 14.10 du rapport de SNC-Lavalin, 2011).




**Figure 8 - Vue d'une digue entre un ancien bassin (ouest de la digue C) et la forêt au sud du site**




**Figure 9 - Ancien bassin à l'ouest de la digue C (en arrière-plan) et fossé de drainage (en avant-plan)**

## 2.3 Géologie

L'ancienne mine Aldermac, près de Noranda, comprenait plusieurs lentilles de sulfures massifs volcanogènes, riches en Cu-Zn, encaissées dans les roches volcaniques archéennes de composition felsique à mafique du Groupe de Blake River. Les lentilles minéralisées No 3 et 6 étaient formées de pyrite massive, accompagnée de magnétite, pyrrhotite, chalcopyrite et sphalérite, et contenaient 1,87 Mt de minerai de Cu-Zn, avec une teneur moyenne en Cu de 1,47 % (le Zn n'était pas récupéré). Les lentilles minéralisées d'une épaisseur pouvant atteindre 100 m sont situées dans les couches de brèches et tufs felsiques qui sont recouvertes par un dôme de rhyolite et rhyodacite massives (jusqu'à 250 m d'épaisseur). La majorité des roches volcaniques qui longent et recouvrent le dôme felsique sont des coulées dacitiques et andésitiques, des brèches et tufs, avec quelques rhyolites et des intrusions de subvolcanites porphyriques quartzo-feldspathiques et gabbroïques (Barrett *et al.*, 1991).

## 3.0 PROGRAMME DE TRAVAIL

### 3.1 Travaux de terrain

Pour comprendre les raisons pour lesquelles le site génère toujours de l'acidité et l'absence de végétation dans la majorité des endroits situés à l'est du secteur sud où les résidus ont été recouverts avec une géomembrane (secteur où les résidus miniers ont été excavés, relocalisés puis recouverts), les travaux de terrain ont consisté à échantillonner les eaux souterraines, les sols/résidus miniers et les eaux de surface. Les travaux ont été effectués à trois moments :

- échantillonnage des eaux souterraines dans les deux puits d'observation du secteur sud et échantillonnage des trois sorties du drain autour de la cellule le 27 juin 2016;
- échantillonnage des sols/résidus miniers les 5 et 6 juillet 2016;
- échantillonnage de l'eau de surface le 7 juillet 2016.

Mesdames Maude Lévesque Michaud et Ann Lamontagne ont pris en charge la caractérisation des résidus et des sols ainsi que des eaux de surface et souterraines. Elles étaient accompagnées de monsieur Jonathan Lefebvre qui a fait la visite du site et une inspection sommaire de la cellule de confinement des résidus miniers. L'équipe a été accompagnée par les représentants de MERN : monsieur Alexandre Couturier Dubé et madame Martine Paradis les 5 et 6 juillet 2016.

Les travaux de terrain ont consisté à :

- la purge et l'échantillonnage des puits d'eau souterraine le 27 juin incluant le relevé du niveau de l'eau;
- l'échantillonnage de l'eau à la sortie des drains le 27 juin;
- la réalisation de 27 sondages manuels et le prélèvement de 17 échantillons;
- l'identification des concentrations en métaux *in situ* par fluorescence des rayons X (FRX) pour 35 échantillons;
- l'échantillonnage de l'eau de surface à 7 endroits le 7 juillet.

L'échantillonnage des sols/résidus miniers et de l'eau a été fait dans le but d'identifier la problématique du site minier et d'identifier les sources potentielles de contamination. Lamont a adapté la méthodologie pour lui permettre de comprendre la problématique

de cet ancien site minier afin de proposer des mesures de mitigation en lien avec les problématiques observées.

### 3.1.1 Visite du site

Avant le début des travaux, l'équipe a pris le temps de visiter tout le secteur sud afin de mieux comprendre l'ampleur de la problématique. Lors de cette visite préparatoire, les cours d'eau ont été identifiés, ainsi que les plans d'eau, l'élévation probable de la nappe en surface, les affleurements, les affaissements, les zones végétées, les zones dénudées, etc. Des photographies ont été prises à plusieurs endroits. La visite du site s'est étalée sur moins de 3 heures et a permis aux professionnelles de Lamont de se familiariser avec le site pour mieux cibler la localisation des sondages à faire.

### 3.1.2 Sondages manuels et échantillonnage

Quinze (15) sites ont été échantillonnés et sont identifiés dans les journaux de sondage à l'annexe 2. Pour échantillonner les sols et les résidus miniers, une pelle ronde et une truelle ont été utilisées. Avant chaque prélèvement, la pelle ou la truelle ayant été en contact avec l'échantillon précédent était nettoyée en l'enfonçant dans la nouvelle zone à caractériser. Des échantillons ponctuels ont été prélevés et aucun échantillon composé n'a été formé lors de la caractérisation. Chaque échantillon a été mis dans un sac de plastique préalablement identifié par un nom d'échantillon unique à chaque station d'échantillonnage. Les méthodes de transport et de conservation des échantillons ont été réalisées en tenant compte des méthodologies proposées dans les différents *Guides d'échantillonnage à des fins d'analyse environnementale* du MDDELCC.

### 3.1.3 Échantillonnage de l'eau souterraine et des drains

Préalablement à l'échantillonnage de l'eau souterraine, les puits d'observation ont été purgés au moyen de la méthode à faible débit et à faible rabattement décrite au *Guide d'échantillonnage à des fins d'analyses environnementale* du MDDELCC. Chaque puits d'observation était muni d'un tubage HDPE dédié. La profondeur de l'eau souterraine a été mesurée en continu afin de garantir un faible rabattement de la nappe. Les paramètres physicochimiques (pH, température, conductivité) ont été mesurés à intervalles réguliers au moyen d'une sonde multi-paramètres. La purge a été effectuée jusqu'à la stabilisation du rabattement de la nappe et la stabilisation des conditions physicochimiques de l'eau. Les échantillons ont ensuite été prélevés à l'aide des mêmes

équipements que ceux utilisés pour la purge. Les échantillons ont été récupérés dans des contenants préalablement préparés par le laboratoire et conservés au frais jusqu'à leur remise au laboratoire.

### 3.1.4 Échantillonnage de l'eau de surface

Des échantillons d'eau de surface ont été prélevés à différents endroits sur le site. Les échantillons ont été prélevés dans des contenants préalablement préparés par le laboratoire et conservés au frais jusqu'à leur remise au laboratoire. Pour l'eau de surface, aucun paramètre n'a été mesuré sur le terrain.

### 3.1.5 Localisation des échantillons

Tous les échantillons ont été localisés avec un GPS de modèle Garmin GPSmap 62s ayant une précision d'environ 3 m.

### 3.1.6 Analyse des métaux par fluorescence des rayons X

Des analyses *in situ* ont été effectuées à l'aide d'un analyseur portatif utilisant la fluorescence des rayons X (FRX) pour qualifier le contenu en métaux des sols en place. Un opérateur certifié par Ressources Naturelles Canada (certification de niveau 1 en essais non destructifs (END)) était responsable des lectures sur le terrain et de la manipulation de l'analyseur. Ce type d'analyse est basé sur l'émission de rayons X caractéristiques par les différents éléments contenus dans les sols qui permettent ainsi leur identification et quantification. Un analyseur FRX est composé d'un tube à rayons X miniaturisé, d'un détecteur à rayons X, d'un analyseur multicanaux et d'un ordinateur interne. Lors d'une lecture, le tube à rayons X émet un rayonnement venant stimuler les atomes qui émettront ainsi des rayons X caractéristiques. L'analyseur multicanaux vient trier les rayons X caractéristiques et les informations sont ensuite traitées à l'aide d'un logiciel contenu dans l'appareil portatif. Il est donc possible d'obtenir les résultats instantanément sur l'appareil sans avoir à transférer les données sur un ordinateur.

L'analyseur utilisé est du modèle Thermo Niton XL3t 900SHE. Une petite fenêtre est située au bout de l'appareil et permet l'analyse de la surface de l'échantillon situé devant celle-ci. Il est très difficile de détecter les éléments dont le numéro atomique est inférieur à 12. Pour les besoins du mandat, la purge à l'hélium n'a pas été utilisée sur le terrain. La précision des métaux de transition, tel que le Cu et le Zn, demeure bonne

dans les conditions où les lectures ont été effectuées. Les lectures ont été faites directement sur les sols en place, et sont donc influencées par l'hétérogénéité du sol, de la taille des particules et de l'humidité du sol. Les besoins étant de nature davantage qualitative que quantitative ont justifié l'utilisation de cet appareil sur le terrain. Des lectures complètes d'une durée de 180 secondes ont été réalisées sur le terrain avec le mode « Mining » de l'analyseur.

#### 3.1.7 Mesure du pH en pâte et de l'eau

Le pH en pâte a été mesuré sur le terrain sur les échantillons de sol prélevés pour les analyses de laboratoire et sur les échantillons testés avec l'appareil de fluorescence X. Un contenant en plastique était utilisé où des quantités à peu près équivalentes d'eau déionisée et de sol étaient mélangées. Après agitation pendant moins d'une minute, le pH de la solution était noté. Bien qu'il fût difficile de respecter un protocole strict sur le terrain (le ratio 1:1 ne peut être garanti), le résultat permettait d'avoir une indication quant à savoir si le sol était acide, neutre ou alcalin.

Le pH-mètre a aussi été utilisé pour mesure le pH et la conductivité des cours d'eau et plans d'eau sur le site. Encore là, l'utilisation de l'appareil permettait d'avoir une indication quant à l'acidité de l'eau. Étant donné la précision de l'appareil et les manipulations sur le terrain, les valeurs du laboratoire sont considérées plus fiables.

### 3.2 Analyses en laboratoire

#### 3.2.1 Paramètres analysés sur les solides

En plus des analyses *in situ* avec l'appareil à fluorescence des rayons X, des échantillons de sol/résidus miniers ont été prélevés.

Les paramètres suivants ont été analysés sur les solides pour tous les échantillons : métaux extractibles (Ag, As, Ba, Cd, Co, Cr, Cu, Fe, Hg, Mn, Mo, Ni, P, Pb, Se, Sn, Zn), potentiel de génération d'acide (méthode Modified Acid Base Accounting). Pour les métaux, c'est une digestion à l'eau régale qui a été faite suivi d'une analyse par ICP. Les analyses ont été faites au laboratoire de Techni-Lab à Ste-Germaine-Boulé en Abitibi.

### 3.2.2 Paramètres analysés sur l'eau

Les paramètres suivants ont été analysés pour tous les échantillons d'eau souterraine et de surface : métaux totaux (extractibles) et métaux dissous (Ag, Al, As, B, Ba, Be, Ca, Cd, Co, Cr, Cu, Fe, Hg, K, Mg, Mn, Mo, Na, Ni, Pb, Sb, Se, Sn, Th, Tl, U, V, Zn), alcalinité, acidité, carbonates, sulfates, conductivité, dureté, chlorures, fluorures, nitrites-nitrates, matières en suspension (MES), pH, et phosphore total.

Il arrive que l'eau des sites miniers soit chargée en matières en suspension. Par conséquent, avec l'analyse des métaux totaux et dissous, si les eaux contiennent des MES, il sera possible de connaître leur composition.

# 4.0 PRÉSENTATION ET ANALYSE DES RÉSULTATS

## 4.1 Description du site – observations visuelles

Plusieurs sondages à la pelle ronde ont été réalisés dans le secteur sud, à l'est de la cellule de confinement. Des résidus miniers ont parfois été observés sur plusieurs centimètres d'épaisseur, parfois une couche de dépôts noirs en surface suivi de résidus miniers, ou parfois de la terre jaune au-dessus de résidus miniers. En fait, d'après les observations, la stratigraphie est peu homogène sur le site. Il est probable que lors de forte pluie ou lors de la fonte des neiges, le site soit quelque peu remanié à certains endroits et favorise le transport des particules qui se déposent plus loin. Aussi, il semble évident que les résidus n'ont pas été entièrement excavés lors des travaux de restauration et qu'à certains endroits, du matériel de recouvrement a été placé au-dessus des résidus miniers alors qu'à d'autres endroits, il est évident qu'aucun matériel de recouvrement n'a jamais été mis en place et les résidus miniers sont présents en surface.

Dans le secteur à l'ouest du site (près de la gravière et à l'ouest de la digue C), quelques échantillons ont été prélevés. Ce secteur ne faisait pas parti du mandat mais comme il semblait évident qu'il y avait présence de résidus miniers, avec l'approbation du MERN, il a été convenu d'y faire quelques sondages exploratoires. Ce secteur, appelé secteur sud-ouest, était un bassin à une certaine période. Il avait été identifié comme étant restauré dans le rapport de SNC-Lavalin (2007a). L'étude de l'historique du site laisse croire qu'à l'origine, ce secteur faisait partie du parc à résidus miniers et permettait l'accumulation d'eau. Lamont a observé, dans le fond de cet ancien bassin, une couche de matière noire et malodorante pouvant atteindre plus de 1 m d'épaisseur et des résidus miniers en surface ont été retrouvé quelques mètres plus loin. Dans un autre secteur de ce bassin, des résidus miniers étaient au-dessus de cette couche noire. La stratigraphie des sols dans ce secteur semble hétérogène. Ce secteur est ceinturé d'une digue qui empêche l'eau de se drainer directement vers la forêt au sud du site. Une brèche a toutefois été faite au nord de cette digue afin de permettre au drainage de s'écouler vers la gravière. L'enrochement recouvrant la digue est orange, donc recouvert d'hydroxyde de fer.

Lors de la visite du site et des travaux de caractérisation, deux effluents qui sortaient du secteur sud pour se diriger vers le milieu naturel ont été observés. La figure 10 montre la localisation des deux effluents. Un effluent a été observé dans le secteur à l'ouest de

la digue C (ancien bassin du secteur sud-ouest) dans une brèche faite par SNC-Lavalin lors des travaux de restauration de 2008-2011. Au moment de la visite de terrain, de l'eau s'écoulait à cet endroit et drainait le secteur de l'ancien bassin. L'eau se dirige vers la gravière et s'infiltre de sorte qu'il n'est pas possible de savoir exactement où elle fait résurgence. Un second effluent a été observé à la hauteur de la zone intermédiaire (voir figure 10). Il s'agit d'un ruisseau qui collecte le drainage des trois sorties du drain autour de la cellule et de l'eau de surface de tout le secteur sud. L'effluent se dirige dans le milieu récepteur pour ensuite rejoindre la rivière Arnoux un peu en aval du site minier.

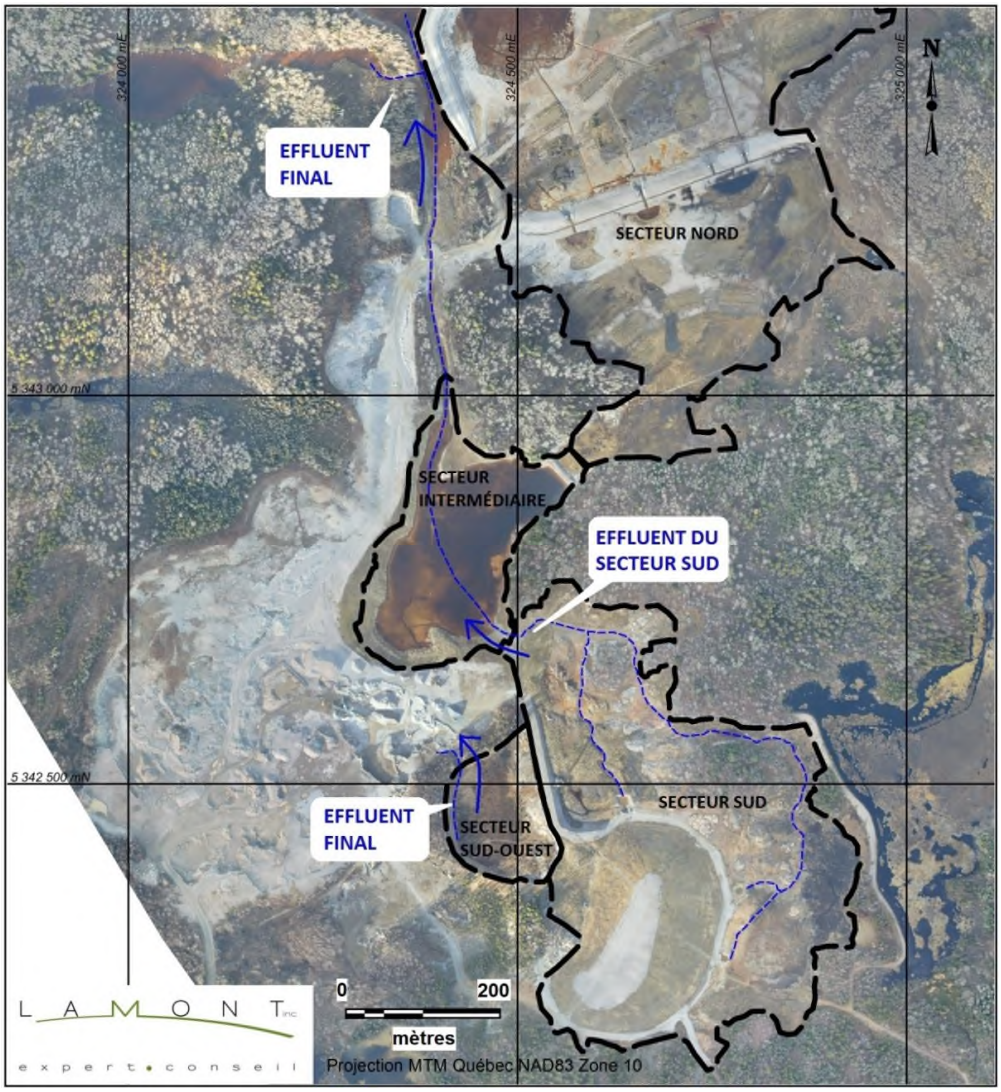



**Figure 10 - Position des deux effluents du secteur sud**

## 4.2 Sols et résidus miniers

### 4.2.1 Critères de comparaison

Les résultats d'analyse pour la détermination du potentiel de génération d'acide ont été comparés aux critères de la Directive 019. Les critères de l'annexe II de la Directive 019 sur l'industrie minière (MDDEP, 2012) sont présentés ci-après :

- Stotal < 0,3 % → non potentiellement générateur d'acide (NPGA);
- Stotal > 0,3 % et PNN (PN-PA) < 20 → potentiellement générateur d'acide (PGA); ou
- Stotal > 0,3 % et RPN (PN/PA) < 3 → potentiellement générateur d'acide (PGA).

où PN est le potentiel de neutralisation, PA est le potentiel d'acidification, PNN est le potentiel net de neutralisation et RPN est le ratio du potentiel de neutralisation sur le potentiel de génération d'acide.

Les résultats des analyses de métaux extractibles sur les solides ont été comparés aux critères de la PPSRTC (MDDEP, 1998) uniquement à titre indicateur (voir tableau en Annexe 4). Les résidus miniers ne sont pas assujettis à cette règlementation mais il est de pratique courante de comparer les résultats avec ces critères afin de savoir où se situe le potentiel d'impacts des résidus sur le milieu récepteur. Pour les échantillons de sols, les critères devraient être applicables pour fins de comparaison. On s'attend à ce que les sols mis en place pour supporter la végétation répondent aux critères de la PPSRTC.

### 4.2.2 Présentation des résultats pour les sols et les résidus miniers

Les résultats des analyses chimiques effectuées sur les échantillons de résidus miniers et des sols prélevés à partir des sondages manuels sont présentés au tableau 1 (potentiel de génération d'acide) et à l'annexe 4 (métaux sur solides) et, de façon schématique, à la figure 11.

**Tableau 1 - Résultats des essais de potentiel de génération d'acide**

| Échantillon | Potentiel de neutralisation (kg $CaCO_3$/t) | Potentiel d'acidication (kg $CaCO_3$/t) | $S_{total}$ (%) | $S_{Sulfates}$ (%) | $S_{Sulfures}$ (%) | pH en pâte | PGA (Oui/Non) | Remarques |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| ALD-006-1 | Négatif | 10,3 | 1,37 | 1,04 | 0,33 | 3,01 | Oui | Terre noire surface |
| ALD-006-2 | 1,4 | 0,4 | 0,153 | 0,141 | 0,012 | 5,02 | Non | 15-20 cm gris |
| ALD-006-3 | 4,4 | < 0,1 | 0,041 | 0,042 | 0 | 6,33 | Non | 20-25 cm gris |
| ALD-007 | Négatif | 43,1 | 2,95 | 1,57 | 1,38 | 2,61 | Oui | Terre noire |
| ALD-009 | Négatif | 717 | 23,8 | 0,866 | 22,9 | 4,49 | Oui | Résidus |
| ALD-013 | Négatif | < 0,1 | 0,06 | 0,065 | 0 | 4,58 | Non | Surface gris |
| ALD-014 | Négatif | 995 | 32,0 | 0,171 | 31,8 | 3,92 | Oui | Résidus |
| ALD-016 | Négatif | 37,2 | 4,24 | 3,05 | 1,19 | 2,18 | Oui | Résidus |
| ALD-017 | Négatif | < 0,1 | 0,204 | 0,223 | 0 | 4,14 | Non | Résidus oxydés |
| ALD-019 | Négatif | 1,0 | 0,315 | 0,283 | 0,032 | 4,44 | Oui | Résidus oxydés |
| ALD-020 | 3,6 | < 0,1 | 0,052 | 0,085 | 0 | 6,80 | Non | Terre jaune |
| ALD-021 | Négatif | 1,1 | 0,207 | 0,173 | 0,034 | 4,85 | Non | Résidus oxydés |
| ALD-022 | Négatif | 844 | 27,4 | 0,395 | 27,0 | 3,66 | Oui | Résidus |
| ALD-023 | Négatif | 15,9 | 1,15 | 0,641 | 0,509 | 2,80 | Oui | Terre noire |
| ALD-024 | Négatif | 656 | 21,8 | 0,793 | 21,0 | 3,27 | Oui | Résidus |
| ALD-025 | Négatif | 1539 | 49,7 | 0,446 | 49,3 | 4,61 | Oui | Concentré de pyrite |
| ALD-026 | Négatif | 24,5 | 1,57 | 0,787 | 0,783 | 3,14 | Oui | Terre noire |

Les résultats montrent qu'il reste encore des résidus miniers générateurs d'acide dans les zones qui ont été excavées. On les reconnaît par leur concentration élevée en soufre mais aussi par les concentrations élevées en fer, en cuivre et en zinc. Les résultats

suggèrent que même le matériel qui a été apporté sur le site que l'on a appelé terre noire mais qui ressemble à des cendres ou résidus industriels serait générateurs d'acide (ALD-006-1, ALD-007, ALD-023 et ALD-026). Ces matériaux sont composés en grande partie de matière organique (carbone organique : 10 % à > 30 %) et cela pourrait expliquer la présence de métaux qui ont été sorbés par la matière organique. On retrouvait à certains endroits sur le site de la terre jaune qui avait l'apparence de résidus miniers oxydés mais sur laquelle, la végétation était présente. Les résultats de l'échantillon prélevé de cette terre jaune (ALD-020) ont montré qu'effectivement, ce n'était pas des résidus et que ce type de sol semblait propice à l'établissement de la végétation.

Les résultats des analyses chimiques indiquent la présence de deux types de résidus miniers. Des résidus miniers dont la teneur en soufre serait de moins de 3 % et d'autres dont la teneur en soufre serait de l'ordre de 20 à 32 %. Les résultats montrés sur la figure 11 en relation avec la position des échantillons montrent que les résidus moins sulfureux ont été prélevés plus près du centre du site alors que les résidus avec les plus hautes concentrations en soufre ont été prélevés aux limites du parc et à l'ouest du secteur sud (voir figure 11). Rappelons que ce secteur n'a pas fait l'objet de travaux de restauration en 2008-2011.

Un échantillon de concentré de pyrite où la concentration en soufre était de 50 % a été prélevé sur le sommet de la digue qui borde le secteur non restauré (échantillon ALD-025). Les informations historiques ont renseigné sur le fait que la mine a extrait la pyrite par flottation à une certaine époque et il y aurait eu une pile de concentré de pyrite sur l'affleurement rocheux. Aucune information n'a été trouvée sur ce qui est arrivé avec cette pile.

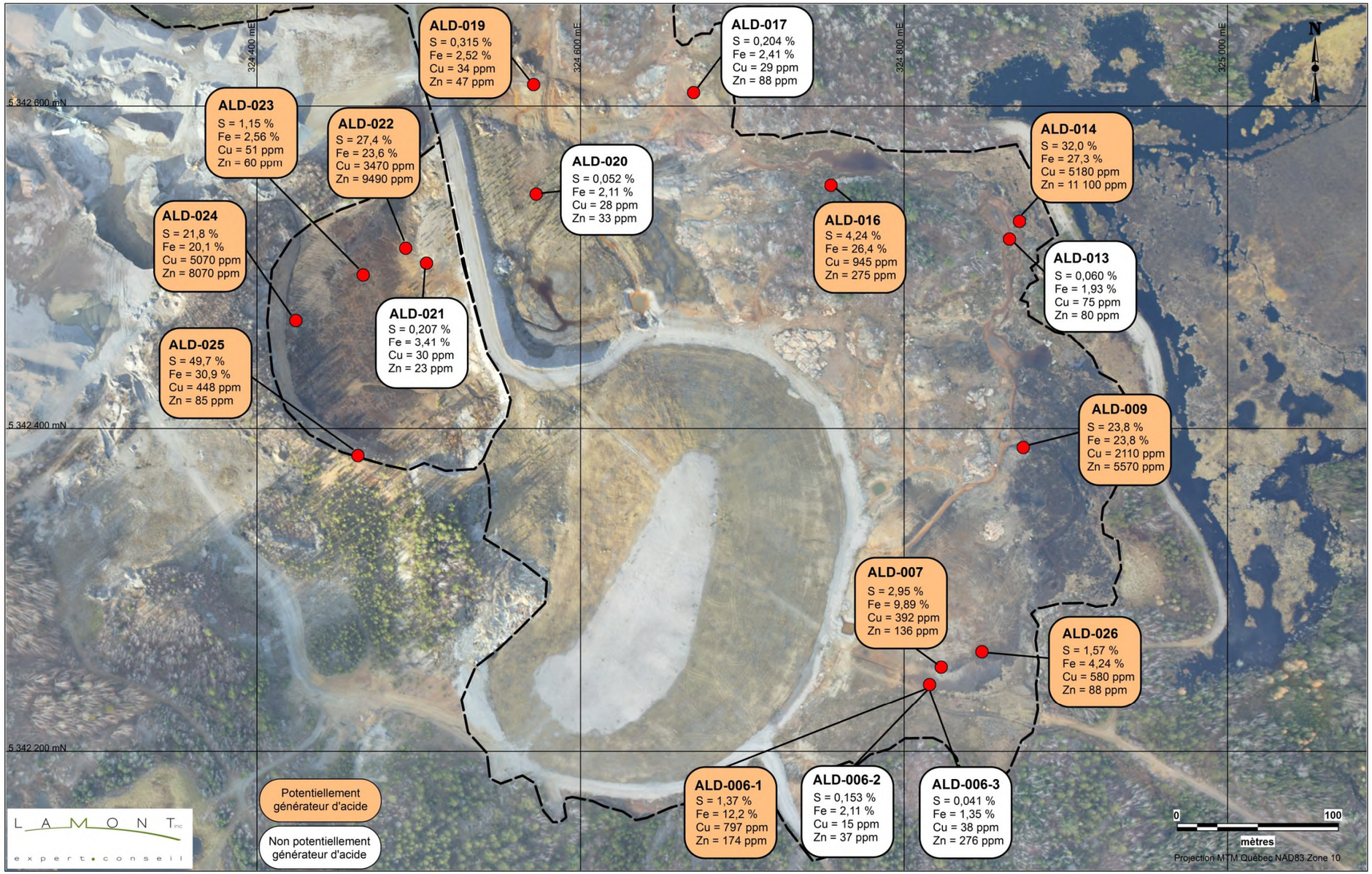



**Figure 11 - Localisation des échantillons analysés en laboratoire et résultats**

En ce qui concerne l'analyse des métaux extractibles, les résultats montrent que les résidus miniers sont enrichis en cuivre et en zinc et qu'il y a un lien entre la concentration en soufre et ces deux métaux. Les figures 12 à 14 montrent la relation entre la teneur en soufre (S) et la concentration en cuivre (Cu), en zinc (Zn) et en fer (Fe) respectivement pour les échantillons de résidus miniers seulement. Les résultats des échantillons de sol et du concentré de pyrite ne sont pas montrés sur ces graphiques.

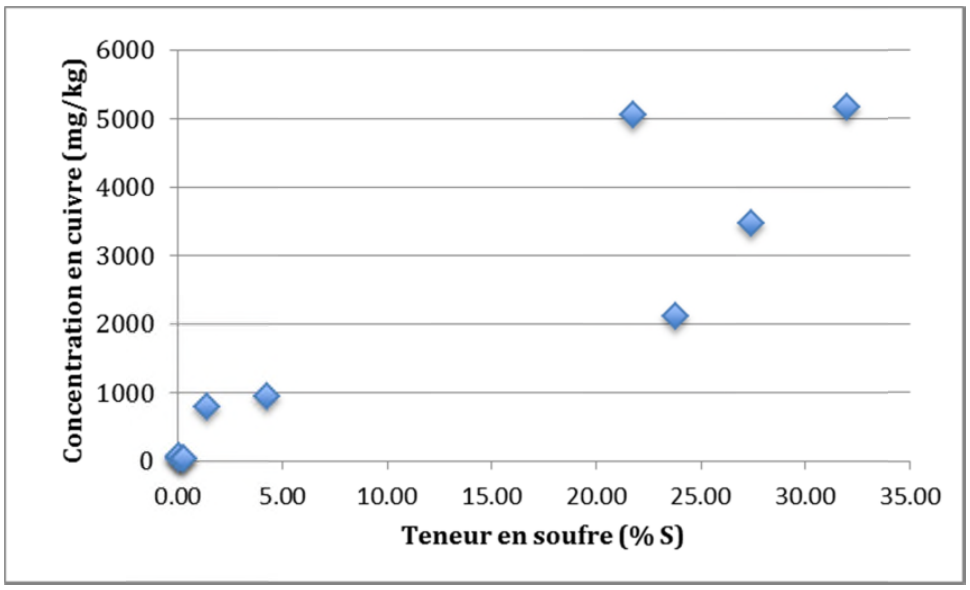



**Figure 12 - Relation entre la teneur en soufre et la concentration en cuivre dans les résidus miniers**

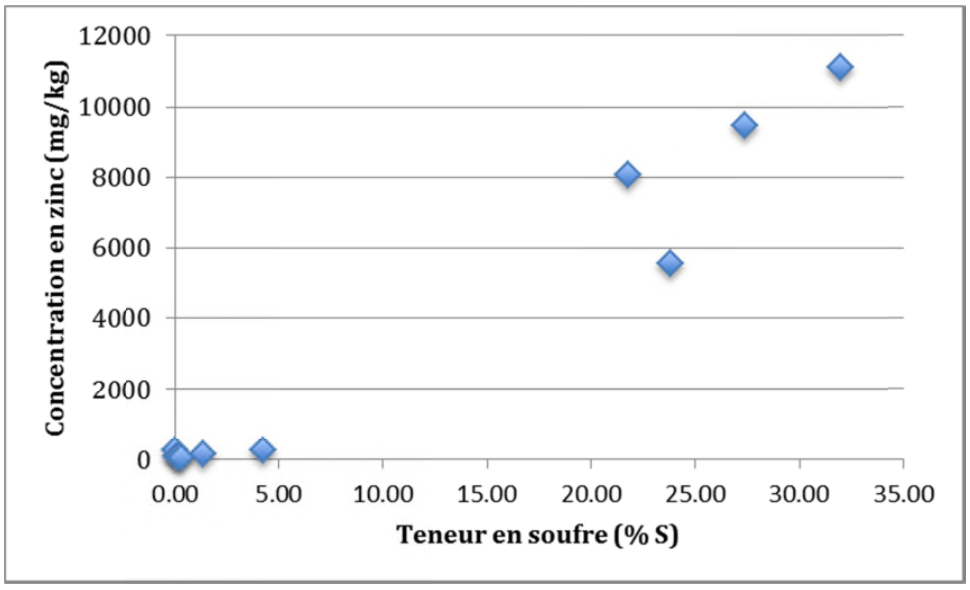



**Figure 13 - Relation entre la teneur en soufre et la concentration en zinc dans les résidus miniers**

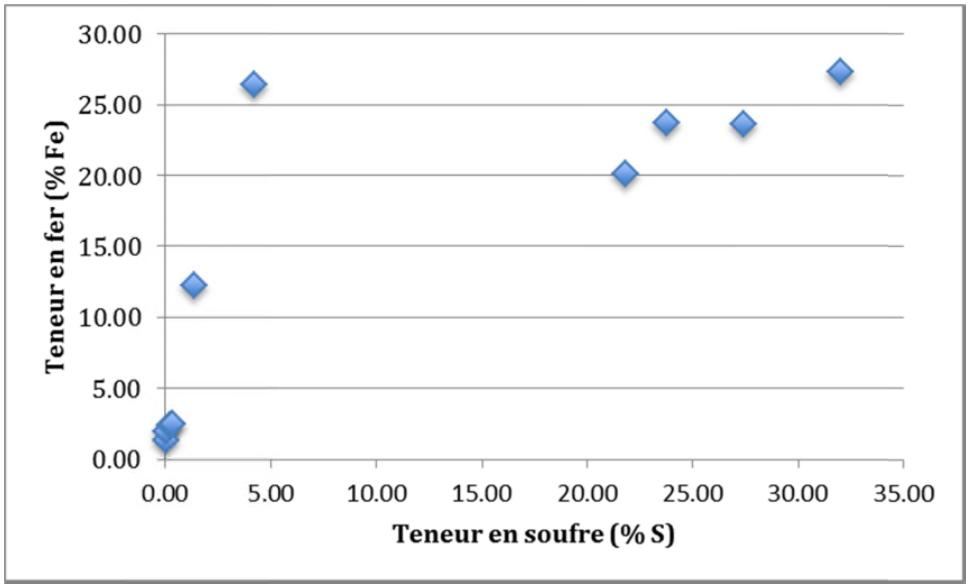



**Figure 14 - Relation entre la teneur en soufre et la concentration en fer dans les résidus miniers**

Les résultats montrent que certains échantillons ont une concentration en cadmium (Cd) relativement élevée et supérieure au critère C de la PPSRTC qui est de 20 mg/kg. Le cadmium se trouve associé à la sphalérite et à la chalcopyrite (Goldschmidt, 1958). En mettant en relation la concentration en cadmium avec celle en zinc, on voit nettement la relation entre les deux (figure 15).

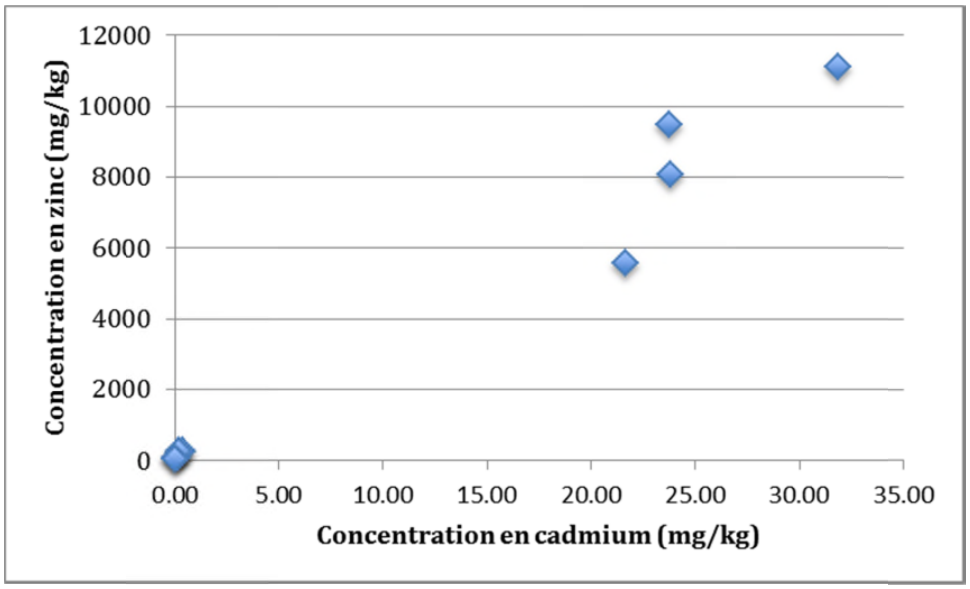
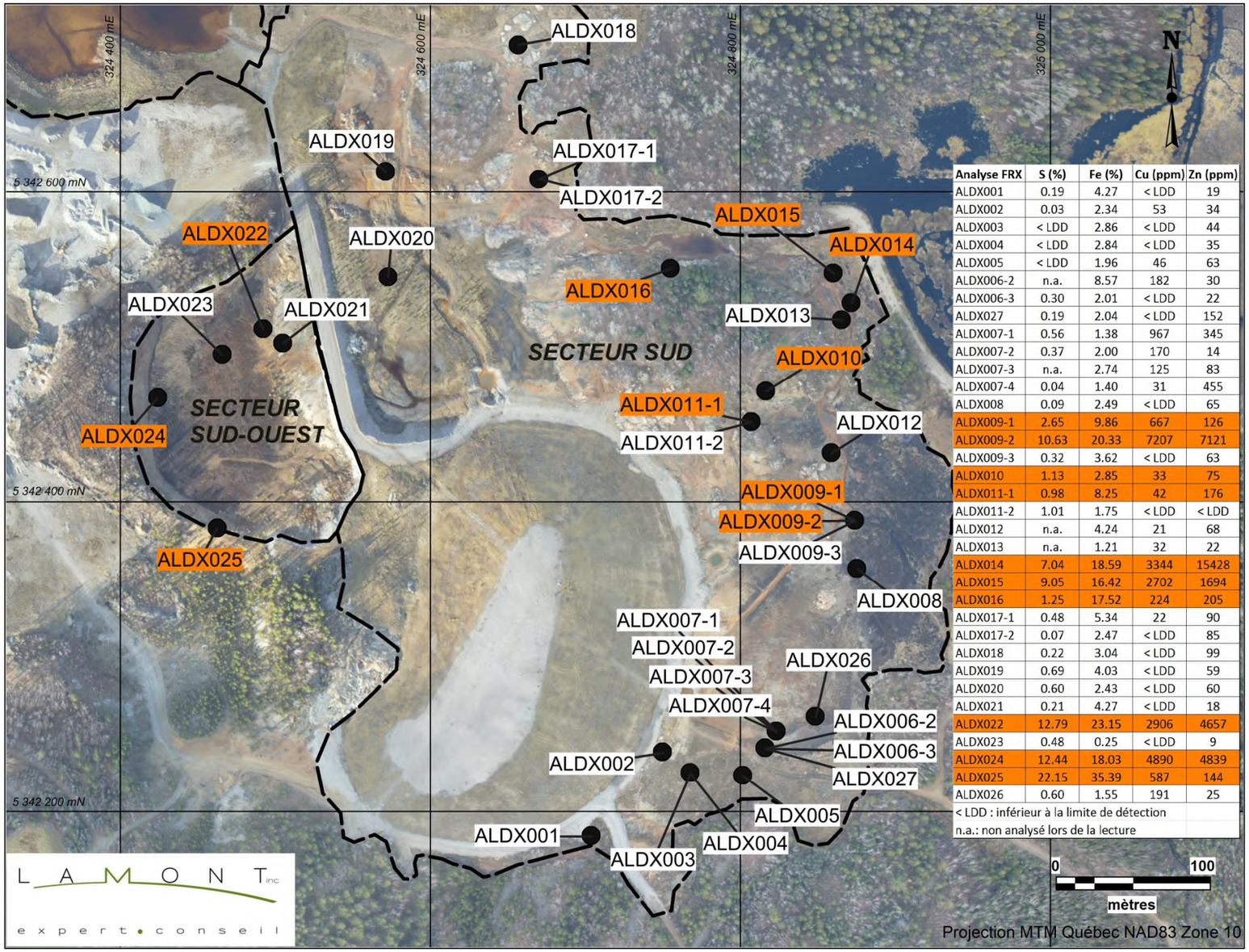



**Figure 15 - Relation entre la concentration en cadmium et en zinc dans les échantillons de résidus miniers**

En plus des essais en laboratoire, des essais *in situ* ont été réalisés avec l'analyseur FRX. Comme cet appareil n'avait jamais été utilisé par Lamont pour caractériser des résidus miniers *in situ*, il a fallu déterminer la précision de l'appareil à détecter des résidus miniers. Ainsi, un total de 35 analyses a été fait *in situ* dont sur 17 échantillons qui ont été envoyés pour analyse au laboratoire.

Le détail des analyses par FRX est présenté à l'annexe 5 pour les principaux éléments d'intérêt. En effet, le nombre d'éléments analysés par l'appareil lors d'une lecture inclut par exemple tous les éléments des terres rares et autres éléments qui ne sont pas particulièrement d'intérêt pour ce projet. Afin d'épurer les données, plusieurs éléments ne sont pas présentés à l'annexe 5. De plus, afin de valider la précision de l'appareil, des graphiques comparant les résultats sur les principaux paramètres (Fe, Cu, Zn, S) ont été tracés. Les résultats des concentrations obtenues par le laboratoire et l'appareil FRX ont permis de confirmer que l'appareil est tout à fait adéquat pour identifier les pics de métaux présents dans les résidus miniers. Cependant, considérant que le laboratoire donne des valeurs plus fiables, les concentrations brutes obtenues par l'appareil doivent être analysées avec prudence. Une corrélation d'environ 95 % a été obtenue sur les lectures des métaux et cette valeur est diminuée à 50 % pour le soufre (annexe 5). Le soufre étant un élément léger plus difficile à détecter avec précision avec l'analyseur portatif FRX, cette valeur est tout à fait normale.

Les résultats des analyses de métaux sur les solides faits avec l'analyseur FRX ont permis de différencier les résidus miniers des autres sols ou rejets industriels. La carte de la figure 16 montre la position des échantillons indiquant si l'échantillon était composé de résidus miniers ou non selon cet appareil. De façon générale, les échantillons confirment qu'il reste encore des résidus miniers à la surface du secteur sud, dans les secteurs où des travaux d'excavation ont été réalisés.




| Analyse FRX | S (%) | Fe (%) | Cu (ppm) | Zn (ppm) |
|---|---|---|---|---|
| ALDX001 | 0.19 | 4.27 | < LDD | 19 |
| ALDX002 | 0.03 | 2.34 | 53 | 34 |
| ALDX003 | < LDD | 2.86 | < LDD | 44 |
| ALDX004 | < LDD | 2.84 | < LDD | 35 |
| ALDX005 | < LDD | 1.96 | 46 | 63 |
| ALDX006-2 | n.a. | 8.57 | 182 | 30 |
| ALDX006-3 | 0.30 | 2.01 | < LDD | 22 |
| ALDX027 | 0.19 | 2.04 | < LDD | 152 |
| ALDX007-1 | 0.56 | 1.38 | 967 | 345 |
| ALDX007-2 | 0.37 | 2.00 | 170 | 14 |
| ALDX007-3 | n.a. | 2.74 | 125 | 83 |
| ALDX007-4 | 0.04 | 1.40 | 31 | 455 |
| ALDX008 | 0.09 | 2.49 | < LDD | 65 |
| ALDX009-1 | 2.65 | 9.86 | 667 | 126 |
| ALDX009-2 | 10.63 | 20.33 | 7207 | 7121 |
| ALDX009-3 | 0.32 | 3.62 | < LDD | 63 |
| ALDX010 | 1.13 | 2.85 | 33 | 75 |
| ALDX011-1 | 0.98 | 8.25 | 42 | 176 |
| ALDX011-2 | 1.01 | 1.75 | < LDD | < LDD |
| ALDX012 | n.a. | 4.24 | 21 | 68 |
| ALDX013 | n.a. | 1.21 | 32 | 22 |
| ALDX014 | 7.04 | 18.59 | 3344 | 15428 |
| ALDX015 | 9.05 | 16.42 | 2702 | 1694 |
| ALDX016 | 1.25 | 17.52 | 224 | 205 |
| ALDX017-1 | 0.48 | 5.34 | 22 | 90 |
| ALDX017-2 | 0.07 | 2.47 | < LDD | 85 |
| ALDX018 | 0.22 | 3.04 | < LDD | 99 |
| ALDX019 | 0.69 | 4.03 | < LDD | 59 |
| ALDX020 | 0.60 | 2.43 | < LDD | 60 |
| ALDX021 | 0.21 | 4.27 | < LDD | 18 |
| ALDX022 | 12.79 | 23.15 | 2906 | 4657 |
| ALDX023 | 0.48 | 0.25 | < LDD | 9 |
| ALDX024 | 12.44 | 18.03 | 4890 | 4839 |
| ALDX025 | 22.15 | 35.39 | 587 | 144 |
| ALDX026 | 0.60 | 1.55 | 191 | 25 |
| < LDD : inférieur à la limite de détection | | | | |
| n.a.: non analysé lors de la lecture | | | | |

**Figure 16 - Localisation des échantillons scannés avec l'appareil de FRX et résultats**

### 4.2.3 Analyse des résultats pour les sols et les résidus miniers

L'analyse des résultats permet de constater qu'il y a deux types de résidus miniers entreposés sur le site que l'on différencie de part leur concentration en soufre qui est de l'ordre de 1-2 % dans un cas et de plus de 25 % dans l'autre. Il est probable que les résidus miniers contenant moins de soufre proviennent du traitement lorsque la pyrite était flottée pour en faire un concentré économique. L'analyse des anciens rapports de caractérisation tend à démontrer que les résidus miniers que l'on retrouvait à la surface du site avant les travaux de restauration avaient une concentration en soufre de l'ordre de 25 %. Puisqu'ils étaient en surface, ils auraient été mis en place vers la fin de la vie de la mine au moment où la flottation de la pyrite ne se faisait plus, tel qu'expliqué à la section 2.1. Sous cette couche de résidus miniers de forte teneur en soufre, on retrouve une couche de résidus miniers moins sulfureuse et ce sont ces résidus miniers que l'on retrouve à plusieurs endroit actuellement sur le site. Ces résidus miniers étaient présents dans le fond d'excavation à la suite des travaux de restauration de 2011. Le tableau 2 montre les concentrations moyennes en soufre (S), cuivre (Cu), zinc (Zn), cadmium (Cd) et sélénium (Se) pour les deux types de résidus.

**Tableau 2 - Principaux paramètres des résidus miniers**

| | S (%) | Cu (ppm) | Zn (ppm) | Cd (ppm) | Se (ppm) |
|---|---|---|---|---|---|
| Surface* | 26,25 | 3 958 | 8 558 | 25,29 | 63,23 |
| Fond* | 1,98 | 592 | 165 | 0,15 | 17,9 |
| Consor 1995 | -- | 1 988 | 4 754 | 19,9 | -- |
| Critère C | | 500 | 1500 | 20 | 10 |

* moyenne des échantillons prélevés par Lamont en 2016

Selon notre compréhension, au moment des travaux de restauration, pour déterminer s'il restait des résidus miniers ou non en fond d'excavation, SNC-Lavalin a choisi 5 indicateurs à suivre (Cd, Co, Cu, Se et Zn) et si les concentrations de ces indicateurs dans les échantillons étaient sous le critère C de la PPSRTC alors les échantillons n'étaient pas considéré comme étant des résidus miniers. Ce que l'on constate aujourd'hui c'est que même si les concentrations en cuivre et en zinc étaient sous le seuil du critère C, la teneur en soufre, associé aussi aux sulfures de fer (pyrite et pyrrhotite), fait que les sols

en place pouvaient être des résidus générateurs d'acide puisque la teneur en soufre était de l'ordre de 1-2 % et qu'il n'y avait pas de potentiel de neutralisation. Les analyses du cuivre et du zinc étaient des indicateurs de chalcopyrite et de sphalérite mais pas de pyrite ou de pyrrhotite. Par conséquent, il semble que tous les résidus n'ont pas été excavés dans le secteur sud. Probablement que les critères avaient été choisis basées sur les études antérieures où les échantillons prélevés avaient pratiquement toujours montrés de fortes concentrations en soufre, en cuivre et en zinc car ils avaient toujours été prélevés près de la surface donc, des résidus miniers qui provenaient des dernières années d'opération du concentrateur. Les échantillons de résidus testés devaient être plus concentrés en chalcopyrite et sphalérite dans ces cas. On sait que la concentration de la pyrite par flottation ne s'est pas faite durant toutes les années d'opération de la mine. De plus, certaines zones minéralisées étaient davantage riches en pyrite et ont été exploitées uniquement dans l'objectif de récupérer la pyrite. Ces zones étaient moins riches en chalcopyrite et sphalérite, d'où les valeurs plus faibles en cuivre et en zinc dans les résidus durant ces années, et plus faibles en soufre puisque la pyrite était récupérée. Les données historiques laissent entendre qu'il n'y aurait pas eu de concentration de pyrite durant les 4 ou 5 premières années d'opération et probablement pas non plus durant les dernières années d'opération. Il est important de ressortir ici que le fait de flotter la pyrite dans le procédé de traitement a eu un impact sur la quantité de pyrite déposée au parc à résidus miniers et que les résidus ne sont pas homogènes.

Il est aussi possible que les résidus moins sulfureux correspondent aux premières années d'exploitation de la mine et que le minerai était moins riche en pyrite dans les premières zones exploitées. Ce sont donc les résidus miniers plus sulfureux qui ont été excavés et qui seraient sous la membrane. Par contre, même si les teneurs en soufre sont moindres, ces résidus sont quand même encore fortement générateurs d'acide ce qui pourrait expliquer l'observation des eaux de surface avec un pH faible et l'absence de la végétation sur le site aux endroits excavés.

## 4.3 Niveau d'eau et qualité des eaux souterraines

### 4.3.1 Présentation des résultats de qualité d'eau souterraine

L'eau de deux piézomètres (CP-1 et CP-2) a été échantillonnée sur le site de même que les sorties de drains CD-1, CD-2 et CD-3. Les deux piézomètres ont été installés par l'URSTM dans les dépôts meubles, à la jonction avec le roc (URSTM, 2014). Ils permettent donc d'échantillonner l'eau dans l'horizon des dépôts meubles. Quant aux

sorties du drain, elles permettent d'évaluer la qualité de l'eau interstitielle dans les résidus miniers. En effet, tel qu'on le voit sur le plan de la figure 17 qui est un extrait du tel que construit de la cellule (SNC-Lavalin, 2011), les drains ont été installés de sorte à capter l'eau qui serait exfiltrée de la pile de résidus miniers pendant la période de consolidation.

Les sorties des drains sont des tuyaux en plastique qui se déversent dans des appareils de mesure de débit de type V-notch. Au moment de la prise des échantillons, la sortie du drain CD-1 ne coulait presque pas (1 goutte toutes les deux secondes) et le drain CD-2 était sec. L'eau a donc été prélevée dans les déversoirs en plastique localisés sous le tuyau. Il n'est cependant pas certain que cette eau représente bien de l'eau en provenance du drain. Elle peut aussi contenir de l'eau des précipitations. Les déversoirs sont recouverts d'une plaque pour protéger l'entrée d'eau par les précipitations. Cette plaque n'est pas fixée sur le déversoir et il est toujours possible que de l'eau propre soit captée par le déversoir, surtout dans le cas du déversoir du drain CD-1 où la plaque est cassée (figure 18). Lors de l'échantillonnage en juin, l'eau au drain CD-3 a été prélevée directement à la sortie du tuyau car le débit était suffisant.

Les niveaux d'eau dans les puits d'observation étaient respectivement de 0,88 m et 1,105 m sous la surface du sol. Ce niveau correspond à des élévations de 348,24 m et 348,565 m pour les puits CP-1 et CP-2 respectivement. Selon le rapport présenté par l'URSTM en 2014 (URSTM, 2014), le niveau de l'eau dans le puits CP-1 n'avait jamais dépassé 347,6 m, et dans le puits CP-2 le niveau de l'eau n'avait jamais dépassé le niveau de 348,1 m. Par conséquent, les conditions lors de la mesure des niveaux en juin étaient en nappe haute.

Les principaux résultats d'analyse sont présentés au tableau 3. Mis à part la qualité de l'eau au drain CD-2, toutes les eaux ont un pH faible et sont chargées en métaux. Elles contiennent des sulfates en concentrations importantes. Les pH varient de 2,94 à 6,76 et par conséquent, les concentrations en métaux varient d'un échantillon à l'autre. Les concentrations en métaux sont fonction entre autres, de la valeur du pH donc il est normal d'observer des variations de la teneur en métaux avec la variation du pH. Les concentrations en fer dissous sont fonction de la valeur du pH également et on remarque que plus le pH est bas, plus la concentration en fer est importante. La concentration en sulfates est liée à la concentration en fer ce qui est une indication de l'oxydation de la pyrite sur le site.

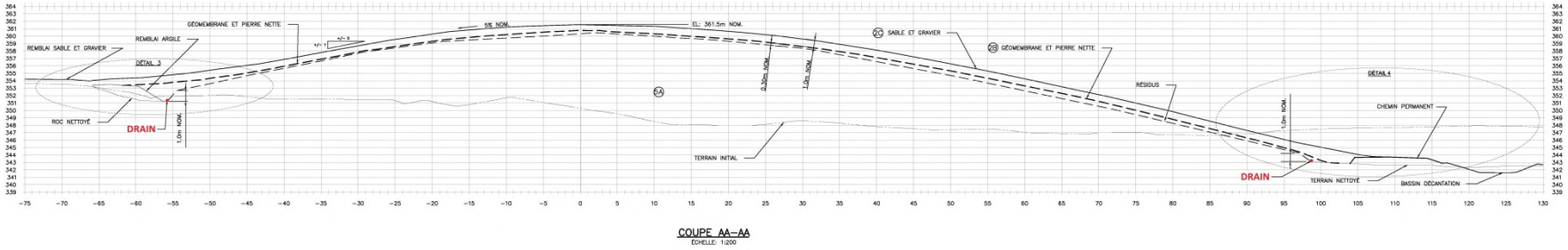



**Figure 17 - Vue en coupe de la configuration du drain (extrait du plan 110A_TQC, SNC-Lavalin, 2011)**



**Figure 18 - Déversoir du drain CD-1**

Compte tenu que le gisement exploitait un dépôt de sulfures massifs contenant majoritairement de la pyrite, de la chalcopyrite et de la sphalérite, seuls les paramètres liés à ces minéraux et les sulfates sont présentés.

**Tableau 3 - Principaux paramètres dans les eaux souterraines**

| Paramètre | CD-1 | CP-1 | CP-2 | CD-3 | CD-2 |
|---|---|---|---|---|---|
| pH | 2,94 | 4,04 | 4,44 | 5,58 | 6,73 |
| Cu (mg/l) | 2,75 | 0,872 | 0,002 | 0,003 | 0,002 |
| Fe (mg/l) | 1060 | 526 | 368 | 83 | <0,005 |
| Zn (mg/l) | 9,64 | 9,41 | 5,95 | 0,226 | 0,009 |
| Sulfates (mg/l) | 1940 | 1980 | 1120 | 285 | 38,6 |

### 4.3.2 Analyse des résultats de qualité d'eau souterraine

Les crépines des deux piézomètres sont installées dans les dépôts meubles et par conséquent, c'est la qualité de l'eau dans les dépôts meubles qui est évaluée. Comme il n'y a pas de piézomètres dans le roc, on ne peut savoir le degré de contamination. Quant au drain installé au pourtour de la cellule de résidus miniers, il collecterait les eaux issues de la consolidation des résidus miniers. Cependant, on ne connaît pas la profondeur du drain ni sa position exacte et il est possible qu'il collecte aussi de l'eau souterraine qui vient des dépôts meubles, lesquels peuvent aussi être des anciens résidus miniers. Les données historiques montrent qu'à l'emplacement de la cellule, il y avait des résidus miniers et les plans de SNC-Lavalin (2011) montre un drain (du côté est) qui serait moins élevé que le niveau des anciens résidus miniers. Si la nappe monte dans les résidus miniers sous la cellule, alors le drain pourrait abaisser localement la nappe phréatique. Sinon, il ne collecterait que de l'eau de consolidation des résidus miniers et permettrait de connaître la qualité de l'eau interstitielle dans la pile. Il manque des informations sur la position du drain, la position du roc et sur l'épaisseur et la nature des dépôts meubles sous la cellule pour savoir d'où provient exactement l'eau qui sort par les trois sorties du drain.

Les résultats du tableau 3 montre que le pH le plus faible est observé à la sortie CD-1. Il est de 2,94. À cette valeur de pH sont associées les valeurs les plus élevées en métaux (Cu, Fe, Zn). Le fait que le pH soit faible est une indication qu'il pourrait y avoir encore

oxydation de la pyrite et de plus, la concentration importante en sulfates est également un indicateur de l'oxydation de la pyrite puisqu'il s'agit d'un produit de cette oxydation. Il peut aussi s'agir des produits d'oxydation accumulés dans les résidus miniers oxydés. On remarque donc une relation entre la valeur du pH à tous les points d'échantillonnage et les concentrations en métaux et en sulfates. À la sortie CD-3, la qualité de l'eau est légèrement meilleure que celles des autres points d'échantillonnage et la concentration en sulfates est moindre. Il a été démontré, en utilisant des traceurs lors d'un projet de recherche, que l'eau à la sortie de ce drain collectait des eaux de surface (Daudet, 2013) puisqu'il était influencé par les précipitations. Les essais de Daudet (2013) ont consisté à injecter de l'eau contenant des traceurs à différents endroits en surface et de vérifier si l'eau à la sortie du drain présentait des concentrations du traceur utilisé. Il a été démontré qu'effectivement, de l'eau de précipitation s'infiltre le long du roc à la jonction avec la cellule et cette eau se retrouve dans le drain et ressort à la sortie CD-3. Ainsi, le drain collecte des eaux propres qui viennent probablement diluer la concentration des paramètres. Quant à la sortie CD-2, la qualité de l'eau est bonne mais étant donné que ce drain ne coulait pas au moment de l'échantillonnage et que l'échantillon a été pris dans le déversoir, rien ne garantit que l'échantillon pris dans le déversoir soit représentatif de la qualité de l'eau qui viendrait de ce drain.

En résumé, la qualité des eaux souterraines dans les dépôts meubles n'est pas conforme à aucune norme de rejet dans le milieu récepteur. En comparant les concentrations de la campagne de juin 2016 avec les résultats de l'URSTM, la qualité de l'eau ne s'améliore pas. Selon les observations sur le terrain, la qualité de l'eau dans les dépôts meubles est probablement influencée par la présence en surface de résidus miniers générateurs d'acide mais il est possible qu'elle ait été contaminée par la présence des produits d'oxydation qui ont été générés par les résidus miniers sus-jacents (avant la restauration) durant plusieurs dizaines d'années. Également, l'eau à la sortie des drains est de piètre qualité. L'eau interstitielle dans les résidus miniers sous la membrane est donc probablement encore bien chargée en métaux et autres produits d'oxydation et de l'eau sort encore des résidus miniers. Les eaux souterraines du secteur de la cellule pourrait avoir une influence sur la qualité des eaux souterraines dans les dépôts meubles, il manque par contre de l'information au niveau de l'hydrogéologie du secteur, de la mise en place des résidus sur les dépôts meubles ou le roc et sur l'efficacité réel des drains pour confirmer cette hypothèse. De plus, une analyse des plaques de tassement pourrait indiquer si les résidus semblent avoir atteint un état de consolidation stationnaire. L'eau contaminée qui sort des drains pourrait donc aussi provenir du captage de la nappe phréatique dans ce secteur.

## 4.4 Qualité des eaux de surface

### 4.4.1 Présentation des résultats de qualité d'eau de surface

Un total de 7 échantillons d'eau de surface a été prélevé dont 3 dans des petits cours d'eau sur le site. La figure 19 montre la localisation des endroits où des échantillons ont été prélevés. Deux endroits (SE-1 et SE-2) sont dans le secteur à l'est de la cellule de confinement (zone excavée) et un endroit (SO-1) est l'effluent du secteur sud-ouest (secteur non restauré en 2008-2011). Ce dernier point est un effluent qui se jette dans la gravière et draine l'eau d'un secteur qui n'a pas fait l'objet de travaux de restauration en 2008-2011. Il avait été assumé que ce secteur ne contenait pas de résidus miniers puisqu'il aurait été restauré lors de travaux de mitigation dans les années '90 (SNC-Lavalin, 2007a).

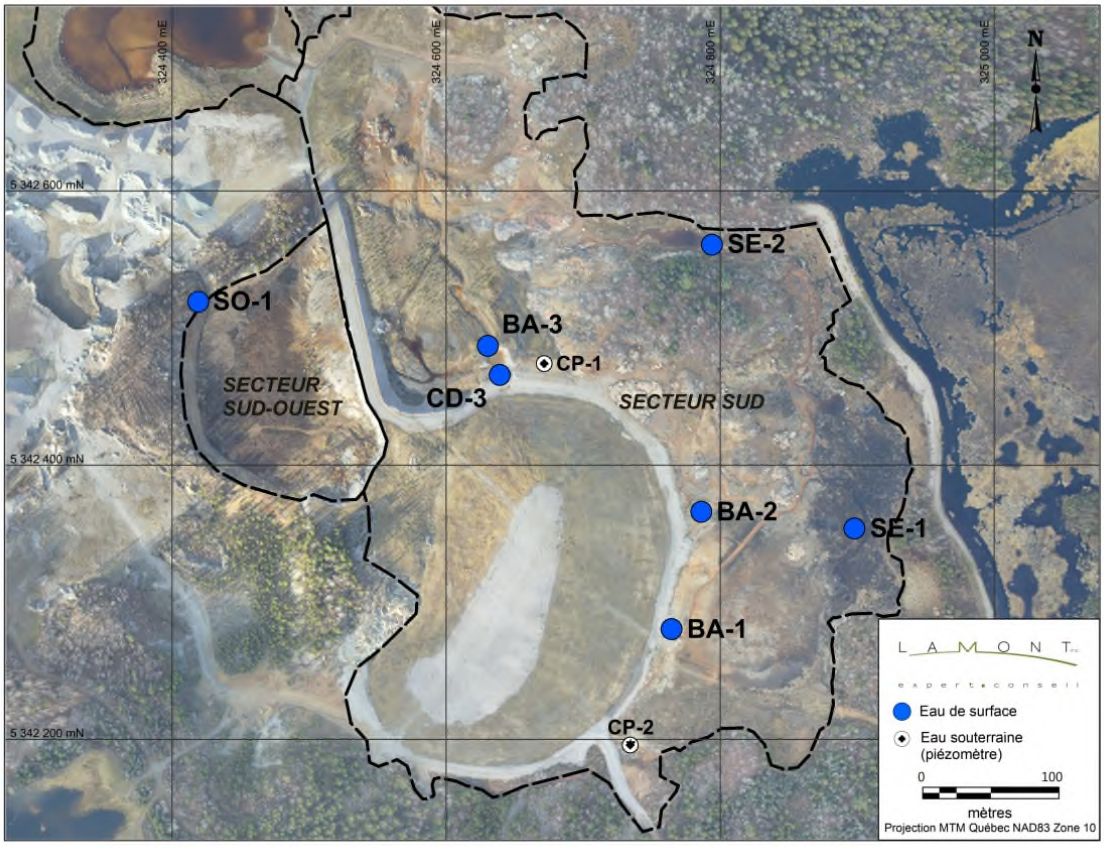



**Figure 19 - Localisation des stations d'échantillonnage d'eau de surface**

Le tableau 4 présente les résultats des principaux paramètres de la qualité des eaux de surface. Les pH sont tous environ à 3, les concentrations en métaux et en sulfates sont

élevées. Tout comme pour les eaux souterraines, on remarque qu'il y a des concentrations élevées en fer et en sulfates, ce qui est un signe de l'oxydation de la pyrite. Les concentrations en cuivre et en zinc sont aussi élevées, ces métaux sont présents dans des sulfures que l'on retrouve sur le site. La mesure de la conductivité est liée à la présence des sulfates qui a un impact majeur sur la conductivité de l'eau. Il est important de noter qu'au point d'échantillonnage SO-1, l'eau prend la direction de la gravière sans aucun autre contrôle. L'eau qui circule dans les petits ruisseaux où les échantillons SE-1 et SE-2 ont été prélevés finit également par sortir un peu plus au nord du site, vers le milieu récepteur sans aucune forme de traitement. Ce sont donc des eaux de surface contaminées qui sont présentement rejetées dans l'environnement, du côté de la gravière et dans le bassin versant de la rivière Arnoux. Mentionnons que du côté de la gravière, l'eau s'infiltre dans les roches et il n'a pas été possible d'identifier clairement quelle direction elle prenait mais il est peu probable qu'elle rejoigne la rivière Arnoux, à cause de la topographie.

**Tableau 4 - Résultats d'analyse de la qualité des eaux de surface**

| Paramètre | SO-1 | SE-1 | SE-2 |
|---|---|---|---|
| pH | 2,75 | 3,09 | 2,84 |
| Cu (mg/l) | 0,673 | 0,871 | 0,483 |
| Fe (mg/l) | 62,8 | 14,1 | 66,0 |
| Zn (mg/l) | 1,14 | 1,25 | 2,11 |
| Sulfates | 690 | 224 | 525 |
| Conductivité | 1620 | 719 | 1300 |

L'eau à la sortie des drains tombe dans des déversoirs en plastique de type V-notch puis dans des bassins avant de commencer son parcours sur le site minier. Dans le but de vérifier l'impact du contact de l'eau des sorties des drains avec le site, des échantillons d'eau ont été prélevés dans les bassins immédiatement en aval de la sortie de chaque drain (BA-1, BA-2 et BA-3). Ces résultats ont été comparés aux résultats à la sortie des drains et ils sont présentés pour les principaux paramètres au tableau 5.

**Tableau 5 - Résultats d'analyse de l'eau à la sortie des drains**

| Paramètre | CD-1 | BA-1 | CD-2 | BA-2 | CD-3 | BA-3 |
|---|---|---|---|---|---|---|
| pH | 2,94 | 2,76 | 6,76 | 2,91 | 5,58 | 3,15 |
| Cu (mg/l) | 2,75 | 2,68 | 0,002 | 0,0465 | 0,003 | 0,0080 |
| Fe (mg/l) | 1060 | 491 | <0,005 | 1820 | 83,0 | 104 |
| Zn (mg/l) | 9,64 | 16,4 | 0,009 | 20,8 | 0,226 | 0,762 |
| Sulfates | 1940 | 1690 | 38,6 | 3610 | 285 | 442 |
| Conductivité | 3240 | 2740 | 140 | 4820 | 660 | 1050 |

### 4.4.2 Analyse des résultats de qualité d'eau de surface

L'eau à la sortie de CD-1 est similaire à celle que l'on retrouve dans le bassin aval. Pour la sortie CD-2, c'est totalement différent ce qui laisse croire que l'eau captée par le drain est de l'eau d'infiltration de la pluie n'ayant aucun contact avec les résidus miniers ou l'eau dans le déversoir provient des précipitations et la sortie CD-2 ne coule plus. Quant à l'eau à la sortie CD-3, on remarque qu'elle est de moins bonne qualité une fois en contact avec le site. La diminution du pH s'accompagne d'une augmentation de la concentration en fer et en sulfates.

La qualité de l'eau de surface dans le secteur sud du site ne rencontre pas les normes de rejet et ce, pour plusieurs paramètres. Cette eau est influencée par l'eau qui vient des sorties de drains mais elle est aussi influencée uniquement par le fait d'être en contact avec le substrat.

Dans le secteur sud-ouest, les drains n'ont pas d'impact et c'est à l'exutoire de ce secteur qui se draine vers la gravière, que l'échantillon d'eau le plus contaminée a été prélevé (SO-1). Les résultats de cet échantillon sont présentés dans le tableau 4. Dans ce secteur, l'échantillonnage des sols a montré que la surface était recouverte de résidus miniers dont la teneur en soufre pouvait atteindre près de 25 %. Il n'est guère étonnant que la qualité de l'eau de surface soit aussi acide. De plus, un échantillon de concentré de pyrite a été prélevé au sommet d'une digue dont une des faces se draine dans ce secteur. Cette digue aurait été construite lors de travaux de mitigation au milieu des

années ’90. Il sera important de s’assurer que cette digue n’a pas été construite avec du concentré de pyrite car le côté amont se draine vers la forêt au sud du site.

## 5.0 CONCLUSIONS

La caractérisation complémentaire a permis de constater qu'il reste encore des résidus miniers dans les secteurs qui ont été excavés. Un des constats est que les paramètres ayant servi d'indicateurs pour définir la présence ou non de résidus miniers lors des travaux de restauration étaient rattachés au cuivre, zinc, cadmium et sélénium. Ces métaux sont associés à des minéraux qui n'étaient pas nécessairement toujours présents dans les résidus miniers. Des indicateurs tels le soufre et le fer, éléments présents dans la pyrite, auraient permis de détecter la présence de tous les types de résidus miniers. Par conséquent, tous les résidus miniers n'ont pas été excavés dans le secteur sud. Il y a donc potentiellement un impact direct sur la qualité de l'eau de surface et sur la qualité de l'eau souterraine dans les dépôts meubles puisqu'ils sont fortement générateurs d'acide et lixiviables à cause notamment de la forte teneur en soufre et en métaux. Il n'y a pas de piézomètres installés dans le roc qui nous permet de mesurer l'impact sur la nappe dans cet horizon.

Concernant la cellule de confinement, il est possible que la consolidation des résidus miniers ne soit pas encore terminée ce qui expliquerait les venues d'eau aux trois sorties. Il est aussi possible que le drain capte de l'eau souterraine de ce secteur. De plus, tel qu'il a été démontré par Daudet (2013), il est probable que de l'eau de précipitation s'infiltre dans les drains. La sortie CD-1 présente un faible débit, n'est pas en lien avec les précipitations, et rejette une eau fortement contaminée. La sortie CD-2 présente un faible débit, parfois nul, et la qualité de l'eau indique qu'elle collecte de l'eau n'ayant pas été en contact avec des résidus miniers. La sortie CD-3 présente un débit important. La qualité de l'eau est mauvaise et on soupçonne que ce soit un mélange entre de l'eau de surface captée près de l'affleurement rocheux et de l'eau qui vient des résidus miniers ou peut-être de la nappe phréatique.

Les matériaux qui ont servi de substrat pour la végétation sont contaminants et parfois aussi générateurs d'acides. Ces matériaux ne s'apparentent pas à des sols organiques mais à des résidus industriels. Pour assurer une reprise de la végétation et une amélioration de la qualité des eaux de surface, des matériaux propres et de bonne qualité devraient être mis en place sur le site.

Aux endroits où la végétation a repris, on a noté la présence de sols propres non contaminés ce qui a fait un substrat de meilleure qualité pour la végétation. L'équipe de Lamont n'a pas excavé en profondeur pour voir si des résidus miniers étaient encore

présents sous la couche de sols. Si des résidus sont encore présents, il doit y avoir peu d'oxygène qui y diffuse mais de l'eau peut s'infiltrer et être le vecteur de produits d'oxydation.

Le secteur à l'ouest de la digue C (appelé secteur sud-ouest) a été investigué et a montré que ce secteur contenait encore des résidus miniers à des teneurs de près de 25 % de soufre. Ce secteur n'a pas fait l'objet de travaux de restauration par SNC-Lavalin en 2008-2011. De plus, un échantillon de concentré de pyrite a été prélevé au sommet de la digue qui ceinture ce secteur. Il est important de connaître l'étendue du concentré de pyrite.

Au moment de produire ce rapport, une deuxième caractérisation a été faite du 25 au 27 octobre 2016 par Lamont afin de vérifier l'épaisseur des résidus miniers dans le secteur sud (zone déjà excavée) et de vérifier l'épaisseur des résidus dans le secteur sud-ouest. Des excavations ont aussi été faites dans l'ancienne digue qui ceinture le secteur. Les volumes de résidus miniers encore en place pourront être estimés et permettront d'identifier les travaux à faire pour rendre le site dans un état acceptable.

## 6.0 RECOMMANDATIONS

Cette première caractérisation a permis de mieux définir l'ampleur de la problématique du secteur sud du site Aldermac et de cibler des étapes additionnelles pour s'assurer de bien identifier les sources de contamination encore présentes dans le secteur sud du site. L'identification des sources de contamination est essentielle afin de cibler des mesures d'intervention qui seront efficaces pour atteindre les objectifs souhaités.

La prochaine étape est de procéder à des tranchées pour connaître la profondeur des résidus miniers qui ont été observés en surface. Cette étape permettra aussi de déterminer le niveau de contamination des dépôts meubles qui se sont retrouvés sous des résidus miniers durant des dizaines d'années. Cette étape a fait l'objet de la deuxième caractérisation effectuée en octobre 2016 par Lamont.

Il serait aussi important de mieux comprendre l'hydrogéologie et d'évaluer la qualité des eaux souterraines dans le roc et dans les dépôts meubles sur l'ensemble du secteur sud, incluant les mouvements d'eau sous la cellule de confinement. Si de l'eau souterraine circule dans les résidus miniers sous la cellule, elle pourrait ainsi contribuer à contaminer les eaux ailleurs sur le site (par exemple dans les dépôts meubles en aval de la cellule ou en surface par les drains). Il serait donc recommandé de faire des forages dans le roc, dans les dépôts meubles et dans la cellule de résidus miniers pour connaître la qualité des eaux et le régime hydrogéologique.

Le mandat du MERN prévoyait initialement d'intercepter l'eau des précipitations à l'aide d'un fossé près de l'interface entre le roc et la cellule de confinement dans le but de limiter l'infiltration vers le drain et de diminuer le débit à la sortie du CD-3, mais aussi dans le but de potentiellement abaisser la nappe qui pourrait être présente dans les résidus miniers sous la cellule. Cette mesure de mitigation pourrait effectivement rencontrer ces objectifs mais avant de décider de construire un fossé de dérivation, il faudrait mieux définir l'hydrogéologie du site.

## 7.0 RÉFÉRENCES

Actualité économique, 1941. Periodicals Archive Online, April 1, 1941; 17,1; p. 341.

Actualité économique, 1945. Periodicals Archive Online, Dec 1, 1945; 21, 2; p. 119.

Barrett, T.J., Cattalani, S., Chartrand, F., Jones, P., 1991. Massive sulfide deposits of the Noranda area, Quebec. II. The Aldermac mine, Can. J. Earth Sci. 28, 1301-1327.

Consor, 1995a. Élaboration des scénarios de mesures de mitigation – Parc à résidus miniers Aldermac, 135 pages.

Consor, 1995b. Rapport de caractérisation – Parc à résidus miniers Aldermac – Volume 3 – Cartes, 11 pages.

Daudet, A., 2013. Restauration de site minier abandonné – Le cas d'Aldermac, rapport de stage, 53 pages.

Goldschmidt, V.M., 1958. Geochemistry, Oxford University Press, 730 pages.

Hubler, W.G., 1932. Pyrite Flotation at Aldermac, Quebec, Canadian Institute of Mining, Metallurgy and Petroleum, p. 82-91.

Hunter, A.D., 1979. The Geologic Setting of the Aldermac Copper Deposit, Noranda, Quebec, Thesis Department of Geology, Carleton University, Ottawa, Ontario, 195 pages.

MDDEP, 1998. Politique de protection des sols et de réhabilitation des terrains contaminés (PPSRTC), Ministère du Développement Durable, de l'Environnement et des Parcs, juin 1998. [http://www.mddefp.gouv.qc.ca/sol/terrains/politique/index.htm].

MDDEP, 2012. Directive 019 sur l'industrie minière, Ministère du Développement Durable, de l'Environnement et des Parcs, 105 pages.

Ridgway, R.H., et Mitchell, A.W., 1940. Sulfur and Pyrites, Minerals Yearbook, p. 1287-1300.

SNC-Lavalin, 2002. Élaboration d'un plan de restauration du site minier Aldermac, Arntfield, Québec, 144 pages.

SNC-Lavalin, 2007a. Sommaire des bases de conception, restauration du site miniers Aldermac, Élaboration du plan de restauration et conception des plans et devis, 33 pages.

SNC-Lavalin, 2007b. Plan de restauration du site minier Aldermac, rapport final, 213 pages.

SNC-Lavalin, 2011. Restauration du site minier Aldermac, Rapport final des travaux effectués en 2008-11, 311 pages.

URSTM, 2014. Restauration du site minier Aldermac : instrumentation et suivi de l'efficacité, rapport présenté au ministère des ressources naturelles du Québec, PU-2010-06-537, 63 pages et annexes.

# ANNEXE 1

# Articles historiques

*Mines (Les)* VÃ©zina, FranÃ§ois ActualitÃ© Ã#conomique; Apr 1, 1941; 17, 1; Periodicals Archive Online pg. 341



# Les mines

De tout temps, les matières premières du règne animal ont tenu un rôle primordial dans l'histoire de l'humanité. Depuis l'âge de la pierre, c'est au sous-sol que les hommes ont demandé les instruments indispensables aux œuvres de production. On a donc pu soutenir avec vérité qu'il y a un lien étroit entre l'exploitation des ressources minérales et le développement de la civilisation. N'est-il pas symbolique qu'on ait appelé les divers âges de la civilisation depuis l'apparition de l'homme actuel: âge de la pierre éclatée et taillée, âge du bronze (cuivre), âge du fer. Et j'ai présent à l'esprit en ce moment un livre très curieux de M. T. A. Rickard, traduit en français sous le titre *L'homme et les métaux*. «La civilisation, écrit-il, ne commença pas avant le jour où les métaux servirent à fabriquer les outils, les instruments et les machines. C'est grâce aux métaux que l'homme sortit de l'état sauvage[1].» Cela veut dire quelque 5,000 à 6,000 ans; et si les premiers types humains remontent à quelque 500,000 ans, comme on le croit en plus d'un milieu, l'on voit que «l'âge des métaux en Europe, berceau de notre civilisation, ne représente qu'un centième de l'existence humaine[2]».

1. Page 33.
2. Idem.



Copyright (c) 2007 ProQuest LLC
Copyright (c) Ecole des Hautes Etudes Commerciales

Si l'on en croit Rickard, la métallurgie est née à côté d'un feu de camp (pierres chauffées qui contenaient quelque oxyde ou carbonate de cuivre). «Avec la fumée de ce feu de camp solitaire, s'élève la vision d'exploits incroyables, de découvertes qui ont facilité le travail de l'homme, de ponts jetés par dessus les abîmes, de routes d'acier ou résonne, avec un bruit de tonnerre, le trafic des continents, de fils de fer bruissants qui répandent les nouvelles du jour à travers toute la terre, d'autres fils métalliques qui transportent l'énergie du torrent de la montagne jusqu'à l'intérieur de notre chambre, de tours très élevées qui dépassent les arbres les plus hauts, de bateaux qui se rient des vents furieux et plongent dans les vagues déchaînées, de machines qui survolent les crêtes des montagnes et circulent à travers les nuages, de tout ce qui a tiré les hommes de l'obscurité de la jungle pour les amener dans la gloire du soleil, de l'état sauvage à la civilisation[1].»

On comprend donc pourquoi, à notre époque, la puissance économique des nations repose sur la possession ou l'utilisation des ressources minérales, pourquoi les grandes agglomérations industrielles contemporaines sont toutes assises sur les ressources du sous-sol, et plus particulièrement les combustibles et les métaux. Il suffit de penser à quelques grands pays modernes pour s'en rendre compte. Bien plus, toute l'histoire de la colonisation n'est-elle pas, pour beaucoup, l'histoire de la ruée des hommes vers l'or et les autres métaux et, de nos jours, vers le pétrole et les grandes sources de combustibles et d'énergie. Qu'on se rappelle les mines d'or et de cuivre des Égyptiens, le trafic des métaux chez les Phéniciens de Tyr et de Sidon, les Cassitérides ou les îles de l'étain dont parle Hérodote 500 ans avant Jésus-Christ, les mines d'argent des Athéniens, les mines des Romains en Espagne et en Italie, leurs mines de plomb, en Grande-Bretagne, puis la grande et cruelle épopée des conquistadores, enfin, au XIXe siècle, les découvertes successives d'or en Californie et au Yukon, en Australie, au Transvaal, et l'expansion considérable du commerce international qui suivit l'effort de ceux que Rickard appelle les «derniers Agonautes[2]».

---

1. Idem, p. 44.
2. Idem, p. 278.



Copyright (c) 2007 ProQuest LLC
Copyright (c) Ecole des Hautes Etudes Commerciales

La puissance américaine n'est-elle pas fille du charbon (dont les États-Unis produisent chaque année quelque 500 millions de tonnes), du pétrole (dont ils fournissent plus d'un milliard de barils), du fer (qu'ils extraient de la région du lac Supérieur à raison de 50 millions de tonnes par année), du cuivre, du plomb, du zinc, de l'or, (tous métaux dont ils regorgent et qu'ils extraient en quantités énormes). Rappelez-vous le mot de Michelet, à propos de l'Angleterre: un bloc de charbon et de fer. La puissance anglaise repose essentiellement sur le charbon. De même les régions industrielles de France, d'Allemagne, de Belgique correspondent à des régions riches en charbon et en fer.

Mais laissons-là les grandes puissances et revenons chez nous. La province de Québec, disons-le tout de suite, tient une place très modeste dans le monde minier. Certes, de grandes découvertes s'y sont faites depuis quelques années. Mais elle n'a pas de charbon, pas de pétrole, pas de fer (du moins dans l'état actuel de nos techniques). Elle vient à peine de naître à l'extraction des métaux, si elle y a réalisé des progrès très rapides depuis une douzaine d'années. Elle n'est donc pas une grande puissance métallurgique et, si l'on envisage le seul facteur matières premières, elle n'offre que des possibilités restreintes. Ceci dit, nous ne risquons pas de nous emballer et, quelque optimisme que nous puissions manifester quant à l'avenir minier du Québec, de sortir des bornes du possible.

La vie minière du Québec date d'hier à peine. D'après les statistiques compilées au Service des Mines à Québec, la production minérale de notre province, à la veille du XXe siècle (1898), s'élevait à 1,673,000 dollars, soit moins d'un dollar par tête. En 1910, on relève un chiffre déjà rondelet: 7,323,000 dollars. La guerre de 1914-18 porta progressivement ce total de 11,465,000 dollars en 1915 à 28,400,000 en 1920. Progression qui tient presque entièrement à la hausse énorme des prix (indice 250 au lieu de 100). La crise de 1920-21 ramène brusquement la production minière à 15,500,000 dollars. Vers 1927, un fait nouveau se produit. Jusque-là, la province de Québec avait produit peu de métaux (molybdène, durant la guerre de 1914-18, cuivre dans les Cantons de l'Est, chrome en très petites quantités). Bref, la production des métaux était insignifiante. En 1927, la production



Copyright (c) 2007 ProQuest LLC
Copyright (c) Ecole des Hautes Etudes Commerciales

minérale avait dépassé, toutefois, le record établi en 1920 et, en 1930, elle excède 41 millions. La Grande Dépression nous fait retomber très vite à 25 millions de dollars. Mais, heureusement, déjà se fait sentir l'effet des grandes découvertes minières du nord-ouest de la Province, et l'accroissement de notre production métallique (or et cuivre, surtout) freine la descente et masque l'effondrement des autres branches. Puis c'est une ascension rapide: 1936, 50 millions de dollars; 1937, 65 millions; 1938, 69 millions; 1939, 77 millions; 1940, 80 millions et plus.

Il serait fastidieux de passer en revue tous les produits miniers de la Province. Le Service des Mines publie chaque année un rapport statistique détaillé, qui contient, outre les chiffres de l'année, des tableaux récapitulatifs permettant de suivre la marche de cette branche de production. Néanmoins, il importe de fixer un peu nos esprits, de nous représenter sommairement de quoi se compose notre production minérale, et l'ordre de grandeur des divers produits. Prenons donc le tableau de la production minérale en 1939. Il comprend trois rubriques principales: d'abord les substances métalliques, puis les non-métalliques (que les traducteurs d'Ottawa voudraient bien nous faire prendre pour des métalloïdes), enfin les matériaux de construction.

Sur un total de 77,126,000 dollars, les métaux figurent pour 47,813,000, dont 34,370,000 pour l'or, 11,830,000 pour le cuivre, 882,000 pour le zinc, 472,000 pour l'argent, 225,000 pour le sélénium, 21,267 pour le fer titané, 9,600 pour le tellénium et 600 pour le molybdène.

Quant aux produits non métalliques, ils forment un total de 18,357,000 dollars, dont 15,858 d'amiante, 806,000 de chaux industrielle, 521,000 de dolomie magnésitique, 369,000 de quartz et de sable industriel, 276,000 de pyrites (soufre), 146,000 de calcaire industriel, 120,000 de mica, 60,000 de feldspath, 40,000 de tale et stéatite, 24,000 de tourbe.

Les matériaux de construction — environ 11 millions de dollars — comprennent 4,035,000 dollars de ciment, 2,628,000 de sables et graviers, 1,524,000 de pierre calcaire de construction, 962,000 de granit, 156,000 de grès et 164,000 de marbres. Ajoutez-y 1,275,000 dollars de produits argileux (briques, tuiles, etc).



Copyright (c) 2007 ProQuest LLC
Copyright (c) Ecole des Hautes Etudes Commerciales

Reprenons, un à un, certains de ces produits. En premier lieu, il y a l'or. Nous n'allons pas entreprendre l'histoire des découvertes d'or dans la province de Québec. L'on sait, par exemple, qu'à un certain moment, l'on a recueilli l'or alluvionnaire dans la Beauce. L'ère véritable de l'or, au Québec, commence après le premier quart du XXe siècle. En 1924, la statistique révèle une production d'or de 880 onces par année. En 1928, la production bondit brusquement de 8,331 onces qu'elle était en 1927, à 60,000 onces. Et l'essor ne s'arrête plus après cela, comme le révèle le tableau suivant, malgré la crise, la pire des crises peut-être que nous ayons vue:

**Production d'or de la province de Québec**

| | (onces) |
|---|---|
| 1929 | 90,800 |
| 1930 | 141,800 |
| 1931 | 300,000 |
| 1932 | 401,000 |
| 1933 | 383,000 |
| 1934 | 390,000 |
| 1935 | 470,000 |
| 1936 | 607,000 |
| 1937 | 711,500 |
| 1938 | 876,600 |
| 1939 | 951,000 |
| 1940 | 1,000,000 |

Tout cet or — soit environ 20 p.c. de la production canadienne — vient de l'ouest de la Province. Les mines de cette région qui ont atteint le stade de la production comprennent deux catégories: 1° celles qui exploitent des minerais complexes de cuivre, d'or, d'argent et de zinc; 2° celles qui exploitent des minerais de quartz aurifère. Le premier groupe est constitué par quatre grandes mines qui exploitent des sulfures complexes: la mine *Horne* (*Noranda Mines, Ltd*), la troisième du Canada pour l'or, qui a fournit 264,455 onces d'or en 1939, et en même temps les trois quarts du cuivre du Québec (deuxième mine du Dominion); la mine *Waite-Amulet*, l'*Aldermac* et la *Normetal*, qui récupèrent, en 1939, comme sous-produit, 4,200, 1,700 et 2,500 onces d'or fin respectivement. Ces mines sont des mines de cuivre.

Le deuxième groupe comprend les mines d'or proprement dites. La plupart d'entre elles — on en compte 25 en exploitation — accusent des augmentations notables. Voici la production de quelques-unes des principales, d'après le *Mineral Year Book*, 1940.



Copyright (c) 2007 ProQuest LLC
Copyright (c) Ecole des Hautes Etudes Commerciales

| | 1939 | 1938 |
|---|---|---|
| | (onces) | |
| Lamaque | 132,684 | 128,514 |
| East Malartic | 68,594 | (nov. 1938) |
| Beattie | 67,756 | 67,208 |
| Sigma | 55,950 | 51,390 |
| Siscoe | 54,000 | 66,759 |
| Sullivan | 32,358 | 22,530 |
| O'Brien | 35,045 | 41,360 |
| Perron | 40,427 | 35,600 |
| Powell-Rouyn | 36,210 | 25,550 |
| Canadian Malartic | 29,823 | 32,258 |
| Stadacona | 19,573 | 22,752 |
| Belleterre | 19,261 | 5,819 |
| Sladen Malartic | 17,818 | 16,225 |
| Cournor | 13,734 | 8,196 |
| McWatters | 12,621 | 11,800 |
| Arntfield | 10,660 | 9,961 |

Le développement de cette région aurifère se poursuit. En 1939, 29 mines ont fait rapport, dont quatre nouvelles: *Amm Gold*, *Central Cadillac*, *Wood-Cadillac*, *Mooshla*.

Pour le cuivre, la province de Québec vient au second rang, grâce à l'intensification de la mise en valeur dans la région du Québec occidental. Celle-ci produit virtuellement 100 p.c. du cuivre métallique du Québec. La mine *Horne* (*Noranda*) compte à elle seule pour 90 p.c. La même évolution s'est produite pour le cuivre que pour l'or, sauf que le cuivre a subi depuis 1927 des variations de prix incroyables, comme le montre le tableau suivant de la production de 1924 à 1939.

**Production de cuivre de la province de Québec**

| Années | Quantité (livres) | Valeur (dollars) |
|---|---|---|
| 1924 | 1,893,008 | 156,287 |
| 1925 | 2,510,141 | 277,083 |
| 1926 | 2,674,058 | 368,886 |
| 1927 | 3,119,848 | 407,146 |
| 1928 | 33,697,949 | 4,909,792 |
| 1929 | 55,337,169 | 10,019,901 |
| 1930 | 80,310,363 | 10,425,891 |
| 1931 | 68,376,985 | 5,723,154 |
| 1932 | 67,336,692 | 4,296,216 |
| 1933 | 69,943,882 | 5,214,177 |
| 1934 | 73,968,545 | 5,487,948 |
| 1935 | 79,050,906 | 6,162,350 |
| 1936 | 66,340,175 | 6,287,058 |
| 1937 | 94,653,132 | 12,378,737 |
| 1938 | 112,645,797 | 11,233,039 |
| 1939 | 117,238,897 | 11,831,749 |



Copyright (c) 2007 ProQuest LLC
Copyright (c) Ecole des Hautes Etudes Commerciales

Le cuivre se rencontre ailleurs dans le Québec, notamment dans les Cantons de l'Est, où la mine *Eustis*, au sud de Sherbrooke, a produit pendant plus de 75 ans (fermée en 1939). On a trouvé du cuivre en beaucoup de points isolés les uns des autres en Gaspésie; aucune véritable découverte n'a encore révélé la présence de gisements de grande valeur.

N'insistons pas sur l'argent. Le Québec ne possède aucune mine d'argent véritable. La production, de l'ordre d'un million d'onces environ, provient des opérations de récupération portant sur les minerais complexes ou les quartz aurifères de la région de l'ouest. Elle représente un demi-million de dollars, un vingtième de la production totale d'argent du Canada.

Le zinc ne compte guère plus. En 1939, les quantités expédiées se chiffrent par 28,750,000 lbs d'une valeur totale de 882,000 dollars, mais il s'agit, pour la majeure partie, de stocks accumulés au cours des années antérieures, que l'on avait emmagasinés à cause de l'avilissement des cours du zinc. La production vient de deux mines: *Normetal* et *Waite-Amulet*, dont nous avons parlé pour le cuivre. La mine *Tétrault*, dans le comté de Portneuf, a cessé de produire, faute de minerai. On trouve d'autres gisements à l'île Calumet et à Gaspé.

Signalons, enfin, le sélénium et le tellure, tous les deux récupérés au cours du raffinage des anodes de cuivre à l'usine de *Canada Copper Refiners, Ltd*, à Montréal-Est. Le premier de ces métaux sert pour certains alliages spéciaux, la fabrication des pigments rouges; l'autre s'allie avec le plomb et sert aussi dans la fabrication du caoutchouc.

Quant au plomb, il n'y eut aucune production en 1939, et environ 1,500,000 lbs en 1938. Il existe des gisements de minerai de plomb-zinc au lac Témiscamingue (partie nord-est), dans le canton Montauban (comté de Portneuf), à l'île Calumet (où se poursuivent des travaux de prospection et d'exploration ainsi que des forages au diamant), enfin, en Gaspésie (cantons Mann, Lemieux, etc.).

Le fer titané provient des mines de Saint-Urbain, comté de Charlevoix. Production insignifiante: 3,700 tonnes en 1939, d'une valeur de 21,267 dollars. Les gisements de fer dans le Québec sont



Copyright (c) 2007 ProQuest LLC
Copyright (c) Ecole des Hautes Etudes Commerciales

nombreux. Ils consistent en magnétites titanifères, et matites, sidérose; certains sont fort considérables. Par malheur, ils sont difficiles d'accès ou trop éloignés pour permettre une exploitation économique. D'aucuns ont pu parler d'une révolution de la carte du fer, si l'on parvenait à exploiter les fers titanés et autres de l'Ungava. Ce sont des anticipations fort problématiques et il est permis de douter qu'il y ait là vraiment des possibilités de caractère prochain.

La seule production minérale pour laquelle la province de Québec compte vraiment dans le monde, c'est celle de l'amiante. La Province en fournit 65 p.c. de la production mondiale. Voilà un minéral dont l'importance s'accroît tous les jours. Son caractère incombustible, ses qualités d'isolant, sa résistance à la décomposition et à toute altération dans les conditions les plus défavorables, l'ont rendu absolument indispensable. Il existe deux sortes d'amiante: l'amphibole et la serpentine (chrysotile). C'est au deuxième groupe qu'appartiennent les gisements canadiens. Ceux-ci forment une zone fort étendue qui va du lac Memphrémagog jusqu'à la péninsule de Gaspé, mais non sans quelques solutions de continuité. La région actuelle de production est celle de Thetford Mines. En 1939, l'on a extrait dans le Québec 364,454 tonnes d'une valeur de 15,858,492 dollars. C'est le record et pour le volume et pour la valeur. Les centres d'extraction, en 1939, sont les mines *King* et *Beaver*, de la région de Thetford (*Asbestos Corporation*), la mine de la *Johnson's Company*, également à Thetford, la mine *Bell* (exploitation à ciel ouvert en voie de transformation); la *British Canadian* à Black Lake, la *Vimy* à Coleraine, une autre à Black Lake, une à East Broughton, etc. Dans les cantons de Tingwick, Cranbourne, Thetford, Talon et Broughton, des travaux d'exploration se sont poursuivis toute l'année 1939.

Les pyrites (comme source de soufre) viennent de la région de l'Ouest (*Aldermac* et *Noranda*), ainsi que de la mine *Eustis* (avant sa fermeture en 1939). Exportation totale aux États-Unis.

Le feldspath provient de la région de Buckingham: production de 5,400 tonnes (61,028 dollars), utilisée dans la céramique.



Copyright (c) 2007 ProQuest LLC
Copyright (c) Ecole des Hautes Etudes Commerciales

La dolomie magnésitique, 521,608 dollars, provient surtout de deux mines, l'une dans le canton de Grenville et l'autre dans le canton de Harrington.

Le mica accuse des progrès intéressants. Mineral stratégique à cause de ses nombreux emplois dans l'appareillage électrique, on relève, en 1939, une production de 120,000 dollars de mica en feuille et de mica moulu. Hull est le centre principal de production.

Parmi les matériaux de construction, citons le calcaire, le granit, le grès, le marbre: calcaires stratifiés de la vallée du Saint-Laurent (ciment), calcaires des Appalaches (carbure de calcium), calcaires cristallins de Granville (planches en terrazzo, pierres artificielles); granits gris des Appalaches, granits roses du plateau laurentien, granits noirs du lac St-Jean; grès, à l'ouest et au sud-ouest de Montréal et dans la Gaspésie; marbres de Philippsburg (Missisquoi) ainsi que des comtés de Portneuf, Laval, Labelle, Pontiac; marbres blancs et gris, marbres colorés.

* * *

Géographiquement, l'on peut distinguer deux grandes régions minérales dans le Québec: 1° la région du nord-ouest, 2° la région des cantons de l'Est; et une poussière de centres isolés donnant surtout des matériaux de construction et des substances non métalliques.

1. La région du nord-ouest comprend les comtés de Témiscamingue et d'Abitibi. Elle est le prolongement de la zone minéralisée du nord ontarien, dont la mise en valeur remonte à un quart de siècle plus tôt que celle-ci. Les principales mines, note M. Charles Bilodeau, dans *L'Actualité Économique*[1], sont situées le long d'une bande de territoire, large de 10 à 40 milles et longue de 120 milles, allant de la frontière ontarienne jusqu'à la rivière Bell. Région nouvelle, en plein essor, et qui profite du marché extrêmement avantageux de l'or et du cuivre.

2. Les Cantons de l'Est constituent la région la plus ancienne, longtemps la seule vraiment importante. C'est la région de l'amiante, qui y occupe une zone qui va du sud-ouest de la région

1. Mars 1940, p. 441.



Copyright (c) 2007 ProQuest LLC
Copyright (c) Ecole des Hautes Etudes Commerciales

des Appalaches jusqu'à la Gaspésie. Les Cantons de l'Est ont fourni longtemps du cuivre (jusqu'en 1939), des pyrites (jusqu'en 1939), du chrome. On en tire encore des marbres, des granits et d'autres matériaux de construction et substances non métalliques.

* * *

Parmi les facteurs qui influent directement sur le développement de l'industrie extractive dans le Québec, il y en a trois qui retiendront notre attention, à savoir la législation, les moyens de transport et la force motrice, qui conditionnent pour ainsi dire l'accès juridique, géographique et technique des régions minières.

Le domaine minier de la province de Québec fait partie des terres dites de la Couronne. Ces terres, terres arables, terrains miniers, forêts, peuvent être prises, détenues ou acquises, ou louées par les sujets britanniques, et par les aubains de la même façon et aux mêmes conditions, sans aucune distinction de personnes.

Pour obtenir des terrains miniers, chez nous, il faut d'abord se procurer un certificat de mineur, qui coûte 10 dollars. Ce certificat donne à son détenteur les droits miniers dont la Couronne était auparavant investie. Ce certificat permet de piqueter 200 acres de terrains miniers. Les terrains piquetés appartiennent au piqueteur pour une période d'un an, à compter de la date du piquetage. La loi prescrit certains travaux. Si au bout de l'année, les travaux ne sont pas terminés et que le piqueteur désire conserver ses droits, il doit faire rapport du travail exécuté, payer une rente ou royauté de 50 cents l'acre et débourser encore une fois 10 dollars pour frais d'enregistrement.

Le prospecteur qui demande une concession minière doit faire arpenter son claim par un arpenteur provincial, et payer le droit d'acquisition, soit 5 dollars l'acre pour les mineraux supérieurs, ou 3 dollars pour les mineraux inférieurs. Dans les deux ans qui suivent, il doit dépenser mille dollars par 100 acres d'étendue, en travaux d'exploitation. Il obtient alors ses lettres patentes.

Tous les terrains miniers acquittent un tribut annuel de 10 sous l'acre, ainsi qu'un impôt sur les profits annuels. Ajoutons que le



Copyright (c) 2007 ProQuest LLC
Copyright (c) Ecole des Hautes Etudes Commerciales

gouvernement contrôle l'organisation des villes et villages dans les régions minières nouvelles.

Il y a pour les régions minières une nécessité vitale de communiquer constamment avec les régions du pays. De là urgence de constituer le réseau de routes et de voies ferrées indispensable, soit pour permettre au prospecteur de pousser plus loin ses randonnées, soit pour amener sur place le matériel et l'outillage que nécessite la mise en valeur des gisements.

Trois modes de transport sont utilisés couramment: a) le transport fluvial, b) le transport par routes, c) le transport par rail. Enfin, il faut mentionner l'avion, dont l'importance, pour être moindre, tend à grandir rapidement.

Les voies fluviales ont été les premières routes des explorateurs. Il est certain que le grand nombre de lacs qui parsemaient le nord-ouest du Québec ont facilité la pénétration des prospecteurs et des géologues chargés de fouiller notre sous-sol et d'en découvrir les richesses ignorées. L'aviation a trouvé dans la présence de ces lacs et grandes rivières une aide précieuse, un champ d'amerrissage naturel.

Mais il faut des routes pour relier entre eux les centres miniers et les centres de colonisation, et tous ceux-ci aux autres régions du pays. Aujourd'hui, tout un réseau de routes vont de Senneterre et d'Amos à Val D'or; de Rouyn, cinq routes filent vers Macamic, La Sarre, Ville-Marie et Kirkland, Ont.

Les routes des districts miniers sont de trois sortes: a) routes forestières (enlèvement des arbres et des souches, de manière à laisser un sentier pour les attelages); b) routes d'hiver, qui suivent les cours d'eau; c) routes carrossables, de construction récente, telles la route Senneterre-Mont-Laurier et celle qui relie le lac Chibougamau au Lac St-Jean (140 milles)[1].

Quant aux chemins de fer, voici, très brièvement quel en a été le développement dans le nord-ouest de la Province. Entre 1910 et 1915, l'on construit le trans-continental (Canadien National) qui passe par la partie septentrionale du district Rouyn-Harricana et traverse les cours d'eau navigables. En 1925, le C. N.,

1. *L'industrie minière de la province de Québec*, par Paul Bélanger, p. 37 et ss.



Copyright (c) 2007 ProQuest LLC
Copyright (c) Ecole des Hautes Etudes Commerciales

embranchement de Taschereau à Rouyn (chemin de fer des Mines de Rouyn — 44 milles). En 1926, le Nipissing Central (T. & N. O.) pousse un prolongement de la frontière ontarienne jusqu'à Rouyn. En 1938, ligne Senneterre-Rouyn (100 milles), qui dessert plus de 40 propriétés minières. Les progrès de la région ont coïncidé avec la construction des chemins de fer: la population totale passe de 15,000 à 70,000 et la production minière atteint les 50 millions.

C'est la présence des forces hydrauliques à proximité des gîtes minéraux qui explique pour beaucoup le rapide développement minier de la province de Québec (énergie pour les opérations d'extraction et pour les opérations de traitement).

Dans la région de l'ouest, les forces hydrauliques, en partie inutilisées, ne sont pas aussi considérables que dans le reste de la Province. Il n'y a guère qu'une seule chute d'eau aménagée, dans le canton La Sarre, et qui alimente la mine *Normetal* (puissance de 1,000 c.v.). La région Rouyn-Dubuisson reçoit l'énergie de la *Northern Quebec Power* (Rapide des Quinze, 50 milles au sud de Rouyn, 40,000 c.v.). D'autres rapides à l'aval de l'usine pourraient fournir, en deux installations distinctes, environ 100,000 c.v.

Dans la zone Malartic-Bourlamaque, on dispose d'une puissance virtuelle de 50,000 c.v.; la rivière Bell elle-même, en aval de Senneterre, forme des chutes susceptibles de fournir 20,000 c.v. et 25,000 c.v. La rivière Harricana, en aval du lac Obalski, pourrait produire 15,000 c.v. Ces chutes ne sont pas encore aménagées. Elles pourront l'être au fur et à mesure des progrès industriels du nord de la Province.

* * *

Quel sera l'avenir des mines québécoises? La réponse à cette question n'est pas facile. Il y a, certes, de grandes étendues minéralisées, mais nous les connaissons encore mal; les études géologiques sont encore très incomplètes. D'autre part, les régions nouvelles sont souvent d'accès difficile et fort éloignées des centres de population du pays. Cet éloignement majore les prix de revient de l'extraction. Quant aux gisements eux-mêmes, ils sont épuisables, et d'autant plus rapidement que les méthodes modernes tendent à



Copyright (c) 2007 ProQuest LLC
Copyright (c) Ecole des Hautes Etudes Commerciales

pousser la production très vite, parfois pour justifier des capitalisations excessives reposant sur des anticipations de production pour le moins un peu trop optimistes.

Incontestablement, la Province verra grandir encore sa production minérale. D'autres centres vont surgir et nous verrons se répéter ce qui s'est passé à travers les âges dans le monde entier, et aussi bien chez nous déjà. Le mineur fera jaillir de partout la richesse minérale et, près de lui, surgiront les régions agricoles nouvelles.

François VÉZINA,
*professeur à l'École des Hautes Études commerciales (Montréal).*



Copyright (c) 2007 ProQuest LLC
Copyright (c) Ecole des Hautes Etudes Commerciales

*Le commerce des produits miniers* Charbonneau, Roger ActualitÃ© Ã#conomique; Dec 1, 1945; 21, 2; Periodicals Archive Online pg. 119



# Le commerce des produits miniers

Le commerce des produits miniers de la province de Québec est un sujet difficile à traiter. D'abord, des statistiques commerciales sont dressées, en général, pour l'ensemble du pays et non pour une province en particulier. Puis, nos nombreux métaux et minéraux ne suivent pas tous les mêmes canaux commerciaux. L'or par exemple est, à ce point de vue, dans une classe tout à fait à part. Certains métaux vils, tel le cuivre, sont affinés dans la Province et vendus à nos industries ou exportés. D'autres, comme le plomb, sont exportés sous forme de minerai. D'autres, comme la dolomie magnésitique, sont affinés et transformés, au lieu même de l'exploitation, en produits finis fort différents du minerai. D'autres produits, enfin, comme la pierre de taille, sont vendus directement au consommateur après un simple changement de forme. On pourrait encore citer le cas de l'argile, dont il est impossible d'établir la provenance et encore moins d'évaluer la production. Ces quelques exemples feront comprendre facilement pourquoi il est tellement difficile de dresser les statistiques du commerce de nos produits miniers, surtout si on veut les suivre



Copyright (c) 2007 ProQuest LLC
Copyright (c) Ecole des Hautes Etudes Commerciales

jusqu'à leur utilisation finale. Les quelques chiffres que l'on peut colliger ici et là ne permettent même pas, très souvent, d'établir des tendances.

Il reste cependant, qu'à défaut de renseignements statistiques, on peut recueillir à la suite d'enquêtes particulières, des renseignements sur les acheteurs de produits miniers, sur les prix et leurs tendances, sur la concurrence. Par cette méthode de travail que nous avons choisie, nous avons étudié chaque minerai en particulier, avec le maximum de moyens à notre disposition. Mais il nous reste impossible de faire une synthèse, même d'établir les grands courants de notre commerce de produits miniers. Nous devons donc forcément adopter le plan suivant: étude du marché des métaux, des minéraux non métalliques et des matériaux de construction, un à un, avec le plus de détails possibles dans chaque cas sauf pour certains d'entre eux, pour lesquels, soit l'absence de statistiques précises, soit la similitude des conditions économiques nous imposera une étude conjointe de plusieurs produits.

Un mot sur la date des statistiques. Nous avons tâché de donner dans chaque cas les statistiques de la dernière année d'avant-guerre (1939) et également les plus récentes que nous avons trouvées. On constatera que dans bien des cas nous ne disposons de statistiques complètes que pour l'avant-guerre.

D'abord, quelques mots sur le commerce des produits miniers. La principale caractéristique de la plupart des métaux est qu'ils ne se distinguent pas du produit similaire trouvé ailleurs dans le monde. Le résultat: de tels métaux sont offerts aux consommateurs industriels à un prix mondial (sauf évidemment le cas de marchés fermés, gardés par de hautes barrières tarifaires). Autre résultat: le marché mondial de ces métaux est un terrain de choix pour les cartels, puisque le produit est partout le même et interchangeable, quel qu'en soit le lieu d'origine; le marché peut donc être divisé sans difficulté entre les concurrents, puisque le consommateur n'a pas à exprimer de préférence.

Par contre, certains minéraux, tels ceux qui servent dans l'industrie de la construction, se vendent bon marché par rapport à leur poids, d'où l'impossibilité de les exporter et le développement de prix régionaux.



Copyright (c) 2007 ProQuest LLC
Copyright (c) Ecole des Hautes Etudes Commerciales

Autre point important: une mine produit souvent plusieurs métaux; la situation particulière de cette mine lui permettra de vendre à perte certains métaux, parce que la vente des autres lui est profitable. C'est ce qui explique la chute vertigineuse, sans que la production en soit suspendue, du prix des métaux vils durant la crise, alors que le prix de l'or montait.

Dans le domaine des mines, comme dans celui de toute industrie, il y a des producteurs marginaux. La richesse du minerai est ici le point décisif, parce qu'elle est la principale variante qui affecte le coût de production. Or cette variante présente des écarts énormes, selon les mines. Et comme les métaux sont des produits simples, l'on voit très bien, à un moment donné, l'illustration du principe d'économie politique qui veut que la production des mines marginales constitue un frein à la hausse des prix. Par ailleurs, vienne une baisse des prix et les mines se ferment. Mais une mine marginale a cet avantage sur une entreprise industrielle marginale qu'elle peut être fermée et réouverte bien des fois au cours de sa vie. On l'a bien vu dans le cas de certaines mines québécoises, qui n'ont produit que durant trois périodes depuis le début du vingtième siècle: durant chaque guerre mondiale et entre 1927 et 1930.

Enfin, toutes les mines possèdent des minerais de teneurs variées. En temps de hauts prix, le minerai à basse teneur est exploité.

Commençons donc par l'étude des métaux.

## — I —

L'or est le principal produit minier de la province de Québec; la valeur de sa production durant les années qui ont immédiatement précédé la guerre représentait environ 45 p.c. de la valeur de toute notre production minière, y compris les matériaux de construction.

Le commerce de l'or est extrêmement simple. L'or remplit surtout des fonctions monétaires. Et le commerce international de l'or dépend presque en entier de ces fonctions monétaires. Les quantités d'or expédiées d'un pays à un autre varient énormément de mois en mois, et cela pour des raisons qui n'ont que peu



Copyright (c) 2007 ProQuest LLC
Copyright (c) Ecole des Hautes Etudes Commerciales

en commun avec celles qui régissent le commerce des autres métaux. L'or ne connaît pas les barrières tarifaires. Le prix en est stable durant de longues périodes. Souvent l'or échangé ne change pas de place. Enfin, à cause de son énorme valeur, sous un petit volume, l'or est conservé jalousement. Même la petite partie qui est utilisée commercialement se conserve indéfiniment, de sorte que l'or s'accumule sans cesse à travers le monde.

Officiellement, nos mines ne connaissent qu'un seul client, la Monnaie Royale, à Ottawa, à laquelle elles sont tenues d'expédier toute leur production. Voici, très brièvement exposé, le commerce dont l'or québecois fait l'objet.

Les mines livrent à la Monnaie le minerai brut, en barres d'au plus 1,500 onces Troyes. Ce minerai doit contenir au moins 20 p.c. d'or. Si, à l'analyse, il apparaît que la proportion d'or est inférieure à 20 p.c., l'expédition est refusée par la Monnaie. Les frais de fonte et d'essayage s'élèvent à 25 cents par 100 onces; ceux de l'affinage varient de 3 à 10 cents l'once selon le pourcentage d'or contenu dans le minerai et le traitement spécial que peuvent requérir certains minerais. La Monnaie n'accepte que les envois f.a.b. Ottawa, et aucun colis n'est ouvert à moins qu'il ne soit accompagné d'une facture.

La Monnaie ne paye les mines que pour l'or et l'argent contenus dans le minerai; l'expéditeur ne reçoit aucune compensation pour les métaux vils. Le délai de paiement est de 7 à 10 jours selon que les divers essais donnent des résultats plus ou moins concordants. Le prix payé pour l'or est le prix courant du pays où le gouvernement canadien expédie le métal vers le même temps, ce prix étant traduit en dollars canadiens au taux de change du jour. Pour toutes fins pratiques, cela signifie que la Monnaie paye actuellement — en fait depuis 1939 — 38.50 dollars pour une once d'or, soit 35 dollars en monnaie américaine, prix payé par le gouvernement de Washington aux mines américaines plus 3.50 dollars de prime sur le change. La Monnaie achète l'argent 38.6 cents l'once fin. Comme nous l'écrivions plus haut, la Monnaie ne donne rien pour les métaux vils. Elle récupère cependant le cuivre, qu'elle revend sous la forme du résidu obtenu à l'affinage; le prix du cuivre varie selon le traitement que devront lui faire subir les affineurs commerciaux avant de le mettre sur le marché.



Copyright (c) 2007 ProQuest LLC
Copyright (c) Ecole des Hautes Etudes Commerciales

L'or acquis par la Monnaie était, avant la guerre, remis en très grande partie à la Banque du Canada, qui le revendait à l'étranger, à titre d'agent fiscal du ministre des finances. Les banques commerciales pouvaient également en faire expédier pour leur compte à l'étranger sous forme de lingots d'environ 400 onces. Aujourd'hui, la Commission du Change étranger dispose des réserves en monnaie étrangère obtenues par suite des ventes d'or exécutées par la Banque du Canada. La Commission revend ces réserves aux banques commerciales ou à la demi-douzaine de courtiers de change montréalais.

Une certaine quantité d'or est également revendue par la Monnaie aux usagers industriels canadiens. Il n'y a qu'un prix pour tous les acheteurs, quel que soit l'usage qu'ils entendent faire du métal-or. L'industriel doit joindre à sa commande un chèque accepté par une banque canadienne et une promesse écrite de ne se servir de l'or que pour fins de fabrication à son usine du Canada; cet or, en effet, ne peut être exporté. Les achats doivent donc être réglés, au comptant. Aucun escompte de caisse ni d'usage n'est accordé. Le prix actuel est de 38.60 dollars l'once, f.a.b. Ottawa, et l'expédition se fait par messageries. Autrement dit, la Monnaie réalise un bénéfice brut de 10 cents l'once. Actuellement, les acheteurs industriels ne peuvent se procurer plus d'or qu'ils n'en ont utilisé l'année précédente, sauf s'ils peuvent établir que leur cas est particulier et demande révision. Les principaux acheteurs d'or furent, en 1943:

| | |
|---|---|
| Banque du Canada | 3,559,550 onces |
| Industriels | 86,189 " |

En 1943, également, les mines d'or québecoises avaient expédié à la Monnaie 1,087,610 onces d'or fin sur un total de 3,600,009 onces fournies par le pays entier. De plus, elles avaient expédié de l'or dans des concentrés de cuivre à des *smelters* canadiens, lesquels revendaient eux-mêmes cet or à la Commission de Contrôle du change.

En 1943, aucune de nos mines d'or-cuivre-argent n'avait expédié aux États-Unis des concentrés contenant de l'or.

À quoi faut-il s'attendre dans le commerce de l'or après la guerre? Je ne veux pas entrer dans des considérations économiques qui n'auraient pas leur place dans le présent article. Il



Copyright (c) 2007 ProQuest LLC
Copyright (c) Ecole des Hautes Etudes Commerciales

semble cependant que l'or demeurera le pivot du commerce international. Si le dollar canadien revient au pair avec le dollar américain, nos mines y perdront la prime considérable dont elles jouissent depuis 1939. En 1942, le montant de la prime se chiffrait par 3,800,000 dollars environ et par 3,230,000 dollars en 1943. Si, du total de la prime de 1943, l'on soustrait les sommes qu'ont reçues nos mines qui produisent de l'or mêlé à des métaux vils, soit environ 1,200,000 dollars pour Noranda, Waite Amulet et Amulet Duffault, il reste une prime d'environ deux millions de dollars pour nos mines qui ne produisent que de l'or. Or les statistiques révèlent que ces mines ont fait, durant la même année, un bénéfice net global de quatre millions. L'on voit immédiatement quelles seraient, pour certaines de nos mines, les conséquences d'un rétablissement du pair entre les dollars canadiens et américains. Par ailleurs, l'on sait que le président des États-Unis a le droit de dévaluer à nouveau le dollar par simple décret et de relever le prix de l'or un peu au-dessus de 49 dollars l'once. Quelques rares économistes s'attendent à une dévaluation de ce genre. Plus rares encore sont ceux qui prévoient une politique nettement déflationnaire. Le statu quo semble être la politique la plus probable. Dans le cas d'une hausse du prix de l'or, le commerce de ce métal prendrait pour nous une importance encore beaucoup plus forte qu'avant la guerre, étant donné le grand nombre de nouvelles mines de minerai à basse teneur dont l'exploitation deviendrait alors possible.

Il faut également se rappeler que parmi nos gros producteurs d'or, certains sont forcés, pour obtenir le métal précieux, d'extraire et d'affiner de fortes quantités d'autres métaux. Ces méthodes d'exploitation n'ont pas d'inconvénients aujourd'hui alors que le prix des métaux vils est rénumérateur. Si l'après-guerre amène une chute du prix de ces métaux, l'extraction de l'or de nos minerais or-argent-cuivre et or-argent-zinc deviendra impossible dans bien des cas, à moins d'une augmentation prononcée du prix de l'or. Nous reviendrons à ce problème quand nous étudierons la vente des métaux vils.

* * *



Copyright (c) 2007 ProQuest LLC
Copyright (c) Ecole des Hautes Etudes Commerciales

Le métal argent a longtemps joué dans le monde un rôle monétaire aussi important que celui de l'or. Depuis le milieu du XIX[e] siècle, cependant, l'argent a perdu peu à peu sa valeur comme étalon monétaire. Après la guerre de 1914, seule la Chine conserva l'étalon argent. Chinois et Hindous continuèrent de thésauriser l'argent jusqu'en 1930, alors qu'ils achetaient environ 75 p.c. de la production annuelle mondiale de ce métal. En fait, ces deux pays allèrent, en 1929, jusqu'à 84 p.c. de la production mondiale de 260 millions d'onces. En Chine, l'argent était frappé et servait de monnaie de base; dans les autres pays du monde, il n'était plus qu'une monnaie de billon et la quantité utilisée à cette fin se trouvait être très faible par rapport à la production mondiale. Dans l'industrie, aux usages traditionnels, bijoux, services de table et de toilette, vint s'ajouter celui du nitrate d'argent dans le domaine du film. Mais il était clair que la production mondiale de l'argent ne pouvait se vendre à un prix rénumérateur que par suite des achats chinois et hindous.

Or, en 1932, la production mondiale était tombée à 160 millions d'onces; les Indes et la Chine n'achetèrent, cette année-là, que 52 millions d'onces, soit 34 p.c. de la production totale. Le prix de l'argent était tombé à 24.25 cents l'once, de 52 cents qu'il était en 1929.

Depuis longtemps, le gouvernement américain venait en aide à ses nationaux producteurs d'argent, en achetant de grandes quantités de ce métal afin de maintenir les prix. Devant la gravité de la crise, les autres pays décidèrent de suivre la même voie.

À la conférence monétaire de 1933 et par les accords qui suivirent, le gouvernement canadien s'engagea pour sa part à acheter annuellement 1,671,802 onces d'argent canadien nouvellement extrait, et cela pendant trois ans. En même temps, le gouvernement américain prenait un engagement similaire, et, le 21 décembre 1933, imposait une taxe de 50 p.c. sur les profits réalisés par les spéculateurs du marché de l'argent. Quand, le 9 août 1934, un nouveau décret força tous les Américains à remettre leurs stocks et à vendre leur production nouvelle d'argent au gouvernement, les spéculateurs new-yorkais firent émigrer leurs capitaux à Londres et à Montréal.



Copyright (c) 2007 ProQuest LLC
Copyright (c) Ecole des Hautes Etudes Commerciales

Et c'est ici que s'ouvre un épisode particulièrement intéressant du commerce de l'argent au Canada.

Comme je viens de le dire, les capitaux américains destinés à la spéculation sur l'argent furent transportés au Canada à l'automne de 1934. Spéculateurs américains et canadiens décidèrent d'ouvrir à Montréal un marché comptant et à terme (*spot and futures*) pour le métal argent, semblable aux *commodity exchanges* des États-Unis et de l'Angleterre. Telle est l'origine du Canadian Commodity Exchange de la rue Saint-François-Xavier, où, aujourd'hui, pour des raisons que je vais donner, les opérations sur l'argent ont été remplacées par d'autres sur certains produits de la ferme.

En 1935, 9,094 contrats représentant des échanges de 90,940,000 onces d'argent à 999/1,000 furent passés au Canadian Commodity Exchange. Le marché comportait des contrats à terme (*futures*) pour tous les mois de l'année, mais principalement pour janvier, mars, mai, juillet, octobre et décembre. Il comptait environ 275 membres, dont de nombreux courtiers. Les règlements de cette bourse étaient semblables à ceux que l'on trouve dans les marchés de même genre: reports, *hedging*, etc. En 1936 et 1937, le marché canadien demeura actif, mais le prix de l'argent ne varia guère. En 1937, le gouvernement canadien ne renouvela pas l'entente de 1934, à la suite de laquelle il avait acheté pour trois millions de dollars d'argent. La Banque du Canada revendit même tout l'argent acquis à la suite de l'entente. C'est que le gouvernement américain, en 1937, avait acheté 317,000,000 d'onces d'argent, alors que la production mondiale n'était que de 275,000,000 d'onces. L'ampleur des achats américains destinés à contenter les producteurs des États de l'Ouest rendait inutile l'intervention des autres pays. Mais cette politique avait pour effet de maintenir le prix de l'argent dans le monde et elle amena par le fait même la fin des opérations de spéculation. Le marché de Montréal cessa à peu près complètement de fonctionner en 1938. Depuis cette époque, il ne s'est pas relevé. Le prix payé par la Trésorerie américaine est devenu le prix mondial.

Notre gouvernement s'est, dans certains cas, porté acquéreur de l'argent extrait de nos mines, argent qu'il a revendu directement au gouvernement américain. Mais, de façon générale, c'est par



Copyright (c) 2007 ProQuest LLC
Copyright (c) Ecole des Hautes Etudes Commerciales

l'intermédiaire de grandes maisons de courtage, telles que Handy & Harman de New York, que nos mines vendent leur production d'argent aux États-Unis. La plus grande partie de nos expéditions se font sous forme de métal affiné pour lequel nous avons reçu, jusqu'à septembre 1945, 44.75 cents l'once, tandis que les mines américaines obtenaient 71.11 cents l'once. Depuis, nos mines reçoivent le même prix que les mines américaines.

Les concentrés vendus aux États-Unis contiennent généralement 92.5 p.c. d'argent. L'argent est expédié en lingots de 1,000 à 1,200 onces Troyes. Mais, pas plus avant la guerre que maintenant, n'expédions-nous des articles fabriqués, tandis que nos importations de ces articles s'élevaient en 1939 à 1,900,000 dollars. Comme on peut l'imaginer, les producteurs canadiens d'argent protestent vigoureusement contre le plafond de 38.6 cents l'once. Ils prétendent que beaucoup d'argent est acheté de la Monnaie ou des courtiers par des spéculateurs, qui se proposent de le revendre dès que le prix du plafond sera élevé: en fait, l'argent en lingot s'est fait rare au pays dernièrement, ce qui tendrait à prouver les avancés des producteurs. Depuis quelques mois, les mines d'argent reçoivent paiement sur la base du prix dit *pool price* qui est un prix moyen trimestriel pour l'ensemble des ventes de toutes les mines, l'argent en excédent des besoins du pays étant vendu aux États-Unis.

De la production canadienne de 17,344,569 onces en 1943, la Monnaie canadienne a acheté 473,710 onces seulement. De la production québecoise de 2,212,115 onces, valant un million de dollars, la Monnaie a reçu 127,698 onces. En 1943, les exportations canadiennes de l'argent sous toutes ses formes s'élevaient à 11,451,635 onces, ce qui laisserait environ 5,400,000 onces pour les usages industriels au pays. Il n'y a malheureusement pas de statistiques complètes sur l'utilisation de l'argent par les industriels canadiens. L'on sait qu'en valeur, les bijoutiers et fabricants de vaisselle, plats, etc., en avaient utilisé, en 1942, pour 2,230,721 dollars et qu'ils étaient de beaucoup les principaux usagers industriels. En 1939, année normale, leur consommation d'argent s'était élevée à 1,045,000 dollars seulement et à 2,900,000 dollars d'or fin, d'alliage d'or, de vieil or et de platine, soit en tout environ quatre millions de dollars de métaux précieux. L'indus-



Copyright (c) 2007 ProQuest LLC
Copyright (c) Ecole des Hautes Etudes Commerciales

trie de la bijouterie et de la vaisselle d'argent à Montréal avait alors utilisé pour 800,000 dollars de matières premières, or et argent principalement. Comme l'industrie montréalaise représentait environ 70 p.c. de l'industrie québecoise de la bijouterie, on peut supposer que la province de Québec, en 1939, a consommé environ 1,150,000 dollars de métaux précieux, soit seulement un peu plus de 25 p.c. de la consommation de ces mêmes métaux par tout le Canada. C'est bien peu si l'on considère l'importance de nos mines d'or et d'argent.

La situation des années qui ont précédé la guerre se résume donc ainsi: l'argent canadien a eu comme débouchés, jusqu'en 1930, les pays thésauriseurs de monnaie d'argent tels la Chine et les Indes. Cette thésaurisation a diminué avec la crise. Depuis, le gouvernement américain, pour des motifs de politique intérieure, s'est porté acquéreur de l'argent extrait chaque année des mines du monde entier, ce qui a eu pour effet de stabiliser le prix de l'argent. Combien de temps cela durera-t-il? Plusieurs fois, le Sénat américain a pris l'initiative de mesures qui devaient amener le gouvernement à n'acheter plus que l'argent des mines du pays. C'est là un indice peu rassurant pour nos producteurs d'argent. Aussi n'est-ce pas de ce côté qu'ils se tournent, ni de celui de quelques rares économistes qui voudraient revenir au bimétallisme, mais bien vers les nouveaux usages industriels de l'argent. Car, aux États-Unis, pendant la guerre, on a employé l'argent à la place des métaux vils pour nombre d'usages. De plus, des usages déjà connus ont pris des proportions étonnantes. Ainsi, s'est multipliée la quantité d'argent utilisée par l'industrie du film, celle qui entre dans divers alliages, surtout avec le plomb, pour la soudure, dans les fils électriques, dans les roulements à billes, comme contact électrique, comme contenant. On calcule qu'en 1943, 65 p.c. de l'argent consommé aux États-Unis a trouvé emploi dans des industries de guerre. Là est la prospérité pour nos mines d'argent et il faut espérer que le Québec aura sa part dans les nouvelles industries qui, au Canada, se proposent d'utiliser l'argent. Car nos mines ne peuvent continuer à dépendre des décisions du Trésor américain.

Un autre point à ne pas perdre de vue est le suivant: l'argent extrait de nos mines n'est qu'un sous-produit de l'affinage d'autres



Copyright (c) 2007 ProQuest LLC
Copyright (c) Ecole des Hautes Etudes Commerciales

métaux. Ainsi, les statistiques rapportent qu'en 1943, dans la province de Québec, 1,501,884 onces d'argent valant 683,159 dollars ont été récupérées de concentrés de cuivre (ce qui, en passant, correspond à peu près à la production d'argent de Noranda — 1,516,506 onces). Quant au reste de la production québecoise d'argent en 1943, soit 710,231 onces valant 317,912 dollars, on l'a récupéré de l'or (128,651 onces, dont 127,698 onces à la Monnaie Royale) et des concentrés divers argent-zinc-plomb, vendus aux États-Unis (581,670 onces). Autrement dit, 26.3 p.c. de notre production d'argent dépend de nos ventes de plomb et de zinc, 68 p.c. de nos ventes de cuivre et 6 p.c. seulement, de nos ventes d'or. Il est donc évident que la vente de notre argent est, de façon générale, liée à la vente des métaux vils et que seule une vue générale du commerce de tous ces métaux peut donner une idée exacte de la situation qui prévaudra dans les années à venir.

* * *

Il est impossible d'étudier séparément le cuivre, le zinc et le plomb. En effet, ils sont dans bien des cas produits par les mêmes mines et, par suite, les problèmes de vente du producteur sont intimement liés dès le point de départ. Et dans le cas rare où l'un deux est le seul produit d'une mine, la vente en sera soumise à des conditions économiques générales qui paraissent être à peu près toujours les mêmes pour tous ces métaux à un moment donné.

D'abord, il est à noter que le prix de ces métaux est un prix international, sujet à des influences venant des cinq parties du monde. Sans doute, de forts droits de douane peuvent-ils entraver le jeu de la concurrence et créer des marchés fermés où les prix sont élevés. Il n'en reste pas moins que pour l'exportateur individuel, le contrôle de son prix de vente est impossible. En effet, le produit qu'il vend ne présente aucun avantage physique sur celui de son concurrent. Il n'y a aucune possibilité d'identifier de quelque façon que ce soit le plomb, le zinc ou le cuivre canadiens. La seule façon de contrôler les prix, c'est le cartel international. Chacun connait son lamentable échec durant la crise de 1929.



Copyright (c) 2007 ProQuest LLC
Copyright (c) Ecole des Hautes Etudes Commerciales

Le deuxième point à noter est le rôle important de nos exportations de cuivre, de zinc et de plomb. En 1939, le Canada a produit 608,825,570 livres de cuivre valant 60,934,859 dollars; de ce total, 86,730,679 livres ont été exportées sous forme de concentrés et, en tout, 549,919,700 livres ont été exportées, dont 390,000,000 de livres sous forme de produits divers, semi-finis et finis. Nous avons importé à peine plus de huit millions de livres de produits finis. Durant la même année, le Canada produisait 394,500,000 livres de zinc valant 12,000,000 de dollars et en exportait 357,000,000 de livres valant 9,900,000 dollars; nos importations s'élevaient à 43,000,000 de livres valant 2,200,000 dollars. Enfin, nous avons produit 388,600,000 livres de plomb valant 12,000,000 de dollars; nous en avons exporté 370,000,000 de livres et importé 10,000,000 de livres. Autrement dit, dans chaque cas, le problème se pose de la même façon: nos mines dépendent de l'exportation pour écouler leur produit. Et pour le cuivre, la question est d'autant plus grave que, d'abord, la quantité à vendre a une plus grande valeur et qu'ensuite, nous exportons beaucoup d'articles finis dont la fabrication constitue une source de revenus pour nos ouvriers industriels, ce qui n'est pas autant le cas pour le zinc et le plomb.

La province de Québec est surtout intéressée à la vente du cuivre et du zinc, dont elle produisait, en 1939, 117,000,000 de livres et 29,000,000 de livres respectivement, soit 19 p.c. et 7.3 p.c. de la production canadienne. En 1943, le pourcentage avait augmenté à environ 23 p.c. pour le cuivre et à environ 21 p.c. pour le zinc. Quant au plomb, pour les deux années précitées, notre production représentait moins de 1 p.c. de la production canadienne totale.

Voici, en bref, l'histoire de nos mines productrices des trois métaux vils, cuivre, zinc et plomb, depuis 1930, et l'aspect des problèmes qu'ont rencontrés nos producteurs. Le cuivre est produit surtout par la mine Noranda (105,000,000 de livres sur 117,000,000 pour la Province en 1939). Pour Noranda, jusqu'à la guerre, le problème de la vente du cuivre était intimement lié aux mouvements du marché de l'or, puisqu'en 1939 par exemple, près de la moitié du total des ventes de la compagnie résultaient d'expéditions d'or. Or, l'on sait que le prix de l'or est essentielle-



Copyright (c) 2007 ProQuest LLC
Copyright (c) Ecole des Hautes Etudes Commerciales

ment stable. Noranda a donc eu de la facilité à se maintenir en opération bon an mal an, à cause de sa production de métal précieux. Il faut cependant noter que la pyrite de fer et de soufre semble jouer un rôle de plus en plus grand dans la production de Noranda.

Le cas de nos autres producteurs de cuivre n'est pas le même. Ainsi, Aldermac produisait, en 1939, des concentrés de cuivre à basse teneur en or et en argent et des concentrés de pyrite à haute teneur en soufre et en argent. Le cuivre pouvait représenter environ 60 p.c. des revenus de la mine, et la pyrite, 30 p.c., autant qu'on peut en juger par les chiffres incomplets publiés à ce sujet. Dans le cas d'Aldermac, les deux principaux minerais ont donc des relations assez éloignées l'un avec l'autre, de sorte que la mine pourrait, en théorie, substituer dans certains cas l'un à l'autre dans le cas de mévente. À noter que de 1932 à 1937, alors qu'elle ne produisait pas de pyrite, la mine Aldermac fonctionna à intervalles très irréguliers et presque toujours à perte. C'était une période de bas prix pour le cuivre. Depuis 1939, Aldermac a développé une nouvelle mine près de Sherbrooke. On a érigé un concentrateur d'une capacité quotidienne de 250 tonnes, pour y traiter un minerai de cuivre-plomb-zinc, avec un peu de pyrite, d'argent et d'or. Le cas de cette nouvelle mine va rejoindre celui de la Normetal Mining Corporation Limited, en Abitibi, un producteur de cuivre, de zinc et d'un peu d'argent, dont la production, au prix courant du marché, devait se diviser, en 1939, à peu près comme suit: zinc, 50 p.c.; cuivre, environ 40 p.c. Normetal et Waite Amulet, autres producteurs de zinc et de cuivre, n'ont pas fonctionné de 1930 à 1937, vu les prix trop bas du cuivre et du zinc. Nos mines de zinc n'ont donc pas attendu la disparition du cartel international du zinc en 1934 pour cesser de produire.

Quant au plomb, pas de production de 1930 à 1935. En 1936, on note que la mine Tétrault exporte des concentrés aux *smelters* européens. Même chose en 1937. Les exemples donnés plus haut laissent voir que les mines qui produisent des minerais cuivre-plomb-zinc sont incapables de substituer à un moment donné la production d'un métal à celle d'un autre dans le cas de mévente du second. Un coup d'oeil sur les prix des trois métaux



Copyright (c) 2007 ProQuest LLC
Copyright (c) Ecole des Hautes Etudes Commerciales

démontre d'ailleurs qu'ils ont varié exactement dans le même sens depuis 1920 jusqu'à 1939.

La forme varie, sous laquelle le cuivre, le plomb et le zinc du Québec se vendent. Le cuivre est fondu à Noranda, où les mines voisines expédient la très grande partie de leurs concentrés. Après quoi, le métal est affiné à l'usine de Canadian Copper Refiners, filiale de Noranda, située à Montréal-Est. Mais nous n'avons pas de *smelters* de zinc et de plomb et ces deux métaux sont expédiés hors de la province sous forme de concentrés. Avant la guerre, les concentrés de zinc venant de l'Abitibi étaient expédiés en Europe, principalement vers la Belgique, la teneur étant environ de 50 à 55 p.c. de zinc. La mine Tétrault, notre seule producteur de plomb, exportait également sa production en Europe sous forme de concentrés.

De 1930 à 1939, les droits de douanes américains sur le cuivre électrolytique, le zinc et le plomb ont maintenu très bas le niveau de nos exportations de ces métaux chez nos voisins. C'est ainsi que pour le plomb en lingots, les droits étaient de 2.125 cents la livre et pour le zinc affiné, de 1.75 cent la livre. Pour les deux métaux les droits étaient de 1.5 cent la livre de métal pur contenu dans des concentrés exportés aux États-Unis. Les droits sur le cuivre étaient de 4 cents la livre. Des droits correspondants frappent les articles contenant du cuivre. Ces droits sont énormes si l'on se rappelle que le plomb et le zinc se sont vendus aussi bas que 2 cents la livre en 1932 et qu'en 1939, ils se vendaient tous deux à 5 cents la livre. Une réduction de 20 p.c. environ eut lieu au début de 1939, quant aux droits sur le zinc, et le 30 juin 1943, tous les droits tombaient à la moitié de ce qu'ils étaient entre 1930 et 1939. En fait, pour les fins de l'industrie de guerre, ils n'existaient plus. Mais les décrets qui suspendaient les droits de douane sur le plomb, le zinc et le cuivre en prévoyaient le rétablissement 30 jours après la fin de la guerre sur simple décret présidentiel, aux taux suivants: 1.2 cent la livre pour le plomb en concentré et 1.7 cent la livre pour le plomb en lingot; 1.2 cent la livre pour le zinc en concentré et 1.4 cent la livre pour le zinc affiné; 4 cents la livre pour le cuivre. Le rétablissement de ces droits signifie, pour toutes fins pratiques, la fermeture du marché américain pour notre cuivre, notre zinc et notre plomb. Et s'il



Copyright (c) 2007 ProQuest LLC
Copyright (c) Ecole des Hautes Etudes Commerciales

## ANDERSON & VALIQUETTE

*Comptables - Vérificateurs*

Jean Valiquette, L.S.C., C.A., L.I.C.
J.-C. Anderson, L.I.C.
Roméo Carle, L.S.C., C.A.
A. Dagenais, L.S.C., C.A.
Delphis Clairoux, L.S.C., C.A.
Joseph Sainte-Marie, L.S.C., C.A.

**84 ouest, rue Notre-Dame**
**PLateau 9709**

## CHARTRÉ, SAMSON, BEAUVAIS, GAUTHIER & CIE

**Comptables agréés — Chartered accountants**

| | |
|---|---|
| Maurice Chartré, C.A. | Maurice Samson, C.A. |
| A.-Emile Beauvais, C.A. | Jean-Paul Gauthier, C.A. |
| E.-Harry Knight, C.A. | Léon Côté, C.A. |
| Gérard Marceau, C.A. | Paul-E. Trudel, C.A. |
| Lucien-P. Bélair, C.A. | Lionel Roussin, C.A. |
| Jacques Angers, C.A. | G.-Frank Lafferty, C.A. |
| Dollard Huot, C.A. | Albert Garneau, C.A. |
| Raymond Fortier, C.A. | Jean Lacroix, C.A. |
| Guy Bernard, C.A. | Percy Auger, C.A. |
| Hensley Bourgouin, C.A. | Jean-Paul Talbot, C.A. |
| Marc Angers, C.A. | Roger Roy, C.A. |

MONTRÉAL QUÉBEC ROUYN

## GASTON TAILLEFER

B.A., B.LL., H.E.C.'29
AVOCAT

*Conseiller juridique de l'Association des Licenciés en Sciences commerciales*

**152 est, rue Notre-Dame LA. 1859**

## C. LAMOND & FILS, Limitée

MANUFACTURIERS DE BIJOUTERIE
Insignes émaillés pour sociétés, clubs, etc.
Insignes en or, argent, bronze et aluminium.
Médailles commémoratives et de classe, bagues pour finissants.
**929, rue Bleury, - - MONTRÉAL**
**Tél.: MArquette 7769**



**44? 44? 44?**
**oui, 44 ouest, St-Jacques**
est notre nouvelle adresse et vous y trouverez un choix complet de Dactylographes, Machines à additionner, à Chèques, Pupitres, Bureaux, etc.
**Canada Dactylographe Enrg.**
**Tel.: HArbour 6968 R.-T. Armand, Prop.**

## *Hubert Gaucher,* H.E.C. '39

BIJOUTIER — DIAMANTAIRE
*Escompte spécial aux H.E.C.*
**1689 est, rue MONT-ROYAL**
**4307 est, rue STE-CATHERINE**

## LORENZO BÉLANGER, C.P.A.

**Licenciate Cost and Management Institute**
Hector Bertrand, C.P.A., C.G.A.
Jacques Bélanger, C.A., C.P.A.
B. Com., Lic. in Acc't'cy (McGill)
Jean L. Villeneuve, L.S.C., C.A., C.P.A.
**Comptables Publics Licenciés**
**630 ouest, rue Dorchester Montréal**

## COURTOIS, FREDETTE & CIE

**Comptables agréés**

Paul E. Courtois, L.S.C., C.A. Rosaire Courtois, L.S.C., C.A.
Florian Fredette, L.S.C., C.A.
Victor Paul, L.S.C., C.A. Paul Gauvin, C.A.
P.-Yvan Desgranges, L.S.C., C.A.
Roland R. Pouliot, C.A.

**10 ouest, rue Saint-Jacques, MONTRÉAL**
**MArquette 1000-2925**

## OSCAR BLAIN

**B.A., L.S.C.**

*Comptable vérificateur*
*Organisateur d'entreprises*

**486, rue ST-JEAN LA. 0138**

**MArquette 2221**

## Morency, Labelle & Cie

**COMPTABLES LICENCIÉS**
Autrefois à l'Impôt sur le Revenu
M.-B. Morency, C.G.A., C.P.A.
G. Labelle, C.G.A.
**57 ouest, rue St-Jacques - Montréal**

## LE SUCCÈS PAR LA COMPÉTENCE

dans les carrières économiques, voilà ce que les jeunes peuvent envisager s'ils ont passé par
**L'ÉCOLE DES HAUTES ÉTUDES**
**535, avenue Viger Montréal**

**POUR VOTRE PLOMBERIE — CHAUFFAGE — COUVERTURE**

*VOYEZ*

## LA CIE J. & C. BRUNET

**LIMITÉE**

QUALITÉ - SERVICE - HYGIÈNE

PRIX SUR DEMANDE

**1095, rue ST-LAURENT LA. 1211**




Copyright (c) 2007 ProQuest LLC
Copyright (c) Ecole des Hautes Etudes Commerciales

## CARTES PROFESSIONNELLES — CARTES D'AFFAIRES


**LAVALLÉE, BÉDARD, LYONNAIS, MESSIER, GASCON**

COMPTABLES AGRÉÉS

Hector Lavallée, C.A., C.P.A. — Romain-R. Bédard, C.A.
Roger Lyonnais, C.A. — Roger Messier, C.A.
Lionel Gascon, C.A. — Jean Lussier, C.A.

**10 est, rue St-Jacques** — **BE. 1039**

**J.-A. FILLION, C.A.**

H.E.C. '26

**Téléphone: LA. 2148** — **Chambre 425, 132, St-Jacques Ouest**

MONTRÉAL

**EDGAR ARMAND, C.A.**

H.E.C. '26

**Téléphone: LA. 2148** — **Chambre 425, 132, St-Jacques Ouest**

MONTRÉAL

J.-E. Maheu, C.A., C.P.A. — Jos. Bessette, C.A.
Aurélien Noël, C.A., C.P.A. — B. Robert, C.A.
Henri-L. Bélanger, C.A. — Lucien Benoit, C.A.
G. Allard, C.A. — A. Faggiolo, C.A.

**MAHEU, NOËL & BENOIT**

COMPTABLES AGRÉÉS
(Chartered Accountants)
**10 ouest, rue Saint-Jacques - Montréal**
**MA. 7754**
**22 Wellington Nord** — **Sherbrooke. Tél.: 52**

**C.-RENÉ DUFRESNE**

**Comptable Public Licencié**
***Chartered Accountant***

**660 ouest, rue Ste-Catherine, Montréal**
**PLateau 2880**

**L.-P. LORTIE**

Comptable Public Licencié
Chartered Accountant

**276 ouest, rue St-Jacques**

**Montréal** — **HA. 7990**

**CASSIDY & MAILLARD**

**LIMITÉE**

PLACAGE D'OR, ARGENT, CHROME

Réparations générales.

**BENOIT BAILLARGEON H.E.C. '21**
Président

**FR. 3108** — **1575 est, rue CRAIG**
MONTRÉAL

**Falkirk 1161**

**M.-J. LALONDE**

**LIMITÉE**

Tapis, Prélarts, Linoleums et Stores pour Fenêtres. Produits d'entretien: savons de nettoyage, cire, vernis. Refrigérateurs, laveuses électriques, radios, etc.

**M. J. Lalonde, H.E.C. '17** Président

**3032 STE-CATHERINE est, Montréal**

**VOUS POUVEZ ÉPARGNER SUR VOS ASSURANCES**

***Demandez-nous en la preuve.***

Nous désirons de bons représentants en assurance-vie. Entraînement scientifique gratuit.

**GÉNÉREUSE COMMISSION AVANÇEMENT RAPIDE**

**ROSARIO PAUZÉ & FILS**

Courtiers en assurance

**1405 rue Peel, Suite 215, Montréal** — **Tél. MA 3051**

**FAUCHER & FILS**

**LIMITÉE**

Louis-Philippe Roy, H.E.C.'33
secrétaire-trésorier

FER et ACIER

Articles de carrosserie d'automobiles

**680 ouest, rue Craig** — **Montréal**




Copyright (c) 2007 ProQuest LLC
Copyright (c) Ecole des Hautes Etudes Commerciales

en est ainsi, où iront les quelque 48,000,000 de livres de zinc contenues dans nos concentrés d'argent-zinc-plomb que nous avons expédiés aux États-Unis en 1944? Et les millions de livres de zinc produites par nos mines de cuivre-or-argent qui ont aussi été exportées chez nos voisins? La réponse des optimistes est que les réserves de zinc des Américains s'épuisent rapidement, que l'activité économique des États-Unis va se maintenir après la guerre et que c'est l'intention du gouvernement américain actuel d'enlever les barrières tarifaires. Le troisième argument manque de force, puisque la présente législation américaine pourvoit à la fixation de tarifs élevés avec la fin de la guerre. Quant aux deux autres arguments, la réalité peut se charger d'en modifier rapidement la valeur.

Pour le moment, les contrats de vente de mines avec les Américains sont terminés depuis le 31 octobre. On prévoit des importations de cuivre par les États-Unis, où la main-d'œuvre manque, d'environ 150,000 tonnes durant les six premiers mois de 1946. D'où proviendra ce cuivre? L'Amérique latine expédiera, paraît-il, la plus grande partie et le Canada, le reste. On n'est pas surpris de cette répartition quand on connaît l'importance des intérêts américains dans les mines chiliennes. Depuis que la Grande-Bretagne a annulé ses contrats avec les mines de cuivre canadiennes, au début de 1945, à cause de son manque de dollars, pour se tourner vers des pays du bloc sterling comme la Rhodésie, les États-Unis achetaient notre surplus disponible de production. Pour le cuivre, pour le zinc et le plomb, on croit que le commencement d'inflation au Mexique (zinc), au Pérou (plomb) et au Chili (cuivre) augmente le coût de production dans ces pays au point où le Canada pourra les concurrencer sans difficulté. Au fond, la question se ramène à ceci: pendant un temps limité par suite du manque de main-d'oeuvre, les États-Unis importeront du cuivre. Ils devront importer du zinc aussi longtemps que leur activité économique se maintiendra à un niveau légèrement inférieur à celui de la dernière année de guerre. Quant au plomb, dont le commerce n'intéresse guère la province de Québec, son avenir paraît plus assuré que celui du cuivre et du zinc, parce qu'il y a longtemps que le monde n'a pas découvert de mines de plomb et que la capacité de production descend peu à peu au niveau de la demande.



Copyright (c) 2007 ProQuest LLC
Copyright (c) Ecole des Hautes Etudes Commerciales

Comment est organisé notre commerce d'exportation du cuivre, du zinc et du plomb aux États-Unis? Il est entre les mains de courtiers, de même que celui de l'exportation de concentrés de zinc vers la Belgique. Les contrats, extrêmement compliqués, sont faits pour d'assez longues périodes. Habituellement, la mine canadienne reçoit pour le cuivre et le plomb le prix moyen calculé par l'*Engineering & Mining Journal* de New York, pour chaque période de deux semaines durant laquelle elle a fait des exportations, avec les modifications suivantes: le montant du fret est ordinairement payé par le *smelter* et déduit du prix de vente; les frais de réduction sont également déduits; d'autres déductions sont faites pour les impuretés, l'humidité contenue dans les concentrés et pour certains métaux considérés, à partir d'une quantité donnée, comme des impuretés; des bonis sont accordés pour les quantités de métaux précieux et vils en sus d'une certaine proportion à la tonne de concentré. Pour le zinc, c'est le prix de East St. Louis qui fait loi, avec mêmes modifications que plus haut. La mine expédiant des concentrés maintient un inspecteur en permanence au *smelter*, afin de vérifier les quantités de métaux extraites des concentrés.

Le choix du *smelter*, pour une mine, est déterminé par le taux du fret lequel est à son tour influencé par le facteur humidité.

Le cuivre québecois affiné était presque en entier vendu avant la guerre, par un seul agent, British Metal Corporation Ltd. Cette compagnie, par suite d'une entente avec les fabricants britanniques d'articles de cuivre, ne vendait pas dans l'Empire. Les droits de douane canadiens maintenaient le prix du cuivre au pays à un niveau plus élevé que celui des prix mondiaux. Notre cuivre, par suite de la protection douanière accordée, était vendu à nos fabricants d'articles de cuivre, qui n'avaient pas l'alternative d'importer du cuivre étranger. Les cartels du zinc et du plomb ont également influencé notre marché, avant 1932, mais nous n'avons guère de renseignements exacts sur ce point particulier.

Il nous reste maintenant à jeter un coup d'oeil sur les industries qui utilisent le cuivre, le zinc et le plomb dans la province de Québec. La principale de ces industries est celle de la réduction et de l'affinage qui, avec une production brute de 86,000,000 de



Copyright (c) 2007 ProQuest LLC
Copyright (c) Ecole des Hautes Etudes Commerciales

dollars se classait au deuxième rang de nos industries en 1939. Ces industries étaient en grande partie centralisées à Montréal, où l'on trouve une production de 32,000,000 de dollars de produits de métaux non ferreux et, de plus, la seule usine d'affinage du cuivre de l'est du Canada. Mais ici, aucune statistique n'est donnée afin de ne pas dévoiler la situation de la dite usine. Et dans la statistique provinciale, affinage et réduction sont présentés ensemble.

Il est malheureusement impossible de reconstituer la somme des matières minérales qui entrent dans la production des produits métalliques autres que le fer dans notre province ou dans notre ville. La valeur de ces matières premières est donnée pour l'ensemble des industries canadiennes. Nous connaissons également la valeur totale de la production canadienne et québecoise des produits métalliques autres que le fer. Mais il est ici impossible d'utiliser des pourcentages d'application, car toutes les industries de métaux autres que le fer sont loin d'employer les mêmes matières premières. De plus, nous ne connaissons pas la production de chacun des groupes d'industries à l'intérieur de la grande classe des industries de produits métalliques autres que le fer.

L'on sait cependant que l'industrie montréalaise du bronze et du cuivre employait pour 6,258,512 dollars de matières premières en 1939 et que celles des alliages de métal blanc utilisaient pour 1,195,911 dollars de matières premières. Dans toute la Province, les mêmes industries consommaient alors pour 6,353,000 et 1,195,911 dollars respectivement. C'est dire que le commerce des métaux autres que le fer et des métaux blancs avait son centre à Montréal.

* * *

Nos premières ventes d'arsenic datent de 1941. Nos deux principaux producteurs sont des mines d'or: O'Brien et Beattie. O'Brien expédie tout son arsenic brut à Deloro, Ontario, où il est affiné par la Deloro Smelting & Refining Company Limited. Beattie y expédie également la plus grande partie de sa production. L'arsenic provenant de ces deux mines valait environ 221,000 dollars représentant 2,745,000 tonnes en 1942.



Copyright (c) 2007 ProQuest LLC
Copyright (c) Ecole des Hautes Etudes Commerciales

L'arsenic blanc est mis en baril et est vendu aux fabricants d'insecticides et de verre. Il sert également à tuer des herbes et est utilisé par les chemins de fer à cette fin, pour détruire la végétation qui croît entre les rails. Il sert également à conserver le bois.

Notre production canadienne actuelle est très petite. Et pourtant, notre marché ne pourrait suffire à consommer notre production potentielle, car l'arsenic étant un sous-produit de l'affinage des métaux précieux (surtout de l'argent), se trouve avoir une production qui peut être augmentée à volonté fort au-dessus de ce qu'elle est, tandis que la consommation est nettement limitée.

Le prix américain, qui est en temps normal la base du prix mondial parce que les États-Unis importent de 10 mille à 15 mille tonnes d'arsenic par an sur une production mondiale d'environ 32 mille tonnes (États-Unis exclus), est passé de trois cents, en 1901-1905, à un maximum de 15 cents en 1917, puis à moins de trois à cinq cents la livre à New-York depuis 1932. De 1932 à 1940, environ 60 p.c. de la production canadienne d'arsenic blanc étaient exportés aux États-Unis.

* * *

En 1918, le Canada produisait 22,000 tonnes de minerai de chrome, dont 21,300 tonnes, valant 831,000 dollars, provenaient de la province de Québec. La même année, 16 mille tonnes étaient exportées, tandis que le pays importait du bichromate de soude pour 209,000 dollars.

En 1937, dernière année de production avant la guerre, la valeur de toutes les ventes canadiennes s'élevait à 43,250 dollars, dont 3,300 dollars pour le Québec. Nous importions alors des produits de chrome pour plus de 430,000 dollars.

En 1942, tout le chrome produit au Canada provenait de la province de Québec, soit 11,500 tonnes de minerai évaluées à 344,000 dollars.

Comme on le voit, seule la guerre semble rendre la vie à nos mines de chrome, par le fait qu'en temps de guerre le prix ne compte pas quand il s'agit de produire un métal indispensable.

Le chrome est habituellement mêlé à du fer. Le minerai généralement accepté doit contenir trois parties de chrome pour



Copyright (c) 2007 ProQuest LLC
Copyright (c) Ecole des Hautes Etudes Commerciales

une de fer et un minimum d'oxyde de chrome ($Cr^2O^3$). Actuellement, ce minerai se vend 43.50 dollars la tonne à l'exportation aux États-Unis, avec des variations en plus ou en moins selon la pureté du minerai, les frais de transport et de change, etc.

Des cinq ou six mines ouvertes ou réouvertes durant la guerre, combien survivront? Les exploitants de deux d'entre elles croient apparemment à leur survivance puisqu'après avoir commencé par expédier aux États-Unis le minerai brut, on y érige des moulins en vue d'y réduire le minerai. Le marché canadien de 1939 absorbait 3,750,000 livres de chrome métallique valant 54,000 dollars et des milliers de livres de produits de chrome valant près de 500,000 dollars, sans compter celles qu'utilisaient les industries d'alliages de métaux blancs. En même temps, nous importions pour près de 650,000 dollars de chrome et de produits en chrome. La consommation de 1942 s'élevait à plus de 2,360,000 dollars, dont 1,450,000 dollars pour le seul ferrochrome. Si notre industrie minière du chrome peut produire à bon compte, elle a donc un marché assuré au pays.

* * *

Nous avons eu une petite production de magnésium au début de la guerre, dans le comté de Hull, production qui était expédiée à l'usine de Dominion Magnesium, à Renfrew, Ontario. Cette production a maintenant cessé.

* * *

En 1918, les ventes canadiennes de molybdène s'établissaient à 429,000 dollars représentant la valeur de 460 tonnes.

En 1939, la production canadienne s'établissait à 2,722 livres valant 816 dollars, dont 2,240 livres valant 600 dollars dans la province de Québec. Durant la même année, nos aciéries importaient 223,000 livres de molybdate de calcium valant 136,000 dollars.

En 1942, le plus grand producteur canadien de molybdène était une mine québecoise, Quyon Molybdenite Company. Le total de la production québecoise était de 132,000 dollars sur un total canadien de 135,000 dollars. On estime qu'en 1943, la



Copyright (c) 2007 ProQuest LLC
Copyright (c) Ecole des Hautes Etudes Commerciales

production canadienne, pourtant fort augmentée par l'apport de nouvelles mines québecoises ne pourvoyait qu'à la moitié de notre consommation. Il y a donc actuellement un marché au Canada pour notre molybdène. Cependant, il n'en faudrait pas déduire que nos mines, nées de la guerre, lui survivront. La solution du problème réside dans l'abaissement des coûts de production, et c'est là une question qui ne peut être résolue dans la grande majorité des cas.

* * *

Le sélénium, comme l'arsenic, est un simple sous-produit de l'affinage d'autres métaux (cette fois, des anodes de cuivre obtenues par l'affinage de minerai or-cuivre) et dont la production peut par conséquent être réglée à volonté. En 1942, la production québecoise de 326,000 livres valant 626,000 dollars représente la plus grande partie de l'extraction du sélénium au Canada (495,000 livres valant 951,000 dollars).

Nous n'avons à peu près pas de statistiques sur l'utilisation du sélénium. Avant la guerre, l'un des plus importants usages de ce métal était celui de décolorant dans l'industrie du verre. L'on sait qu'en 1942, 3,600 livres de sélénium ont été utilisées à cet effet, soit un peu plus qu'en 1939. Ã 1.75 dollar américain la livre, cela donne environ 6,400 dollars. Avant la guerre, nous exportions d'ailleurs à peu près toute notre production sous forme d'une poudre gris-acier, ou en bâtons et tourteaux. Le prix américain (N.Y.) se maintient à 1.75 dollar la livre depuis 1939.

Le sélénium sert à de nouveaux usages depuis le début de la guerre. Il est devenu partie à certains alliages et sert dans la vulcanisation du caoutchouc. C'est ainsi qu'il pourra obtenir des débouchés pour l'après-guerre. Il reste cependant que ce marché, au Canada, est infime et qu'il faudra continuer de trouver des débouchés à l'étranger.

* * *

Ce que je viens de dire du sélénium s'applique également bien au tellure, qui est lui aussi un sous-produit obtenu à Montréal, par Canadian Copper Refiners, de l'affinage des anodes de cuivre. La seule autre usine canadienne qui récupère sélénium et tellure est celle d'International Nickel à Copper Cliff.



Copyright (c) 2007 ProQuest LLC
Copyright (c) Ecole des Hautes Etudes Commerciales

En 1939, toute la production canadienne de 3,000 livres valant 4,800 dollars se trouvait centralisée dans le Québec. Elle est vendue sous forme de bâtonnets et de planches 99 p.c. purs, et sous forme d'une poudre gris-acier. Le tellure est allié au plomb et à l'étain pour les durcir et leur permettre de résister à la corrosion.

En 1942, nous affinions du tellure venu du Manitoba et de la Saskatchewan. La production canadienne s'élevait alors à 11,000 livres valant 17,500 dollars.

La consommation canadienne dans les fonderies s'éleva en 1942 à 672 livres, ce qui montre bien l'importance de notre commerce d'exportation de tellure même pendant la guerre.

* * *

En 1939, toute la production canadienne de titane, soit 3,700 tonnes de minerai valant 21,700 dollars provenait de St-Urbain, province de Québec. La plus grande partie de ce minerai était consignée aux États-Unis, soit à Niagara Falls, où l'on fabrique du ferrotitane, soit ailleurs chez nos voisins, aux diverses usines de la General Electric. La Dupont en importait aussi autrefois pour la fabrication du blanc de titane, mais à la suite de découvertes nouvelles dans les Alleghanys, elle décida de placer ses carrières de St-Urbain au rang de réserves. Le titane est utilisé dans de nombreuses industries. Le principal consommateur est l'industrie des peintures et vernis, où le titane joue le rôle de pigment blanc. L'industrie métallurgique l'emploie également dans la fabrication d'alliages. Au Canada, nous importions du titane pour 800,000 dollars, soit 9 millions de livres, dont la plus grande partie, 7,300,000 livres, nous venait des États-Unis. Notre industrie de la peinture avait consommé 5,100,000 livres de pigments de titane valant 500,000 dollars en 1939. Le titane pur importé valait 275,000 dollars et le ferrotitane, 23,500 dollars.

En 1942, notre industrie de la peinture consommait 7 millions de livres de pigments de titane valant 580,000 dollars. Durant la même année, nous consommions 439 tonnes de ferrotitane valant 66,600 dollars; la production totale du Canada s'était alors élevée à 10,000 tonnes de minerai brut évaluées à 50,000 dollars et ces



Copyright (c) 2007 ProQuest LLC
Copyright (c) Ecole des Hautes Etudes Commerciales

10,000 tonnes pouvaient donner à peu près 4,400 tonnes de pigments de titane. Notre marché semblait donc alors capable d'absorber presque toute notre production.

On dit que les États-Unis ont maintenant la production de titane nécessaire à leur consommation. Dans ce cas, il faut se demander ce qu'il adviendra de la production canadienne après la guerre (production qui s'est multipliée par 30 depuis 1939 et a passé de 3,700 tonnes à plus de 100,000) si l'industrie de la peinture retombe, comme en 1939, à sa consommation annuelle de 2,500 tonnes de pigments de titane.

Le problème se trouve compliqué par le fait que le cartel mondial du titane, dont fait partie Canadian Titanium Pigments Ltd (filiale de National Lead et de Canadian Industries Ltd) s'oppose à l'exportation de pigments de titane par le Canada. L'enquête de la Commission McGregor a révélé récemment qu'un peu avant 1928, le Bureau des Mines avait découvert un procédé pour extraire l'oxyde du minerai de titane québecois et qu'une compagnie avait alors été formée pour exploiter le procédé. On dit que cette compagnie n'a jamais pu fonctionner à cause du cartel, et c'est ainsi que le Québec n'a jamais produit d'oxyde de titane.

— II —

L'amiante occupe le deuxième rang, pour la valeur de la production, dans la liste de nos produits miniers québecois.

C'est un minéral qui se vend sous plusieurs formes. Les diverses publications provinciales donnent la valeur des ventes pour l'amiante brut, les fibres à filer (longues) et les fibres courtes. En 1939, les ventes totales d'amiante ont été de 15,860,000 dollars; 3,122 tonnes d'amiante brut avaient été vendues 939,000 dollars, soit à un prix moyen de 300 dollars la tonne; 200,000 tonnes de fibres longues s'étaient vendues 62 dollars la tonne et avaient rapporté 12,000,000 de dollars. Enfin, les matériaux courts, soit 167,000 tonnes, avaient rapporté 2,900,000 dollars ou 17.15 dollars la tonne. Le reste était constitué par des ventes de déchets et de sous-produits.



Copyright (c) 2007 ProQuest LLC
Copyright (c) Ecole des Hautes Etudes Commerciales

En 1939, nous avons exporté 186,000 tonnes d'amiante brut et de fibre longue, soit la majeure partie de nos ventes de ces produits (203,000 t.). Nous avons également exporté 160,000 tonnes de notre fibre courte et de nos déchets, soit la très grande partie de nos ventes totales d'amiante sous cette forme (171,000 tonnes). Nous exportions donc alors presque tout notre amiante non-ouvré. Cette année-là, les États-Unis nous prenaient 225,000 tonnes sur nos exportations totales de 346,000 tonnes; la Grande-Bretagne et le Japon venaient au deuxième rang sur un pied d'égalité. Les États-Unis avaient alors importé d'un peu partout 243,000 tonnes. Nous étions donc, et de beaucoup, leur principal fournisseur. Au point de vue quantité, nos exportations chez nos voisins consistaient surtout en fibre courte. Mais, au point de vue valeur, sur des exportations totales de 7,600,000 dollars, 4,400,000 dollars provenaient de la fibre longue destinée au tissage.

Voyons maintenant ce que l'on fait avec l'amiante qui est vendu au pays. Il est, nous le savons, de bonne qualité, ne conduit pas la chaleur, mais contient souvent de l'oxyde de fer et, dans ce cas, ne peut servir de résistance électrique. De plus, il lui manque certaines qualités nécessaires à la résistance aux acides. Enfin, son poids est souvent trop lourd et cela l'empêche d'être utilisé à bord des avions. La fibre d'amiante peut être tissée; pour cet usage, les longues fibres conviennent évidemment mieux que les fibres courtes. Ces dernières peuvent servir à faire des panneaux muraux, du papier et des bardeaux. Mêlé à la peinture, l'amiante en fait un enduit ininflammable.

Nous avions dans le Québec, en 1939, 7 des 14 usines canadiennes où l'on fabriquait des produits d'amiante. Six autres se trouvaient en Ontario et une en Nouvelle-Écosse.

Les 7 usines québecoises avaient une production de 995,000 dollars. Les 7 autres usines produisaient pour 789,000 dollars. Seulement 288 employés et ouvriers québecois travaillaient à fabriquer des produits de l'amiante. La somme de leurs appointements et salaires s'élevait cependant à 334,000 dollars, soit une moyenne assez élevée. Trois usines québecoises étaient situées à Montréal, 3 dans les Cantons de l'Est et une à Valleyfield.

Il n'est pas possible de connaître avec exactitude la quantité et la valeur de l'amiante non-ouvré incorporé dans les produits



Copyright (c) 2007 ProQuest LLC
Copyright (c) Ecole des Hautes Etudes Commerciales

dits d'amiante fabriqués dans le Québec. On peut l'évaluer approximativement de la façon suivante: la valeur totale des matières premières utilisées par l'industrie canadienne de l'amiante s'établissait à 725,000 dollars en 1939; 423,000 dollars de ces matières premières avaient été utilisées dans le Québec. Sans doute y avait-il des différences dans les articles fabriqués par les diverses usines. Cependant, comme l'ensemble des usines dans le Québec et au-dehors fabriquaient à peu près les mêmes articles, on peut se risquer à appliquer aux matières premières particulières le pourcentage du total des matières premières utilisées dans Québec au grand total canadien de ces matières, soit 58 p.c. Cela donnerait environ 4,000,000 de livres de fibre d'amiante valant à peu près 100,000 dollars utilisées dans Québec. Les autres produits d'amiante donnés comme matières premières sont, en fait, des produits finis d'une autre partie de l'industrie et nous manquons de données pour pousser plus loin notre analyse sur ce point.

Par conséquent, seulement 100,000 dollars de nos ventes de 15,900,000 dollars d'amiante brut servaient de base à notre production de produits finis dans le Québec en 1939. Et cette production donnait à peu près 1,000,000 de dollars de produits finis à base d'amiante. Une partie de ces produits étaient ensuite inclus dans nos exportations canadiennes de 480,000 dollars. Mais il est à noter qu'au même moment, le Canada importait pour 1,072,000 dollars de produits finis à base d'amiante, fabriqués avec l'amiante brut, les fibres longues et courtes, que nous avions nous-mêmes exportés aux États-Unis.

La plupart des produits importés seraient de qualité supérieure à ceux que nous fabriquons ici. Telle est la raison qui m'a été donnée par certains consommateurs de ces produits, pour expliquer leur importation des États-Unis. Par ailleurs, il y a dans certains cas différence de prix. Quoi qu'il en soit, nous laissons à l'étranger le soin de transformer nos matières premières et de nous les revendre sous forme de produits finis.

* * *

Le feldspath se présente sous plusieurs qualités. La première (no 1) ne contient pas de trace de fer, et moins de 5 p.c. de quartz.



Copyright (c) 2007 ProQuest LLC
Copyright (c) Ecole des Hautes Etudes Commerciales

La seconde (standard) contient de 15 à 20 p.c. de quartz. La troisième renferme de fortes impuretés.

Plus le feldspath contient de potasse, plus bas est son point de fusion. On s'en sert dans la porcelaine pour le corps et le fini. C'est là l'usage de la première qualité de feldspath, qui sert également dans la fabrication des dents artificielles. La seconde qualité sert à faire des vernis à métaux et à briques. On se sert du no 3 comme liant dans les roues abrasives. Enfin, en moulant le feldspath bien fin, on obtient des produits à nettoyer, savons et polis.

Notre feldspath provient du comté de Papineau et une bonne partie est broyée à Buckingham, où elle rapporte de 5.80 à 6.50 dollars la tonne, brute, livrée à Buckingham.

Jusqu'en 1940, nos ventes se sont faites surtout au pays; si l'on en considère la valeur plutôt que le volume, environ 45 p.c. de notre production était exportée. Le feldspath en poudre se vendait à l'exportation 17 dollars la tonne, f.a.b. usine, au wagon, et la pierre de feldspath de 5 à 7 dollars la tonne, f.a.b. usine, au wagon.

* * *

On trouve la dolomie magnésitique à Kilmar, dans le canton de Grenville, et dans celui de Harrington, dans le comté d'Argenteuil. Ce minerai comporte, en général, de la dolomie, de la magnésite et de la serpentine exploitable commercialement. Autrefois les mines québecoises expédiaient le minerai broyé aux usines de ciment de Montréal et de Hull. Puis, des fours furent érigés sur place et on y calcina le minerai à basse température. Lavé à grande eau, le minerai ainsi calciné peut servir à la fabrication de ciments avec lesquels on fait de la tuile, du stuc et des peintures résistant à la chaleur. Avec une température plus élevée, on obtient une scorie (*klinker*) appelée dolomie vitrifiée (*dead-burned magnesite*), que l'eau n'affecte pas. Cette dolomie sert à fabriquer les briques réfractaires utilisées dans les fours des aciéries. Avec de la dolomie vitrifiée, on peut fabriquer des sels de magnésium et du magnésium. Avant la guerre de 1914, la dolomie canadienne se vendait mal, parce que les corps étrangers qu'elle renfermait la rendait inférieure à la dolomie autrichienne. Durant la guerre,



Copyright (c) 2007 ProQuest LLC
Copyright (c) Ecole des Hautes Etudes Commerciales

les usagers canadiens découvrirent que l'addition de silice et de fer permettait l'utilisation de notre minerai.

Ce n'est qu'à partir de 1918 que nous avons des détails sur la forme du produit expédié de nos mines. Nous savons que, cette année-là, la plus grande partie des expéditions, soit 21,000 tonnes sur 28,500, était faite sous forme de dolomie vitrifiée. Jusqu'en 1930, on peut suivre le détail des expéditions. Durant les dernières années de cette période, l'on voit que la proportion des envois de dolomie en *klinkers* devient de plus en plus forte. Après 1930, les statistiques détaillées cessent. Par ailleurs, depuis 1931, nous avons d'importantes statistiques sur les exportations, les importations et l'utilisation de la dolomie magnésitique.

En jetant un coup d'œil sur ces statistiques, on constate les faits suivants:

1° La production québecoise de dolomie a augmenté sans arrêt depuis 1931 jusqu'en 1936. Après une forte baisse en 1937 et surtout en 1938, elle était à la hausse en 1939 alors qu'elle valait 475,000 dollars.

2° Les exportations québecoises ont triplé de 1932 à 1938. Elles se chiffraient alors par 183,000 dollars, soit cinq fois et demie celles de 1932 et étaient à peu près toutes dirigées vers la Grande-Bretagne. Nous ne pouvons malheureusement connaître la composition de ces exportations.

3° Par ailleurs, nous savons que le Canada a importé des États-Unis pour 677,000 dollars de briques réfractaires en 1939, contre 71,000 dollars en 1932 et 384,000 dollars en 1935. Nous avons également importé pour 37,000 dollars de dolomie vitrifiée en 1939, laquelle fut utilisée à des fins diverses, et pour 17,000 de dolomie vitrifiée utilisée dans la fabrication d'isolants. Enfin, de Grande-Bretagne, nous vinrent, en 1939, 919,000 livres de carbonate de magnésium valant 41,400 dollars, et d'ailleurs, 116,000 livres du même produit valant 10,500 dollars.

4° Enfin, nous savons qu'en 1939, 22 millions de livres de dolomie valant 350,000 dollars ont été utilisées au Canada par l'industrie du fer et de l'acier, soit une augmentation de 2,400 p.c. depuis 1932. En 1937, plus de 900,000 livres de dolomie vitrifiée avaient été utilisées par l'industrie des



Copyright (c) 2007 ProQuest LLC
Copyright (c) Ecole des Hautes Etudes Commerciales

abrasifs au Canada. Il n'est fait mention d'aucune utilisation de dolomie pour cette fin en 1939.

En résumé, la valeur de la production québecoise s'élevait en 1939 à 475,000 dollars. La même année, nos exportations s'élevaient à 183,000 dollars, ce qui laissait 291,000 dollars de dolomie utilisée au pays. Notre industrie de l'acier en consommait pour 351,000 dollars, dont une grande partie en briques réfractaires. Ces briques réfractaires nous venaient des États-Unis pour une valeur de 677,000 dollars en 1939 et ce qui n'allait pas à l'industrie de l'acier était utilisé par les fonderies de métaux autres que le fer.

Il est donc clair que les mines québecoises de dolomie magnésitique ont ici même au pays un large marché potentiel pour leurs produits. Comment expliquer que l'industrie de la brique réfractaire faite de dolomie ne se soit pas mieux développée? C'est que notre dolomie ne donne pas de la magnésie d'un haut degré de pureté, de celui qui est nécessaire pour fabriquer des briques réfractaires supérieures. De même, si l'on veut extraire le magnésium de la dolomie, il faut que celle-ci donne de la magnésie très pure. De plus, il y a la question de prix. La dolomie magnésitique canadienne vitrifiée se vendait, en 1938, de 48 à 60 dollars la tonne, f.a.b. Montréal ou Toronto, et depuis 1939 le prix en est monté à 70 dollars la tonne et même dans certains cas à 90 dollars, tandis que le produit de la Californie s'est vendu durant la même période 25 dollars la tonne f.a.b. Californie, et celle du Washington, 22 dollars la tonne, f.a.b. Washington. L'écart des prix explique l'exportation des briques réfractaires américaines au Canada, puisque ces briques sont faites de matières premières se vendant à meilleur compte chez nos voisins. Cependant, vers 1942, la compagnie québecoise de Kilmar prétendait être capable de produire des briques réfractaires d'une qualité égale au produit importé et à aussi bon compte. Mais en mai 1945, des intérêts américains, fort connus par leur participation au cartel des produits réfractaires avant la guerre, ont acquis la majorité des actions de la compagnie canadienne. On peut maintenant se demander ce qui s'en vient.

* * *



Copyright (c) 2007 ProQuest LLC
Copyright (c) Ecole des Hautes Etudes Commerciales

La production de mica du Québec est passée de 436,000 livres en 1938 à 3,100,000 livres en 1943, la valeur augmentant de 73,000 à 554,000 dollars. Le Canada est, avec Madagascar, le seul producteur de mica ambré. Et c'est du Québec que vient la plus grande partie de cette production. Or le mica ambré est supérieur à tout autre par sa résistance à la chaleur. On s'en sert dans les bougies d'allumage des avions, et comme résistance électrique; c'est ce qui explique l'extraordinaire augmentation de nos ventes durant les dernières années. Ces ventes se font présentement aux États-Unis.

En temps normal, les exportations prennent la plus grande partie de notre production. Nous exportons le produit brut. Nous importons les articles fabriqués de mica. Les statistiques ne révèlent malheureusement pas de détails sur ce commerce. L'on sait que les États-Unis absorbent nos déchets de mica qui, en quantité, représentent la plus grande partie de nos ventes. L'Angleterre, par ailleurs, est notre plus gros acheteur de mica taillé et effeuillé.

Aux États-Unis, on a trouvé de nouveaux usages pour le mica en poudre dans les industries de fabrication de toitures, du caoutchouc, des peintures et boîtes de conserves. Ce sera peut-être là le salut pour quelques-unes de nos mines de mica, qui ne fonctionnent que depuis la guerre. Il ne faut pas oublier, cependant, que la concurrence de Madagascar est à la veille de reprendre. Le commerce de mica est, pour une grande partie, aux mains de courtiers et de grossistes. Il y a une infinité de prix, basés sur la grandeur des feuilles, leur pureté, leur couleur, la facilité qu'il y a de les travailler, etc.

* * *

On trouve souvent le quartz et la silice liés au feldspath. Le quartz, qui vient du comté de Papineau, est vendu à Electric Reduction Co. de Buckingham, où il sert de fondant dans la production du phosphore. Le quartz à 99 p.c., 110-220 de finesse, se vendait 15 dollars la tonne au wagon en 1939.

Le quartz et le sable siliceux sont utilisés dans la céramique et la fabrication d'abrasifs. Comme la silice se vend à un prix relativement bas et que les frais de transport en sont élevés, vu



Copyright (c) 2007 ProQuest LLC
Copyright (c) Ecole des Hautes Etudes Commerciales

son poids, l'exploitation, dans bien des cas, ne peut guère s'en faire que près des lieux d'utilisation du produit.

En 1939, le Québec produisait 105,000 tonnes de quartz et autres produits siliceux valant 369,000 dollars. La consommation canadienne s'établissait alors à 1,127,000 tonnes valant 1,469,000 dollars, tandis que le pays entier avait produit 1,583,000 tonnes valant 1,100,000 dollars. L'on voit immédiatement par ces chiffres que la valeur moyenne d'une tonne de la production canadienne vaut environ 70 cents la tonne, tandis que la production québecoise vaut près de 3.60 la tonne; c'est dire que notre silice est de haute valeur. Or c'est justement ce genre de silice que le Canada importe des États-Unis. Ainsi, en 1939, nous importions 168,000 tonnes de sable siliceux (349,000 dollars) pour l'industrie du verre, la fabrication du carborundum et le finissage des métaux (sable à jet). Malheureusement, il nous est impossible, pour les raisons données plus haut, d'aller concurrencer, en Ontario et ailleurs au pays, le sable américain provenant de gisements situés près des frontières ou expédiés en bateau sur les Grands Lacs. Il y a cependant un autre aspect à la question. L'industrie primaire du verre utilisa à elle seule 74,500 tonnes de sable siliceux valant 350,000 dollars en 1939. Le Québec avait alors 2 des 5 usines canadiennes de fabrication primaire du verre. Il y a donc place pour une plus grande utilisation pour notre sable siliceux à condition d'un développement de notre industrie primaire du verre. Et ce n'est pas tout. L'industrie primaire fournit la matière première à l'industrie des produits du verre, où le Québec n'a que 15 usines sur 68 au pays. Nous ne connaissons pas séparément les détails de la production pour l'industrie primaire et l'industrie des produits de verre. Pour les deux réunies, le Québec a une production de 4,229,000 dollars sur une production canadienne de 12,650,000. Comme on le voit, nous n'avons pas profité pleinement de nos ressources en sable siliceux, le plus important des minerais qui entrent dans la fabrication du verre.

* * *

La production de tourbe dans le Québec a augmenté énormément de 1939 à 1942. Alors qu'en 1939, nous avions vendu



Copyright (c) 2007 ProQuest LLC
Copyright (c) Ecole des Hautes Etudes Commerciales

pour 24,000 dollars de tourbe, nos ventes de 1942 s'élevaient à près de 200,000 dollars, dont les neuf dixièmes étaient exportées aux États-Unis. De nos ventes, 121,000 dollars représentaient de la tourbe utilisée par les acheteurs comme litières pour les animaux de ferme; de la tourbe pour 74,000 dollars servait à engraisser les sols et 2,000 dollars de tourbe étaient utilisés dans la fabrication d'isolants. La vente se fait habituellement en balles de 75 à 130 livres.

La production de la Colombie canadienne était exportée aux États-Unis où l'industrie du magnésium l'utilisait. Comme il n'y a pas d'usine de magnésium dans le nord-est des États-Unis, il n'est pas question d'un pareil marché pour nos producteurs.

* * *

La province de Québec a déjà produit, avant 1891, plus de 30,000 tonnes de phosphates par année. Aujourd'hui, la situation est bien changée. En 1939, nous avons produit 157 tonnes valant 1,712 dollars. Le tout est utilisé par Electric Reduction Co. de Buckingham dans sa fabrication de phosphore. Cette compagnie a été le seul acheteur québecois de phosphates (apatite) depuis nombre d'années.

Le prix payé par Electric Reduction en 1940 était de 11 dollars la tonne à 80 p.c., plus ou moins 14 cents par unité au-dessus ou au-dessous de ce degré de pureté.

Aujourd'hui, quelques autres compagnies dans l'est canadien achètent des phosphates pour en faire des engrais. Elles utilisent les phosphates de Floride, dont la mise sur le marché, en 1890, a fait baisser les prix et fermer nos mines. Actuellement, ces phosphates américains se vendent 15 dollars la tonne à 75 p.c. f.a.b. destination. Les mêmes produits se vendent 2.90 dollars f.a.b. point de départ. Malgré les frais de transport élevés, bien rares sont nos mines de phosphates qui peuvent subsister en face de pareille concurrence. Aussi les importations fournissent-elles la très grande partie de la matière première requise par notre industrie. À Buckingham, on fabrique divers produits chimiques à base de phosphate et du ferro-phosphate.

* * *



Copyright (c) 2007 ProQuest LLC
Copyright (c) Ecole des Hautes Etudes Commerciales

## TRUST GÉNÉRAL DU CANADA

**Roméo Bertrand**, H.E.C. '27, trésorier — **René Morin**, directeur général — **Jean Casgrain**, secrétaire

**EXÉCUTEUR TESTAMENTAIRE - ADMINISTRATEUR**

**112 ouest, rue St-Jacques**
**Montréal**

**Biens en régie: $104,560,465.05**

**71, rue St-Pierre**
**Québec**
Gérant à Québec: **Maurice Désy**

## PAUL GONTHIER & CIE
**LIMITÉE**

*VALEURS DE PLACEMENT*

Roger Bélanger, président
Gaston Thibodeau

**MONTRÉAL**

Gustave Catellier, vice-président
Charles-J. Dupuis

Achète BIEN
qui achète
chez

**Dupuis Frères**
LIMITÉE

Magasin à rayons:
*865 est, rue Ste-Catherine*

•

Comptoir Postal:
*780, rue Brewster*

•

Succ. magasin pour hommes:
*Hôtel Windsor*

MAISON RENÉ-T. LECLERC 1901

## CONFIANCE et SPÉCIALISATION

Il n'est pas de commerce où le facteur CONFIANCE occupe une place plus importante que celui de négociant ou de courtier en valeurs.

Pour vos placements, pour vos spéculations—consultez vos confrères SPÉCIALISÉS, adressez-vous à une maison H.E.C. par excellence.

CAPITAUX ET ADMINISTRATION
Aristide Cousineau, H.E.C. 1917

PERSONNEL
Paul Bertrand H.E.C. 1925
Fernand Rochon H.E.C. 1923

**RENÉ-T. LECLERC**
Incorporée
**240 ouest, rue St-Jacques,**
**MONTRÉAL**

## C.-E. RACINE & CIE, Limitée
COURTIERS EN DOUANE ET TRANSITAIRES
**Dédouanement — Exportation — Drawbacks**

**CHEZ**

# DÉOM FRÈRES

**On est assuré de trouver les nouveautés littéraires et scientifiques et les belles reliures d'art.**




Copyright (c) 2007 ProQuest LLC
Copyright (c) Ecole des Hautes Etudes Commerciales




Les maitresses de maison qui en font l'essai
savent combien tous apprécient

*Les savoureux*
**Biscuits DAVID**

DAVID & FRÈRE
LIMITÉE
MONTRÉAL

ROLAND PHILIE, H.E.C. '21
Gérant.

**RAVARY**
**LIMITÉE**

•

Quincaillerie
Appareils de plomberie
et chauffage
GROS ET DÉTAIL

•

**3767 est, rue STE-CATHERINE**
**MONTRÉAL**

**Téléphone: FAlkirk 1164-65**

MEUBLES NOUVEAUX
CONFORTABLES
BON MARCHÉ

*chez*

**Ls'Valiquette**

*spécialistes du meuble*
*depuis 50 ans*

**915 est, rue Ste-Catherine**
**PLateau 8811**




Copyright (c) 2007 ProQuest LLC
Copyright (c) Ecole des Hautes Etudes Commerciales

En 1939, le Québec a produit 122,000 tonnes de pyrite contenant 61,500 tonnes de soufre. Noranda et Aldermac sont les deux producteurs depuis 1940. Aldermac expédie ses concentrés de cuivre à Noranda, où le soufre est obtenu à la réduction du cuivre, tandis que la pyrite de fer produite à la même mine est vendue partie aux États-Unis, partie aux Trois-Rivières, où la St. Lawrence Paper Mills Co. s'en sert. Le prix coûtant de la pyrite de fer à Aldermac est environ un dollar la tonne et le cuivre contenu dans le minerai couvre les frais, la pyrite représentant un profit net.

Noranda revend les concentrés de pyrite aux fabricants d'acide sulfurique. De plus, la compagnie récupère le soufre des gaz émanant de l'affinage du cuivre à Montréal-Est.

Le prix du soufre est de 5 cents l'unité (22.4 livres) de soufre pour des livraisons d'une tonne de 2,240 livres, f.a.b. wagon à la mine.

En 1939, la très grande partie du soufre consommé au Canada l'a été par l'industrie du papier (126,818 tonnes de soufre valant 2,763,657 dollars). Il est donc probable qu'une production plus forte de soufre dans notre province trouverait immédiatement un débouché.

Mais comme le soufre n'est pour le moment qu'un sous-produit de l'extraction du cuivre, il n'y a pas lieu de s'attendre à une augmentation de notre production.

* * *

L'ocre brute et les oxydes de fer sont vendus, la première pour purifier le gaz de houille, les seconds, comme pigments, à l'industrie de la peinture. Sherwin-Williams Co. of Canada Ltd possède ses propres usines dans le comté de Champlain, où elle calcine les oxydes.

L'ocre brute séchée se vend de 3.30 à 3.40 dollars la tonne, f.a.b. mines.

Le marché est donc limité aux productions de coke et de gaz et aux fabricants de peintures et vernis.

* * *



Copyright (c) 2007 ProQuest LLC
Copyright (c) Ecole des Hautes Etudes Commerciales

Le talc et le stéatite sont vendus sous forme de blocs qui servent à la construction de fours dans l'industrie de la pâte à papier, de talc pulvérisé et de crayons de stéatite dont se servent les tailleurs. On fait également des monuments en stéatite.

Le prix des blocs de stéatite est tombé de moitié durant les dernières années, soit de 4 à 2 dollars le pied cube, par suite d'une diminution de l'utilisation de ce minerai dans les fours à pâte et de l'augmentation de la concurrence en général.

Pour le talc pulvérisé, on obtient une infinité de prix selon la pureté, la couleur, la grosseur du grain, etc. On se sert des variétés inférieures dans la confection des toitures et dans l'industrie du caoutchouc. La variété supérieure est utilisée dans l'industrie des cosmétiques et du textile.

En 1942, le Québec a vendu à peu près 3,000 tonnes de stéatite en blocs taillés et quelque 10,000 tonnes de talc pulvérisé.

* * *

Dans le cas des produits de l'argile, il ne s'agit pas ici directement ni nécessairement de minerais québecois. Les briques, les tuyaux et la tuile peuvent être fabriqués avec de l'argile et des schistes locaux ou avec de l'argile importé. Nous n'avons pas de détails sur ces points.

Nous savons qu'en 1939 nous avons fabriqué dans la Province pour 1,275,000 dollars de produits d'argile et de schiste dont 935,000 dollars de briques à bâtir, 103,000 dollars de tuyaux de drainage et d'égout et 236,000 dollars de tuiles de construction. En 1942, les ventes totales s'élevaient à 1,735,000 dollars réparties comme suit: briques, 1,067,000; tuyaux, 230,000; tuiles, 398,000; poterie, 39,400. Nous n'avons pas d'argile réfractaire dans la Province mais, en 1941, nous avons commencé à vendre des produits de poterie. Ce commerce devrait prendre un nouvel essor avec la découverte et l'utilisation du kaolin d'Arundel. Déjà en 1942, l'augmentation sur 1941 était considérable, puisque nos ventes de poterie passaient de 14,000 à 39,400 dollars. À trois reprises depuis 1928, nous avons produit de petites quantités de kaolin. À chaque fois, les dépôts se sont épuisés rapidement.



Copyright (c) 2007 ProQuest LLC
Copyright (c) Ecole des Hautes Etudes Commerciales

— III —

La province de Québec est le plus grand producteur de ciment du Canada. En 1939, nous avons vendu 3,000,000 de barils sur un total de 5,700,000 barils pour le pays et la valeur de nos ventes était de 4 millions de dollars sur un total de 8,500,000. Comme l'on voit par ces chiffres, la valeur au baril de notre ciment est inférieure à la moyenne canadienne. Le prix du ciment ne varie guère. Après avoir augmenté très légèrement de 1931 à 1935, il a ensuite subi une diminution de 2.79 à 2.35 (prix maximum) le baril de 1936 à 1939 (le prix minimum est de 1.25 dollar depuis 1932). La consommation, après s'être maintenue assez bien au début de la crise, est ensuite tombée de moitié et ne s'est pas relevée jusqu'à la guerre.

La guerre a augmenté considérablement la consommation, qui est passée de 5,700,000 barils en 1939 à 8,900,000 barils en 1942. Le prix maximum est revenu, en 1941, à 2.70 dollars le baril. Cependant, ce n'est pas encore la grande prospérité pour cette industrie dont la capacité quotidienne, quoique tombée de 43,000 barils par jour en 1933 à 35,000 en 1939 et à 39,650 barils en 1942, avec réduction du nombre de fours de 41 à 19, est encore au-dessus de la production courante de quelque 28,000 barils par jour. Le suroutillage est le grand problème de l'industrie du ciment et il ne semble pas prêt d'être résolu.

L'exportation ne paraît pas un remède à la situation de notre industrie, puisque les États-Unis, qui produisent au moins à aussi bon compte que nous, ont eux-mêmes une capacité de production beaucoup trop forte pour leurs besoins internes. D'ailleurs, le produit est trop lourd pour être transporté à bon compte.

Les principaux produits miniers utilisés par notre industrie du ciment sont la pierre à chaux, le gypse, le sable (silice) et l'argile.

Le ciment sert lui-même de matière première en 1939 à 1,250,000 dollars de produits fabriqués dans la province de Québec dont le principal était le *ready mixed concrete*, (valeur: 559,000 dollars). Venaient ensuite les briques de ciment (192,000 dollars), les tuyaux (172,000 dollars), la pierre artificielle (61,000 dollars) et les blocs de ciment (30,000 dollars). L'Ontario, qui produisait, en 1939, 1,709,000 barils de ciment, soit 57 p.c. de la production



Copyright (c) 2007 ProQuest LLC
Copyright (c) Ecole des Hautes Etudes Commerciales

du Québec, fabriquait pourtant pour 1,900,000 dollars de produits du ciment, soit 50 p.c. de plus que le Québec. Évidemment, tous ces produits contenaient d'autres matières que le ciment. L'on sait cependant que le ciment utilisé par ces industries valait, en 1939, 279,000 dollars dans le Québec contre 432,000 dollars en Ontario. Nous n'avons pas de statistiques comparables pour les années de guerre.

Enfin, le ciment est utilisé directement par l'industrie de la construction qui en est d'ailleurs, et de beaucoup, le plus grand consommateur puisque, comme nous l'avons vu précédemment, nos ventes québecoises de ciment s'élevaient, en 1939, à 3,000,000 de dollars, dont 279,000 seulement aux industries fabriquant les produits du ciment.

* * *

En 1939, la province de Québec produisait 110,000 tonnes de chaux vive valant 707,000 dollars. Voici quelle était notre consommation du même produit:

| | tonnes | dollars |
|---|---|---|
| Industrie du bâtiment | 8,907 | 75,995 |
| Procédés chimiques: | | |
| Pulpe et papier | 77,252 | 412,515 |
| Mines d'or | 5,197 | 38,082 |
| Autres | 36,030 | 250,051 |
| Usages divers | 6,945 | 67,412 |
| | 134,331 | 844,055 |

En 1939, également, notre production de chaux hydratée se chiffrait par 27,608 tonnes valant 135,850 dollars. Voici comment se répartissait la consommation de ce produit:

| | tonnes | dollars |
|---|---|---|
| Industrie du bâtiment | 1,489 | 17,823 |
| Procédés chimiques: | | |
| Fours de fer et aciéries | 14,236 | 42,878 |
| Pulpe et papier | 5,868 | 41,297 |
| Autres | 2,196 | 13,504 |
| Usages divers | 2,994 | 23,515 |
| | 26,783 | 139,017 |



Copyright (c) 2007 ProQuest LLC
Copyright (c) Ecole des Hautes Etudes Commerciales

Notons en passant que les producteurs canadiens de chaux consommaient eux-mêmes 264,000 des 552,000 tonnes qu'ils avaient produites en 1939.

La chaux vive se vend en morceaux ou pulvérisée. Les morceaux sont habituellement placés dans un baril; la chaux pulvérisée se vend en sacs.

La chaux hydratée se vend habituellement sous forme d'une poudre très fine en sacs de 50 livres.

Nos exportations canadiennes de chaux et de produits de la chaux, dans lesquelles le Québec devait avoir sa part, s'élevaient en 1939 à 135,000 dollars environ.

Les importations s'élevaient à près de 200,000 dollars et comprenaient 11,200,000 livres de chlorure de calcium valant 104,000 dollars. Ce produit servait à l'entretien des routes.

En 1943, la production avait énormément augmenté. Le Québec avait doublé la quantité de chaux vive produite en 1939, avec un total de 263,000 tonnes valant près de deux fois et demie la production de 1939, soit deux millions de dollars. La production de chaux hydratée avait aussi augmenté considérablement et se chiffrait par 350,000 tonnes valant 2,300,000 dollars.

Le commerce avait aussi changé de cours. Pendant que l'utilisation de la chaux vive dans l'industrie du bâtiment tombait de 25 p.c., et dans les industries diverses de 35 p.c., les usages de ce produit dans les réactions chimiques prenaient un essor considérable. Ainsi, la quantité de chaux vive utilisée dans les ateliers de réduction de métaux autres que le fer se multipliait par plus de 25 fois. Pourtant, la valeur de tous les produits traités par cette industrie n'était passée de 1939 à 1942 que de 155,000,000 à 259,000,000 de dollars. On pourrait croire que cette disproportion entre l'augmentation de la production de l'industrie de la réduction des métaux autres que le fer et celle de l'utilisation de la chaux dans cette industrie indique de nouveaux usages pour la chaux. En fait, l'explication est ailleurs. C'est que l'industrie de la réduction des métaux autres que le fer comprend l'aluminium, et c'est là que la chaux est utilisée.

L'utilisation de la chaux est cependant tombée de 60 p.c. dans les mines d'or, privées de leur main-d'œuvre; a augmenté de 35 p.c. dans les fabriques de pâte et papier et est tombée au



Copyright (c) 2007 ProQuest LLC
Copyright (c) Ecole des Hautes Etudes Commerciales

septième de ce qu'elle était avant la guerre dans les raffineries de sucre. Elle est passée en même temps de 36,000 tonnes valant 250,000 dollars, à 139,000 tonnes valant 1,200,000 dollars dans les industries chimiques diverses qui se trouvaient ainsi à absorber plus de la moitié de notre production.

La chaux hydratée présente le même tableau de développement que la chaux vive, par rapport à 1939. Diminution de l'utilisation sur la ferme, mais augmentation considérable dans la construction. Multiplication de près de six fois dans les ateliers de réduction de métaux autres que le fer, qui en sont devenus les pricipaux usagers avec 75,000 tonnes valant 250,000 dollars et augmentation de 50 p.c. dans les fabriques de pâte et papier. Dans les fours et aciéries, l'utilisation de la chaux s'est multipliée par 5 en 1939 et 1942.

Comme on voit, les augmentations sont en général considérables et, par rapport à l'augmentation de la production des industries qui ont augmenté leur consommation de chaux, dans une proportion qui montre que la chaux vive a reçu de nouveaux usages. Par ailleurs, les diminutions sont évidemment d'une nature temporaire. On peut donc croire que le sort de notre industrie de la chaux, dans laquelle travaillaient, en 1943, 337 individus gagnant 429,000 dollars, a vu sa position s'améliorer d'une façon permanente durant les dernières années. Ã noter cependant que l'accroissement de l'utilisation de la chaux hydratée dans l'industrie de l'aluminium pourrait bien être considérablement réduite après la guerre et que cette utilisation représente 70 p.c. de notre production québecoise de chaux hydratée, laquelle, à son tour, ne représente cependant que 12 p.c. de notre production combinée de chaux vive et hydratée.

Quant aux exportations canadiennes, elles comportent un nouveau produit à base de chaux appelé carbure de calcium, d'une valeur de 6,100,000 dollars en 1943, qui viendrait en bonne partie d'une usine de Shawinigan Falls. Il est cependant impossible de savoir quelle quantité de chaux est utilisée dans ce produit.

Nos importations sont très faibles.

* * *



Copyright (c) 2007 ProQuest LLC
Copyright (c) Ecole des Hautes Etudes Commerciales

En 1939, la production du calcaire industriel dans la Province s'élevait à 112,000 tonnes valant 147,000 dollars. La plus grande partie, soit 74,000 tonnes valant 83,000 dollars, a été utilisée dans les fabriques de pâte et de papier; 34,000 tonnes valant 52,000 dollars ont été broyées pour usage agricole. Quelque 4,000 tonnes valant 8,000 dollars on été utilisées comme fondant dans l'industrie. Nous n'avons pas de statistiques sur l'utilisation du calcaire industriel depuis 1939.

* * *

En 1939, la production de marne dans la province de Québec a été de 81,000 tonnes valant 32,000 dollars. Elle a été entièrement utilisée pour amender les sols. Il n'y a pas de statistiques depuis 1939.

* * *

En 1939, la province de Québec tenait le premier rang au Canada pour la quantité de sable et de gravier produite, soit 10 millions de tonnes. La valeur de cette production était cependant inférieure d'un cinquième à celle de l'Ontario, pourtant plus petite.

Le sable et le gravier québecois étaient vendus et utilisés surtout pour l'entretien des routes (6,700,000 tonnes de ces matériaux valant 1,600,000 dollars). Les chemins de fer en avaient acheté 530,000 tonnes valant 94,000 dollars et s'en servaient comme ballast. De plus, 800,000 tonnes de sable seul, sans gravier, valant 240,000 dollars, avaient été utilisées dans la construction de maisons et de routes de ciment. Enfin, 2 millions de tonnes de gravier concassé valant 774,000 dollars avaient été vendues pour diverses fins.

Nous ne produisons pas de sable propre à la fabrication de moules industriels, sable qui se vend normalement de 1 à 3 dollars la tonne, contre 30 cents ou moins la tonne pour le sable et le gravier servant dans la construction d'édifices et de routes.



Copyright (c) 2007 ProQuest LLC
Copyright (c) Ecole des Hautes Etudes Commerciales

Comme on peut se l'imaginer par les renseignements ci-dessus, les sables et les graviers sont directement vendus aux consommateurs. Ce sont là des produits lourds et impropres aux transports sur de longues distances. Comme la très grande partie de la production en est utilisée dans la construction et l'entretien des routes et des chemins de fer, les carrières sont ouvertes et fermées à tour de rôle un peu partout dans la Province, ce qui en rend l'opération extrêmement instable. La multiplicité des carrières rend d'ailleurs la concurrence très violente.

* * *

Sous le titre général de pierre, on range des produits dont les qualités sont différentes et les méthodes d'exploitation et d'utilisation variées, dont les prix s'établissent à des niveaux divers, dont les usages ne sont pas les mêmes dans bien des cas. Voyons comment on peut les grouper.

D'abord, l'exploitation d'une carrière de pierre donne toujours des débris qui, classés selon certains standards et, au besoin, physiquement divisés de nouveau, forment ce qu'on appelle la pierre concassée. Le tableau suivant montre l'importance de chaque genre de pierre concassée dans la province de Québec en 1939.

| | tonnes | dollars |
|---|---|---|
| Pierre à chaux | 1,523,174 | 1,107,911 |
| Grès | 112,403 | 132,062 |
| Granit | 351,187 | 356,714 |
| | 1,992,764 | 1,601,687 |

La quantité de pierre concassée, tel que rapportée dans le tableau ci-dessus, représente plus des deux-tiers de la production totale de la Province. Mais cette pierre concassée valait moins de la moitié de notre production totale de pierre.

Dans bien des cas, le gouvernement provincial et les municipalités exploitaient des carrières. C'est ainsi que 40 p.c. de la production de granit concassé était produite, en 1939, par des



Copyright (c) 2007 ProQuest LLC
Copyright (c) Ecole des Hautes Etudes Commerciales

carrières non commerciales; de plus, on sait également que 54 p.c. de cette même production était utilisée sur place par les producteurs. Les carrières commerciales de granit ne retiraient que 1.10 dollar la tonne pour le granit concassé. Le granit constitue une excellente base pour les grandes routes et les voies de chemin de fer. C'est un usage qui en maintient le prix en temps de crise, par suite des travaux publics.

Quant aux grès, à l'ardoise et au schiste concassés, on les utilisait surtout dans la construction des routes, et aussi des quais, dans la région du Bas Saint-Laurent. Le grès concassé se vendait environ 1.45 dollar la tonne; l'ardoise et le schiste, 1.40 dollar. De façon générale, le peu de valeur de la pierre concassée par rapport à son poids en limite la vente aux alentours des lieux de production.

Toutes les pierres concassées peuvent être utilisées dans l'industrie de la construction des bâtiments. Cette industrie utilise également de la pierre de taille. Voici comment, en 1939, l'industrie du bâtiment consommait la pierre:

| | | | |
|---|---|---|---|
| 18,900 | tonnes | de chaux à bâtir valant..... | 174,000 dollars |
| 1,523,000 | " | " pierre calcaire " ..... | 1,107,000 " |
| 1,031 | " | " marbre en bloc..... | — |
| 3,326 | " | " " " moellons..... | — |
| 2,131 | " | " " concassé..... | — |
| 39,000 | " | " grès..... | 117,000 " |
| | du granit | (brut: 6 dollars la tonne)... | 282,000 " |
| | | (ouvré: 33 dollars la tonne). | |

On sait qu'environ 140,000 tonnes de granit sur les 500,000 utilisées dans la Province étaient consommées par l'industrie de la construction, celle des pavages et celles des monuments. Nous n'avons cependant pas de détails sur les quantités utilisées dans chaque cas, mais nous savons que le granit utilisé comme bordures de trottoir se vendait plus de 5 dollars la tonne en 1939, et les blocs de pavage, plus de 8 dollars. Nous savons également que le granit utilisé dans la fabrication des monuments valait 324,000 dollars en 1939, que cette valeur était tombée à 262,000 dollars en 1942, tandis que l'industrie du bâtiment en utilisait, en cette dernière année, pour 487,000 dollars; que du granit pour 144,000



Copyright (c) 2007 ProQuest LLC
Copyright (c) Ecole des Hautes Etudes Commerciales

dollars avait été acheté par les papeteries, tandis que du granit concassé pour 2,200,000 dollars avait trouvé acquéreur dans différentes industries.

Notre granit compte parmi les meilleurs au monde. Le prix en est plus bas que celui du marbre et il remplace souvent celui-ci dans la construction. D'ailleurs, le marbre n'est utilisé que pour certains types de bâtiments qui ne sont construits pour bien dire qu'en temps de prospérité, et encore, pour des fins particulières. (C'est ainsi que la prospérité qui a accompagné la guerre n'a pas empêché une diminution de l'utilisation du marbre dans la construction). Durant la guerre, nous avons exporté notre granit aux États-Unis, privés de leur source habituelle d'approvisionnement, la Scandinavie. Une publicité intelligente autour de notre granit devrait nous conserver au moins partiellement le marché américain.

Quant à la pierre à chaux, elle sert également dans l'industrie des monuments. En 1939, 77 p.c. de la production de cette pierre était utilisée sur place par l'industrie du bâtiment (ciment) et celle des monuments. Mais le reste de la production de pierre à chaux a de multiples usages, par exemple pour l'enrichissement des sols et dans l'industrie chimique. Elle se vend en bloc ou en poudre, au pied cube ou au sac de cent livres. Les usages variés qu'on en fait proviennent de ce que la pierre à chaux peut présenter une grande variété de caractéristiques, de sorte que chaque carrière a ses problèmes de vente.

* * *

Voilà terminée la revue des marchés de nos produits miniers. On aura constaté l'immense variété des problèmes que présente la vente de ces produits, à cause de facteurs aussi divers que leur nature physique différente, le nombre de producteurs, l'importance de notre commerce extérieur, le rôle plus ou moins grand des producteurs étrangers dans le commerce mondial et enfin la politique douanière de nos acheteurs potentiels. J'ai dit au début de ce travail qu'il me serait impossible d'en tirer des conclusions.



Copyright (c) 2007 ProQuest LLC
Copyright (c) Ecole des Hautes Etudes Commerciales

Je me contenterai de quelques remarques destinées à mettre en évidence certains faits que l'accumulation des détails a pu masquer!

D'abord, l'or qui est notre grande richesse minière, semble assuré, pour des années à venir, d'une situation privilégiée dans le monde. Mais devant le lancement en série de nouvelles mines d'or, on peut exprimer quelque crainte sur l'aboutissement de tous ces efforts, parce que la disparition de la prime du dollar américain empêcherait beaucoup de mines marginales de fonctionner. Ne condamnons pas le placement dans les mines potentielles, puisque c'est là le seul moyen de développer les mines réelles; Constatons seulement que l'or, notre principal produit minier, ne sera extrait de quelques-unes de nos mines qu'à la suite du maintien de certaines conditions qui n'ont rien à faire avec l'or lui-même.

Ensuite, le cuivre et le zinc, dont la production semble devoir augmenter dans le Québec à la suite de découvertes récentes, sont essentiellement des articles d'exportation. Notre problème: maintenir au minimum nos coûts de production afin de pouvoir concurrencer sur les marchés mondiaux les produits tout à fait identiques de l'Amérique du Sud et de l'Afrique. Notre espoir: le marché américain qui pourrait absorber de fortes quantités de notre cuivre et de notre zinc, au moins pendant quelques années, si le gouvernement des États-Unis veut bien favoriser l'exportateur canadien. Une alternative: transformer nous-mêmes nos métaux en produits finis et exporter les produits finis. Seule la transformation du métal en produit fini lui confère un caractère distinct et des avantages particuliers. Un cas spécial: celui des producteurs de minerai or-cuivre, où le bénéfice réalisé à la vente de l'or permet la vente du cuivre à perte.

L'amiante? Pourquoi achetons-nous de l'étranger le produit fabriqué avec l'amiante que nous avons exporté brut?

Et pour beaucoup de produits miniers, entre autres pour le titane et la dolomie magnésitique, quel sera le rôle des cartels internationaux après la guerre?

Il ne me reste qu'à souhaiter que les Canadiens français s'intéressent davantage au commerce de nos produits miniers. On



Copyright (c) 2007 ProQuest LLC
Copyright (c) Ecole des Hautes Etudes Commerciales

relève bien quelques noms français dans la production de ces produits et dans le financement de nos mines; dans le commerce des produits miniers, bruts ou ouvrés, mes recherches m'ont montré que très rares sont les Canadiens français qui font carrière dans ce domaine. Si, par hasard, le présent article pouvait contribuer à intéresser les nôtres à nos mines, et à un autre point de vue que celui de la spéculation à la Bourse, si en outre, il incitait quelqu'un à poursuivre les études que je n'ai fait qu'ébaucher, il aura rempli son but.

Roger CHARBONNEAU,
*professeur à l'École des Hautes Études commerciales (Montréal).*



Copyright (c) 2007 ProQuest LLC
Copyright (c) Ecole des Hautes Etudes Commerciales

# Pyrite Flotation at Aldermac, Quebec

BY W. G. HUBLER*

(Annual General Meeting, Montreal, Que., April, 1932)

## HISTORY

THE Aldermac mine is situated on the Nipissing Central railway near the centre of the township of Boischatel, Quebec, and is about ten miles west of Noranda. Aldermac Mines, Limited, is a subsidiary company of Towagamac Exploration Company.

The property was staked by Messrs. Alderson and MacKay and McMartin, during the winter of 1922-23.

During October, 1925, a copper discovery was made by K. W. Fritzsche, who was in charge of exploration work at that time, the first trench on this discovery averaging 8 per cent copper over a width of ten feet. This led to the discovery of another body 200 feet to the north, with an average of 3 per cent copper over fifteen feet in width. A magnetic survey was then carried out which led to the location of the large pyrite ore-bodies which have been developed in the past few years. Development work was carried on to a depth of 1,125 feet, and approximately three million tons of massive pyrite ore was indicated.

Extensive metallurgical tests were conducted in the laboratories of the Mines Branch of the Department of Mines at Ottawa to determine the proper metallurgical treatment and the economic possibilities of the ore. Owing to the comparatively low copper content, and the uncertainty of the copper market, it was doubtful if the mine could be profitably operated for the production of copper alone. Messrs. Alderson & MacKay, however, realized the possibility of utilizing the large tonnage of pyrite as a substitute for native sulphur, which in past years has been imported into Canada for the manufacture of acid and sulphate pulp in paper mills. They therefore organized the Sulphite Research Corporation with the object of developing an economical process of utilizing the pyrite.

The formation of this Company resulted in the development of the Freeman flash-roasting process, which is now used on a commercial scale in the St. Lawrence Pulp & Paper Company's mill at Three Rivers, Quebec.

Due to the success of the Freeman process, a decision was made to construct a concentrator at Aldermac to separate a copper concentrate from the

* Consulting Metallurgist, Aldermac Mines, Limited.

pyrite, and to produce a pyrite concentrate suitable for use in flash roasting.

A 500-ton flotation concentrator was constructed late in 1931, so designed that the tonnage can be increased to 1,000 tons at little additional capital cost. A test run of two months has been made, which has proved the mill to be capable of all it was designed for, and has demonstrated that a high-grade pyrite, very desirable for flash roasting purposes, can be produced.

## THE ALDERMAC ORE-BODIES

The Aldermac ore occurs as a nearly complete replacement in brecciated lava flows of Keewatin age. In shape, the ore-bodies are roughly lenticular. Three of these lenses are from 30 to 180 feet wide and 200 to 300 feet long, with the vertical extent about 500 feet. In the course of development work a number of smaller lenses have been intersected, and their dimensions have yet to be determined.

The ore consists chiefly of pyrite, with minor amounts of magnetite and pyrrhotite and still smaller amounts of chalcopyrite, sphalerite, and galena. The two last named are present in such small quantity that no attempt is made to recover them. The gangue minerals are quartz, albite, and minute particles of the original rock.

The ore rich in pyrrhotite usually contains a higher percentage of chalcopyrite than the almost massive pyritic ore, as the former mineral is more readily replaced by chalcopyrite than is pyrite. In the pyritic ore, the copper sulphide is deposited only in thin films along fracture planes traversing the pyrite grains or in the interstitial spaces between the grains.

The chalcopyrite and pyrite minerals are not so intimately associated as to require excessively fine grinding. Mill tests indicate that a grind of 65 per cent −200 mesh will be sufficient to allow a separation to be made.

## TRANSPORTATION

The mine is two miles from the Nipissing Central railway by gravel surfaced truck road, although in a direct line the distance is only 5,750 feet. There is a difference of 154 feet in elevation between the mine and railway siding.

Owing to the rough nature of the country and the difference in elevation, a three-mile spur would be required to serve the mine direct by train service. The estimated cost of such a spur is $100,000, and costs over this distance would amount to 27 cents per ton. This cost would be so excessive that some alternative method of transportation was considered.

After investigation of costs of different methods of transportation, it was decided to build the concentrator at the mine and pump the concentrates to a filter plant located at the railway siding. A description of the pumping plant and discussion of costs will be taken up later in this paper.

### WATER SUPPLY

Water is obtained from a small lake situated about 1,000 feet from the concentrator and also from the underground workings of the mine, which supply about 80 g.p.m. The water, both from the mine and the lake, does not contain any interfering elements which would be detrimental to flotation. Water for the filter plant is obtained from the copper thickener overflow.

### POWER

Power is purchased from the Northern Quebec Power Company, through their sub-station at Noranda, and carried to the mine at 12,000 volts, 25-cycle. At the mine, the current is stepped down to 550 volts for all plant motors and to 110 volts for the lighting circuits. Power distribution from mine sub-station to plant is made by means of underground conduit—no overhead transmission lines are in use. Installed h.p. is as follows:

| | |
|---|---|
| Crushing and conveying | 175 h.p. |
| Grinding and classifying | 240 h.p. |
| Flotation | 111 h.p. |
| Flotation feed pumps | 10 h.p. |
| Concentrate pumps | 40 h.p. |
| Filtering, thickening, drying, and stock piling | 82 h.p. |
| Total | 658 h.p. |

### THE MILL

Mill buildings are of British Columbia fir, frame construction, sheeted with locally purchased shiplap which is covered with one layer of 10 lb. asphalt felt paper, over which asbestoside is applied. Roofs are sheeted with shiplap covered with one layer of 10 lb. felt paper over which 60 lb. prepared roofing is laid. The 60 lb. prepared roofing is the first layer of a built-up roof, so that, at any time it is desired, a built-up roof may be applied without waste of the present roofing. Concentrator roof trusses are so designed that a minimum of posts are used, and for clear vision and absence of obstructions, the mill compares favourably with one of steel construction.

### CRUSHING

Ore is hoisted in cars and dumped directly into a 300-ton primary-ore bin from which it is fed by means of a 30-inch belt conveyor to a 24 by 36 Canadian Ingersoll-Rand primary breaker equipped with fine crushing jaws and *V* rope drive. One regulation to the crusher feeder is made by means of a ball-and-chain gate. The primary breaker delivers a product of maximum 4-inch size and is so located that it is impossible for grease or oil to get into

the ore and contaminate it for flotation. Ore from the primary crusher is conveyed by a 30-inch conveyor belt to a 4-foot Symons cone crusher set to crush all to −½-inch. The primary conveyor is operated at 11 degrees incline and the length is 85 feet. The Symons crusher discharge is conveyed to the head of the mill on a 30-inch belt conveyor, 212-foot centres, 14-degree incline, which in turn discharges on a 30-inch cross-conveyor to convey the ore to a 500-ton fine-ore bin.

There is 175 installed h.p. on crushing and conveying. These units have a capacity of over 100 tons per hour, reducing run-of-mine ore to −½-inch. Crusher and conveyor discharges are so arranged that the ore stream makes its own wearing surface, thereby eliminating the use of hard iron or rubber wearing plates in the crusher and conveyor discharge hoppers.

In the bottom of the fine-ore bin is a steel hopper extending the length of the bin. This hopper is equipped with removable bars so that nearly all the ore may be discharged without 'picking down'. The capacity load of the fine-ore bin is 550 tons, from which 500 tons may be drawn without shovelling.

GRINDING:

A 5 by 10 Marcy rod mill and a 7 by 7 Marcy ball mill are installed in the grinding section. These mills are so arranged that grinding may be either single or two-stage as desired or either mill may be operated independently of the other in case repairs are necessary. Up to the present time, the 7 by 7 ball mill only has been put in service and it is operated in closed circuit with a 30-foot by 72-inch Akins classifier. The mill is fed with a combination drum-scoop feeder and a 26-inch belt conveyor operated at a constant speed of 13 feet per minute. Feed regulation is by means of a rack-and-pinion gate on front of ore bin hopper. At intervals of 30 minutes, a one-foot cut of ore from the belt is weighed. A revolution counter on the head pulley records the number of revolutions per 24 hours. Daily tonnage is given by the equation $\frac{R \times FPR \times W}{2{,}000}$

Where R = Total revolutions in 24 hours
FPR = Feet belt travel per revolution
W = Average weight of one cubic foot of ore

The ball mill is loaded with 10 tons of mixed 3-in. and 4-in. balls and is operated at a speed of 24½ r.p.m. The mill has a capacity of 275 tons per 24 hours reducing ½-inch feed to 82 per cent −200 mesh or 325 tons reducing ½-inch feed to 60 per cent −200 mesh. The mill is direct driven by a 225 h.p. synchronous motor with push-button control. This motor assists in correcting the power factor for the entire plant.

Dilution in the mill is kept at 75 per cent solids and in the classifier overflow at 55 per cent solids. The classifier overflow is pumped to a 6-ft. diameter by 16 ft. deep conditioning tank, using compressed air for agitation. The conditioner overflow is the copper flotation feed, and a sand return is taken from the bottom of the conditioner. This sand return is mixed with the ball-mill discharge and so kept in closed circuit with the classifier. The conditioner is overflowed at 40 per cent solids. The specific gravity of the ground ore is 4.00 and that of the conditioner overflow is 1.434.

The principal value of the air conditioner is in the classifying action which takes place at that point. By overflowing the classifier at a density of 55 per cent solids and violently agitating in the air conditioner, the sand return is free from pyrrhotite slimes and low in pyrite slimes. It also takes care of any minor surges which occur in the classifier overflow.

FLOTATION:

Milling was started on an old ore-dump which had accumulated for four years. The ore in this dump was badly oxidized, having the appearance of slightly roasted material, and it was so thoroughly cemented together that it required drilling and blasting before it could be reclaimed. This class of ore is very acid, requiring from 6 to 8 lb. of lime to neutralize. Using the following reagents on dump ore, the pyrite recovery was excellent and copper recovery poor.

| COPPER CIRCUIT | |
|---|---|
| BALL MILL: | lb. |
| Lime | 6 to 8 |
| Sodium cyanide | 0.01 to 0.05 |
| Thio-carbanalide | 0.15 |
| Xanthate | 0.10 |
| FLOTATION PUMP SUMPS: | |
| Pine oil | 0.10 |
| PRIMARY COPPER CELLS: | |
| Copper sulphate | 0.15 |

| PYRITE CIRCUIT | |
|---|---|
| AGITATOR CELL: | lb. |
| Copper sulphate | 0.54 |
| Xanthate | 0.25 |
| No. 6 PYRITE CELL: | |
| Xanthate | 0.10 |

A 10-cell No. 24 Denver Sub-A flotation machine is used for copper flotation. The feed enters No. 3 cell, cells Nos. 3, 4, and 5 being used as primaries. Cells Nos. 6, 7, 8, and 9 are used as roughers, the froth from these cells returning by gravity to cell No. 3. The froth from cells Nos. 3, 4, and 5 flows by gravity to cell No. 1—cells Nos. 1 and 2 being used as cleaners, and the cleaner tailings flowing by gravity to cell No. 3. The copper circuit launders are so arranged that froth from any cell in the circuit may be taken as a finished product or may be returned to circuit for cleaning. Any one of

three separate and distinct flow-sheets may be used simply by changing gates and without pumping.

Cell No. 10 of the copper circuit is used as an agitator or conditioner cell prior to pyrite flotation.

The agitator cell product, or copper tailing, flows by gravity to a 12-cell No. 24 Denver Sub-A flotation machine for pyrite flotation. This machine is so arranged with double launders that the froth from any cell may be taken as a finished product or returned to circuit for cleaning. To date, the product from all cells is taken as a finished product, as no difficulty is experienced in making a pyrite concentrate containing 50 per cent sulphur. Final tailings are discharged from the mill by gravity. The tailings launder in the mill has a grade of 5/8-inch to 1 foot, and the 400 feet of wood pipe used to transport tailings to the dump has a grade of ½ inch to 1 foot.

The following reagents are used when milling mine ore:

| Copper Reagents | | Pyrite Reagents | |
|---|---|---|---|
| Ball Mill: | lb. | Agitator Cell: | lb. |
| Soda ash | 2.0 | Copper sulphate | 0.25 |
| Cyanide | 0.04 | Sodium ethyl xanthate | 0.17 |
| Thio-carbanalide (mixed with sand and fed dry) | 0.09 | Cells Nos. 4, 6, 8, and 10: Xanthate, to each cell | 0.04 |
| Classifier Overflow Pump Sump: | | | |
| Pine oil | 0.04 | Cell No. 6: Water-gas-tar | 0.15 |
| Copper Roughers: | | | |
| Pine oil | 0.05 | | |
| Sodium ethyl xanthate | 0.05 | | |

No pine oil is used in the pyrite circuit. The flow-sheet adopted is the same as that used when milling dump ore and the results obtained compare favourably with those indicated by the test work, although the amounts of reagents used and the method of application are very different.

The reagent floor is located between the ball mill and the fine-ore bin, at such an elevation that the reagents may be piped to any part of the mill. Reagent stores, mixing tanks, and feeders are located on this floor, so the operating floors of the mill are free from obstructions.

Each flotation cell is driven by a 5 h.p. motor, texrope connected. The skimmer shafts are driven independently by means of ½ h.p. motors and speed reducers.

The installed h.p. is 111 for flotation. The power consumption when milling 300 tons per day is 80 h.p.

### CONCENTRATE PUMPING

Flotation concentrates flow by gravity to the concentrate pumping plant, a distance of 160 feet, through wood stave pipe, with a grade of ½ inch to 1 foot. Pump sumps of sufficient size are provided to hold the drain back of the concentrate discharge line and to allow pumps to be changed in case of repairs.

From the concentrate pumping plant, the concentrates are pumped to the filter plant at the railway siding, through wood stave pipe. The high point of this line is 1,400 feet from the pumping station and is 50 feet above the pumps. From this point to the thickeners at the filter plant there is a fall of 74 feet in a distance of 4,350 feet. The minimum grade on this part of the line is 2.95 per cent. Pump-line grade is maintained both on upgrade and downgrade, so that the lines will drain in case of interruption of pump service. Automatic valves, which open when pump service is interrupted, are installed at the highest point in the pipe lines. These valves break the vacuum which is formed, and allow the lines to drain. Maintaining the grade of the pump lines necessitated trestles as high as 40 feet, but it was such an important factor in successful operation that no expense was spared to accomplish this feature of the installation.

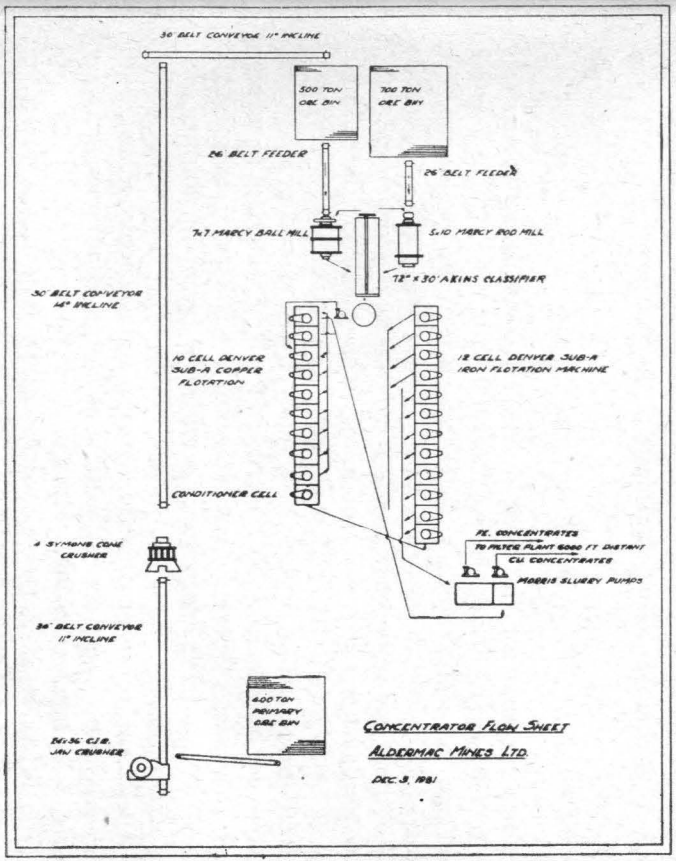
The copper concentrate is pumped in one stage by a 1½ inch Morris slurry pump—operated at 1,800 r.p.m., 80 lb. pressure—through a 1½ inch wood stave pipe, to the top of the ridge and conveyed the balance of the distance through a 2-inch wood stave pipe. When milling at the rate of 500 tons per day, there will be from 26 to 30 g.p.m. of copper concentrate at 30 per cent solids. When milling 300 tons per day, water is added to bring the volume up to that amount, as it is important to maintain sufficient velocity to prevent settling of solids in the line.

The pyrite concentrate is pumped in one stage by a 2-inch Morris slurry pump—operated at 1,250 r.p.m., 45 lb. pressure—through a 3-inch wood stave pipe to the top of the ridge and conveyed the balance of the distance through a 4-inch wood stave pipe. When milling at the rate of 500 tons per day, there will be 80 to 100 g.p.m. of pyrite concentrate at 30 per cent solids. When milling 300 tons water is added to increase the volume to 80 g.p.m. in order to prevent settling in the line.

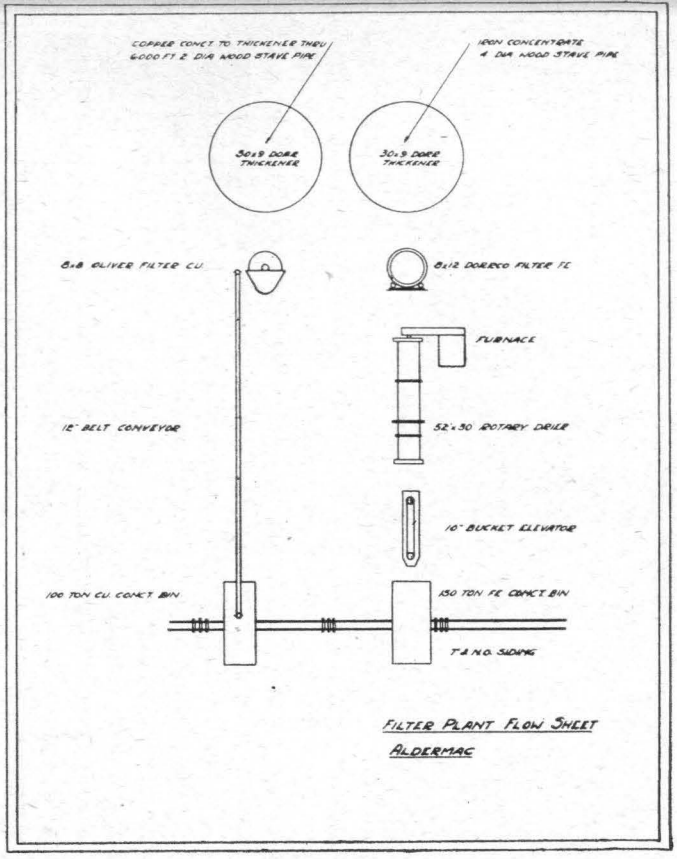
Both pumps are belt-driven from a common line-shaft belted to a 40-h.p. motor. Power consumed is approximately 28 h.p.

Pump suctions are connected with a two-inch high-pressure water line, used to clear the lines preparatory to a shut-down. Pump columns are connected with both high-pressure air and steam so that the lines may be heated or blown clear in case of trouble.

The pyrite concentrate is a granular, free-settling product, one which could be expected to give trouble in pumping. However, no trouble what-




Concentrator Flow-Sheet




Filter Plant Flow-Sheet

ever has been experienced in handling this material. The pipe-line has given no trouble by blocking with coarse material, neither has there been any difficulty with ice forming in the line in the coldest weather, even though the temperature of the discharged material at the filter plant is at times below the freezing point.

Due to the small volume of material handled, it was found necessary to heat the copper concentrates prior to pumping when the temperature is low. This is done with live steam in the pump sump, enough being used to maintain the temperature of the pulp at the dsicharge at 35° minimum.

The 1½ inch diameter wood stave pipe used for pumping copper concentrate is made of B.C. fir, and was specially constructed for this purpose, the walls of the pipe being approximately 1½ inches thick. It was found after a short period of operation that the opening in the pipe had contracted (due to swelling of the wood) from 1½ inch diameter to 1 inch diameter, necessitating the raising of the pump pressure from 55 lb. to 85 lb. in order to deliver the required volume. It is planned to ream this pipe to 2-inch inside diameter, which will reduce the working pressure to 45 to 50 lb. at the pump, making a more desirable pumping condition.

The total cost of the pumping plant was $12,500, which may be compared with the estimated cost of $100,000 for a railway spur; and the operating cost of the pumping plant is estimated at 8 cents per ton compared with a cost of 27 cents per ton for rail transportation, showing a direct saving in operating costs of 19 cents per ton of concentrate produced.

## FILTERING AND DRYING

Copper concentrate is thickened in a 30 ft. by 9 ft. Dorr thickener to 50 per cent solids and filtered on an 8 ft. by 8 ft. Oliver filter. The filter cake discharges on a belt conveyor, and is conveyed to the loading bin. The latter is placed at such an elevation that the cars may be loaded by gravity, and without any more shovelling than is necessary to 'trim' them.

Pyrite concentrate is thickened in a 30 ft. by 9 ft. Dorr thickener, and filtered on an 8 ft. by 12 ft. Dorrco filter. The Dorrco filter conveyor discharges directly into a 54 in. by 30 ft. rotary dryer, where the concentrate is dried to one per cent moisture. The dryer discharge is elevated by means of a belt and bucket elevator to the loading bin, which is placed at a point high enough to allow of the railway cars being loaded by gravity for shipment to the paper mills.

A stock-pile conveyor is provided for the pyrite concentrate, so that the dryer may be by-passed at any time, thus preventing interruption of filtering owing to full bin, wet drying product, or dryer repairs.

The thickener discharges are controlled by Genter mud valves, the thickener product flowing by gravity to the filters.

ACKNOWLEDGMENTS

The sections of this paper dealing with the history of the mine and with the ore-bodies were prepared by K. W. Fritzsche, Geologist for Towagamac Exploration Company. Thanks are tendered to him, and also to the Aldermac management for assistance in preparing this paper, and for allowing the data contained herein to be published at such an early date.

The plant was designed by the writer, and constructed by the Capital Engineering Company, Limited, of New Liskeard, Ontario. Construction was started in the latter part of July, 1931, and completed in December, 1931.

# The geologic setting of the Aldermac copper deposit, Noranda, Quebec

A.D. HUNTER* and J.M. MOORE, JR.
Department of Geology, Carleton University**
Ottawa, Ontario

## ABSTRACT

*The Aldermac deposit and associated prospects occur in the Noranda Archean volcanic centre of the Abitibi greenstone belt. Over two million tons of ore grading 1.65% copper, with minor gold and silver, were mined between 1933 and 1943. The deposit has features in common with the Vauze and Millenbach mines in the same district.*

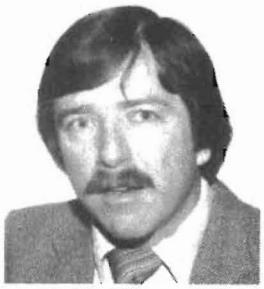
*Recent detailed mapping, geochemistry and petrography combined with data from former diamond drilling and mining operations permit a re-interpretation of the Aldermac area. The orebodies and spatially related sulphidic zones are concluded to be volcanogenic.*

*The host rocks are a chemically bimodal suite of mafic and rhyolitic flows, volcaniclastics and related subvolcanic intrusions. Massive sulphide lenses are spatially related to a quartz-feldspar-phyric rhyolite dome and siliceous, volcanic-exhalative sedimentary rocks. The succession is cut by gabbro and syenite, related to later stages of volcanism, and by post-Kenoran diabase dykes. Regional metamorphism attained the low greenschist facies, but the rocks lack penetrative deformation.*

*Hydrothermal alteration is primarily an intense silicification of mafic volcanic rocks enveloping, or lying below, sulphidic zones. Chlorite and sericite alteration zones, including dalmatianite, are more locally developed and have a closer spatial relation to mineralization, as do epidote, calcite and calcic garnet.*

*The structure is complex and cannot be explained by isoclinal folding; rather it reflects concurrent faulting, and extrusive and intrusive activity. Fault blocks were rotated and exhibit opposed facing; the original setting was possibly a submarine graben.*

*Sulphidic zones occur within mafic and felsic volcanic rocks and at the interface between the two; there is thus potential for discovery throughout the known stratigraphic succession. Exploration conducted according to a volcanogenic model is advisable, particularly in the light of recent discoveries in similar rocks of the Amulet area.*



**A. Douglas Hunter**

A graduate of Carleton University, Ottawa, with both a B.Sc. and M.Sc. in geology, A. Douglas Hunter has been actively involved in mapping surveys and mineral exploration since 1970. Mr. Hunter's experience is largely in Archean greenstone terrains; however his work has also taken him to the Cordillera of B.C. and Yukon Territory, and to the Appalachians. The Aldermac paper results from a graduate research project (M.Sc. thesis) undertaken at Carleton University.

He is currently based with Nuinsco Resources Limited of Toronto.

**J.M. Moore, Jr.**

John Moore is professor of geology of Carleton University, and director of the Ottawa - Carleton Centre for Geoscience Studies (the cooperative program in graduate study and research of Carleton and University of Ottawa). His principal research interests are Precambrian stratigraphy and volcanology, with particular reference to the Grenville Province. This paper results from an ongoing study of hydrothermal alteration related to volcanic centres.

**Keywords:** Geology, Ore deposit, Aldermac Deposit, Massive sulphides, Abitibi greenstone belt, MacKay Lake zone, Chance showing, North Chance, North Chance tuff, Archibald Prospect.

## Introduction

The Aldermac copper deposit is within Archean volcanic rocks of the Abitibi greenstone belt approximately 16 km west of Rouyn-Noranda (Fig. 1). The former orebody consisted of lenses and pods of massive sulphide minerals which were principally exploited for copper and precious metals.

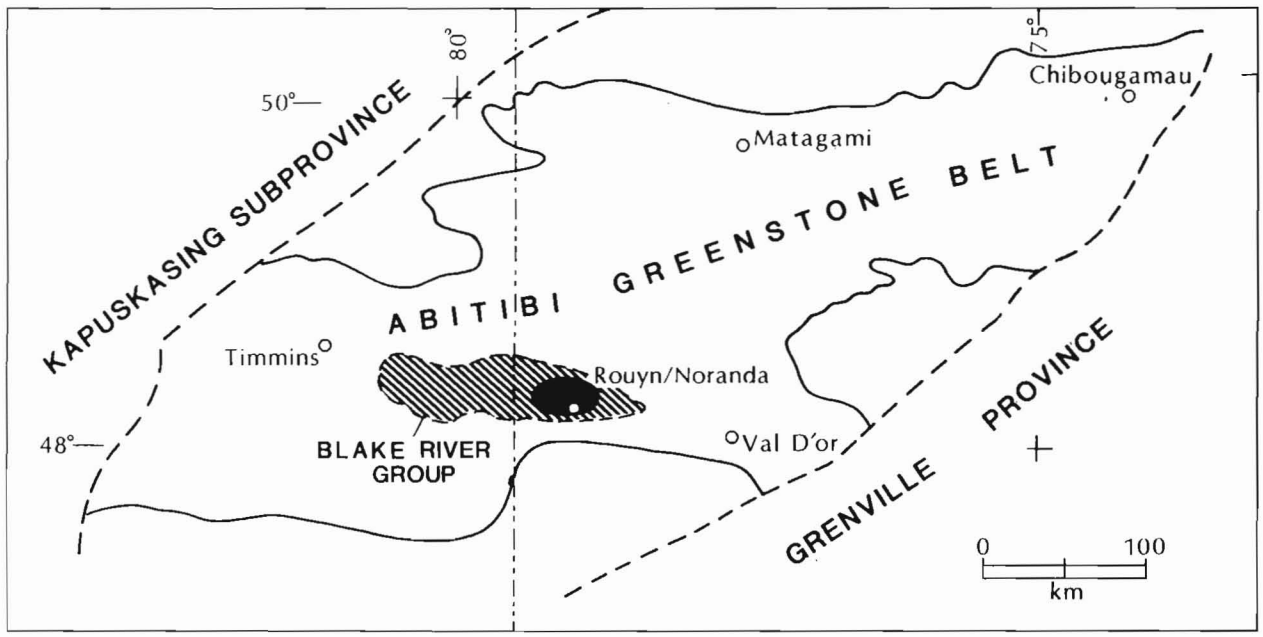
The name of the deposit is derived from those of two prospectors, W. Alderson and A.A. MacKay; MacKay first staked the property in 1923, because of its proximity to a syenite in-

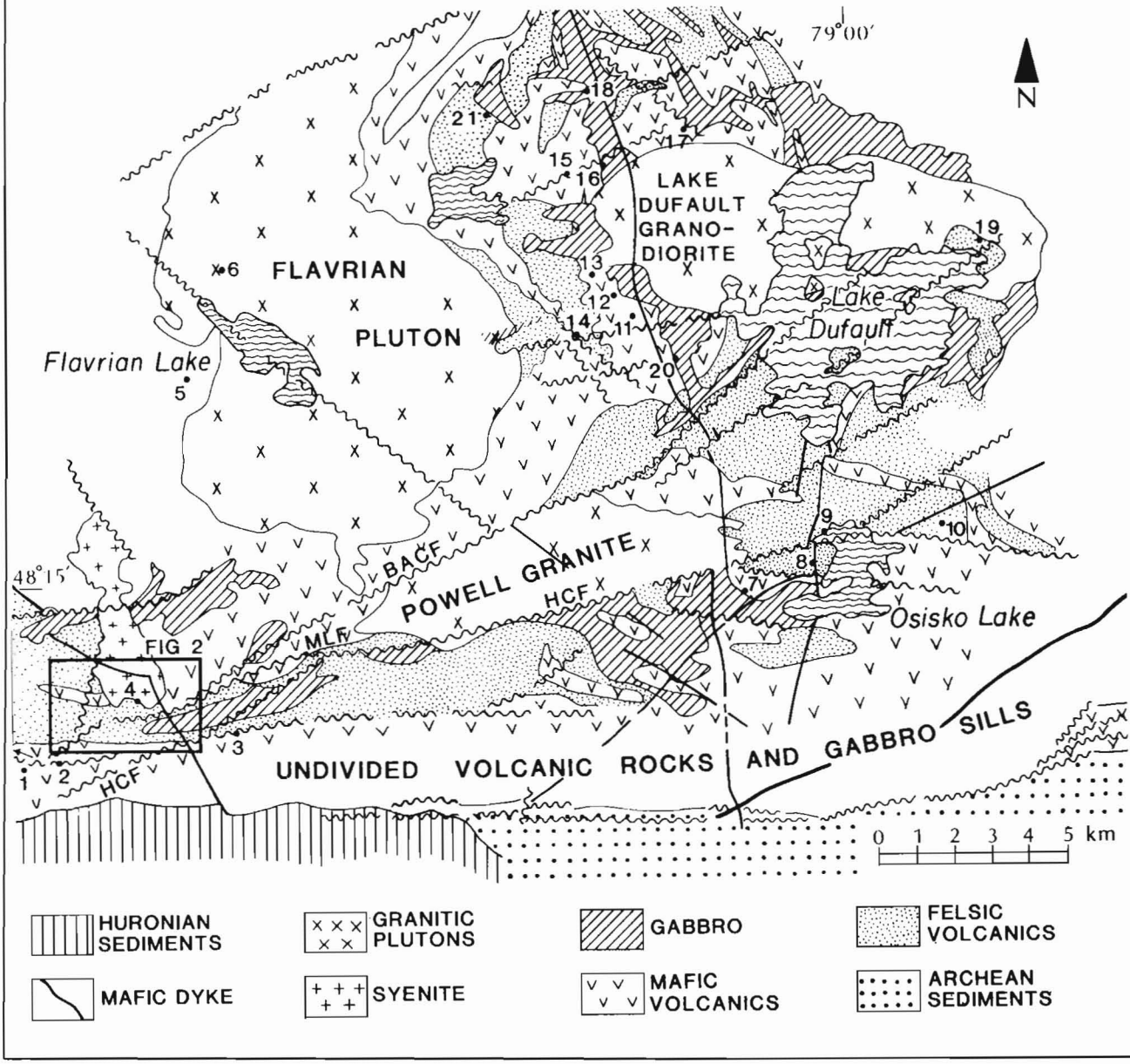
*Now with Nuinsco Resources Limited, Toronto, Ontario.

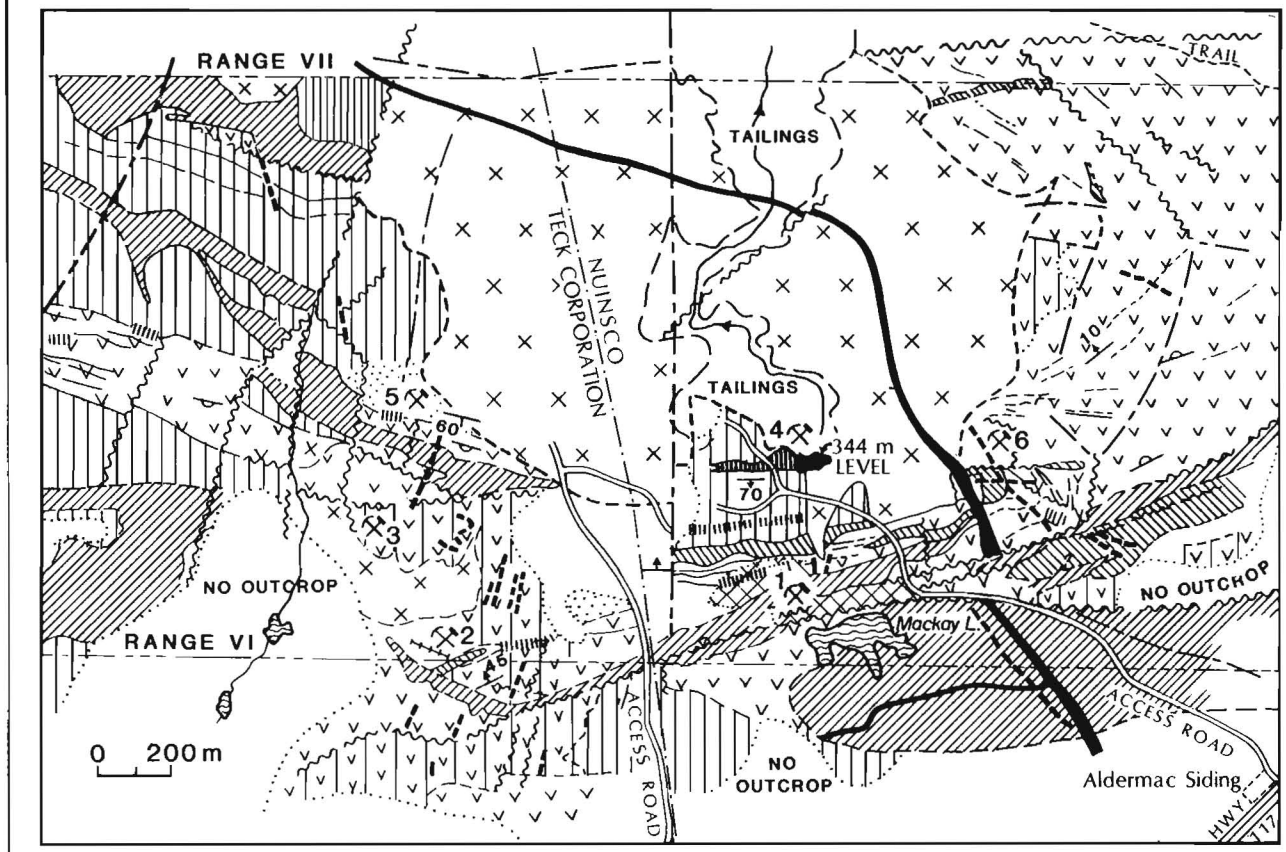
**Publication No. 10-82 of the Ottawa-Carleton Centre for Geoscience Studies.

**FIGURE 1. Geology of the Rouyn-Noranda area, after Boldy (unpub. compilation, 1963) and Spence (1967). Aldermac area (Fig. 2) is enclosed by rectangle in lower left. BACF: Beauchastel - Area Creek fault; MLF: MacKay Lake fault; HCF: Horne Creek fault. Numbered dots refer to deposits (Francoeur is 0.5 km west of map):**

1. Francoeur
2. Arntfield
3. Wasamac
4. Aldermac
5. Quesabe
6. Eldrich
7. Chadbourne
8. Horne
9. Quemont
10. Delbridge
11. Amulet 'A'
12. Amulet 'C'
13. Amulet 'F'
14. Corbet
15. Old Waite
16. East Waite
17. Norbec
18. Vauze
19. West McDonald
20. Millenbach
21. Ansil discovery (1981)


KAPUSKASING SUBPROVINCE
ABITIBI GREENSTONE BELT
GRENVILLE PROVINCE
80°
75°
50°
48°
Chibougamau
Matagami
Timmins
Rouyn/Noranda
Val D'or
BLAKE RIVER GROUP
0 100
km


79°00'
N
LAKE DUFAULT GRANO-DIORITE
FLAVRIAN PLUTON
Flavrian Lake
Lake Dufault
POWELL GRANITE
BACF
HCF
MLF
FIG 2
48°15'
Osisko Lake
UNDIVIDED VOLCANIC ROCKS AND GABBRO SILLS
0 1 2 3 4 5 km
HURONIAN SEDIMENTS
GRANITIC PLUTONS
GABBRO
FELSIC VOLCANICS
MAFIC DYKE
SYENITE
MAFIC VOLCANICS
ARCHEAN SEDIMENTS




LEGEND

LITHOLOGY

- Diabase dyke
- Syenite, syenite dyke
- Gabbro
- Gossan, sulphide stain
- Siliceous volcanic rocks, origin unknown
- Rhyolite (post-ore)
- Rhyolite (pre-and syn-ore)
- Silicified basalt, andesite
- Basalt, andesite

STRUCTURE

- 70 Bedding attitude, top indicated
- Pillow lava attitude, top indicated
- Fault, shear zone
- Lineament
- Geological contact, trend of small unit
- Tuffaceous layer
- Sulphide-oxide vein
- 1 Base metal sulphide occurrence

**FIGURE 2. Geology of the Aldermac area, after mapping and compilation of Hunter (1979). See text for description of sulphide occurrences.**

trusion. The deposit, within 30 feet of surface, was discovered by a dip-needle survey in 1925 and was the first discovery credited to geophysics in the history of the Noranda Camp (Boldy, 1979). A shaft subsequently encountered the largest of the mine's lenses, the No. 4 orebody. Production began in 1931, but the main production period was from 1933 to 1943, after which all operations ceased. Hawley (1948) reported that 2,091,571 tons of ore yielded 30,845 tons of copper, 10,675 ounces of gold and 389,100 ounces of silver. Also, 557,400 long tons of pyrite were shipped from the property.

This paper is based on new detailed mapping (by A.D.H.) at 1:2400 and 1:600 scales, supplemented by petrographic and geochemical work and a thorough study of existing maps, reports and drill logs from publications and company files. Historically, the Aldermac ore was regarded as epigenetic and related to a late syenite intrusion. However, since 1970 some explorationists have suggested that the mineralization is a product of volcanism. The present work, undertaken to test this model, strongly supports a proximal volcanogenic origin for the Aldermac deposit and associated sulphidic zones, and further suggests that these formed in a volcano-tectonic feature with a long and complex evolution.

The Aldermac deposit has many features in common with better-documented mines of the region such as the Vauze

(Spence, 1975), Delbridge (Boldy, 1968) and Millenbach (Simmons *et al.*, 1973), shown in Figure 1. It remains one of the least-understood deposits in the Noranda camp. The occurrence of sulphides throughout the stratigraphic succession at Aldermac carries important implications for future exploration, as does the presence of zinc-rich zones, which were not previously exploited, in the mine area.

## Regional Geology

The Noranda region is underlain by mafic and felsic volcanic rocks and intrusions belonging to the Blake River Group of the Archean Abitibi belt. The prevailing regional metamorphic grade in the Abitibi belt is greenschist facies, and the volcanic rocks have been deformed into tight isoclinal folds (Goodwin and Ridler, 1970). However, in the Noranda area, including Aldermac, there has been little penetrative deformation and the rocks locally exhibit subgreenschist mineral assemblages (Jolly, 1978). Within this area, faults and intrusions are the most prominent features; intrusive rocks bear a close spatial relationship to faults. The MacKay Lake fault at Aldermac (Fig. 1) is part of a regional fracture system which extends eastward to Lake Dufault and Lake Osisko at Noranda. In the volcanic complex at Rouyn-Noranda (Fig. 1), Spence (1967), Baragar (1968), and Spence and de Rosen Spence (1975) have identified five extensive rhyolite formations, intercalated with basalt and andesite. The stratigraphy of the Aldermac area has not yet been correlated with that of Noranda, but there are many similarities including the prominent silicic alteration in the vicinity of sulphide bodies (as documented in the Amulet "rhyolite" by Gibson and Watkinson, 1979).

## Geology of the Aldermac area

Ambrose and Ferguson (1945) first mapped the area (Fig. 3a), and their interpretation may be compared with that now offered (Hunter, 1979; Figs. 2 and 3b). Common to both maps are the large syenite body and the gabbroic intrusions, but the two maps differ significantly with respect to the relative proportion and distribution of mafic and felsic volcanic rocks. The recognition of widespread, intense silicification of mafic volcanic rocks at Aldermac accounts for this disparity.

The stratigraphic succession in the Aldermac area (Fig. 2) comprises a chemically bimodal suite of intercalated mafic (basaltic to andesitic) and rhyolite flows, pyroclastics and related subvolcanic bodies (Hunter, 1979). These are cut by gabbro and syenite intrusions, which were attendant to successive stages of Archean volcanism, and by post-Archean diabase dykes.

Individual flows, tuff and breccia horizons cannot be traced more than 150 m. No significant surface marker horizons have been recognized except possibly the North Contact tuff (at 5, Fig. 2), which is exposed about 1 km west of the Aldermac shaft. This tuff, which may be an analogue to the "C contact" and "main contact" tuffs of the Central Noranda mining camp (Simmons *et al.*, 1973) marks the base of a mafic volcanic unit, has been intersected in drill holes and has a strike length of at least 1 km.

The volcanic rocks are texturally and structurally well preserved. Mafic flows are massive and pillowed and of minor vesicularity. They are weakly plagioclase-phyric and original cooling cracks are still evident. In some areas, pillow breccia, hyaloclastite, tuff, tuff breccia and debris flows are developed. In thin section, albite phenocrysts are seen, in an extremely fine-grained mat of acicular amphibole and albite microlites with minor chlorite, epidote, titanite and opaques (Plate 1a). Andesine phenocrysts and partial pseudomorphs of clinopyroxene crystals are locally present.

Felsic rocks at Aldermac are represented by aphyric and quartz-feldspar-phyric flows, domes and dykes with associated breccia and tuff. Quartz phenocrysts are especially conspicuous in quartz-feldspar porphyry (QFP), which usually forms sill-like bodies at Aldermac; one such intrusion south of the mine has a length of 1 km. Fragmental QFP occurs in the

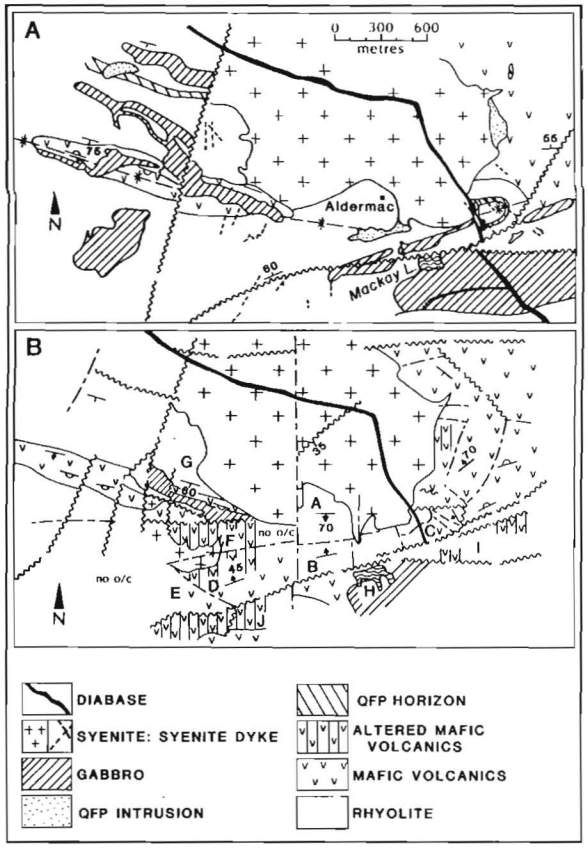



**FIGURE 3. Geology of the Aldermac area according to (A): Ambrose and Ferguson (1945) and (B): Hunter (1979) (see also Fig. 2). Features shown in (B) have been selected to emphasize differences in interpretation; fault blocks are identified by letters A to I.**

northwest corner of the map area (Fig. 2) and in the old mine workings. On Macanda Hill, 0.8 km east of the mine shaft, a quartz crystal-rich pumiceous tuff dyke has been recognized (Plate 1b). It occupies in part a fault which is subparallel to the MacKay Lake fault zone.

Two generations of rhyolite have been recognized: the first takes the form of rhyolite domes, flows and associated fragmental units; the latter is recorded by such intrusions as the tuff dyke and the sill-like body south of the mine. The later rhyolite postdates sulphide deposition at Aldermac. In thin section, rhyolite exhibits a highly variable amount of quartz and albite phenocrysts set in a microscopic mat of quartz and albite (see Plate 1c). Minor constituents are sericite, chlorite, epidote, titanite, carbonate and opaques.

An important feature of the geology at Aldermac is the intense silicification recorded in the volcanic rocks, particularly in basalt and andesite, where it is much ore prominent than in rhyolite (Plate 1d). Ambrose and Ferguson (1945) did not distinguish silicified mafic volcanic rocks, but included these with their "acid volcanic" group (compare Fig. 3a and 3b). It is only by means of careful mapping, petrographic work and chemical analyses (Hunter, 1979) that this distinction is at all possible; the origin of some siliceous volcanic exposures is still unresolved (map unit 3, Fig. 2). The silicified rocks generally retain the original texture of basalt and andesite, making them petrographically distinct from felsic volcanic rocks (Plate 1e,f). Also, silicified mafic volcanic rocks generally have a greater $TiO_2$ content (0.5-1.2 wt.%) than rhyolite (0.2-0.4 wt.%) of comparable silica content (Hunter, 1979).

It was this intense silicification, so similar to that of the Amulet area (Gibson, 1979), that attracted the most recent

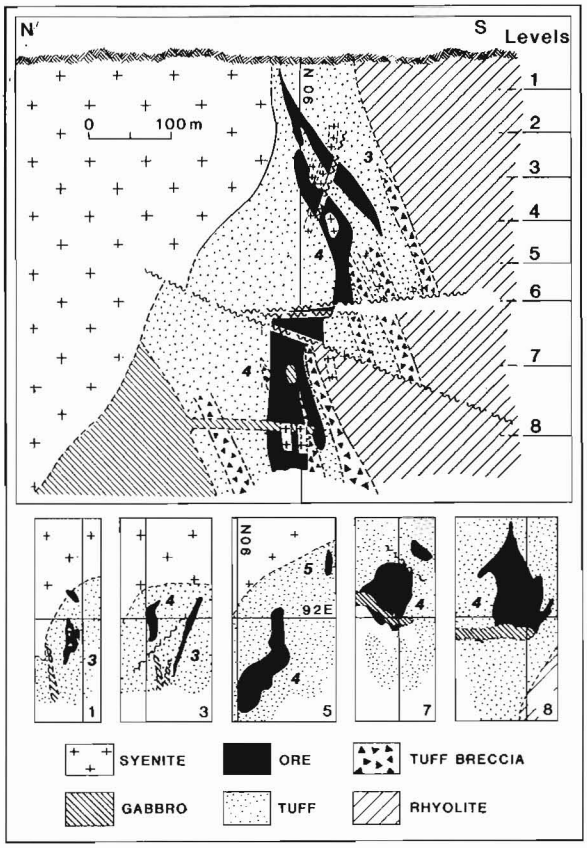



**FIGURE 4. Section along 9200E and level plans of the Aldermac mine (section from Dresser and Denis, 1949; plans after Hawley, 1948). Mine grid is oriented true north. Grid lines shown are 9000N (90N) and 9200E (92E). Italic numerals refer to ore lenses (see text).**

(1971-present) exploration at Aldermac (personal commun., H.C. Sakrison and G.F. Archibald, 1976). Silicified mafic volcanic rocks have a close spatial relationship to the Amulet and Millenbach orebodies. At Aldermac, silicified mafic volcanic rocks either envelop or are stratigraphically beneath sulphidic zones such as the MacKay Lake(1), Chance(2) and North Chance(3) prospects, shown in Figure 2. Chlorite and sericite are only locally concentrated in areas of silicic alteration. These minerals have a more intimate relationship to mineralization, just as they are known to have in the Amulet area. Other minerals indicative of alteration are epidote, calcite and Mn-rich andradite. These three minerals occur in amygdules and cooling fractures in lava and are thought to represent one of the earliest manifestations of hydrothermal alteration, perhaps slightly predating the silicification event. They are conspicuous in all the principal mineralized zones.

The early mafic intrusive rocks have tholeiitic composition (Hunter, 1979). They form large sill-like bodies and postdate all sulphide mineralization at Aldermac. These bodies are identical to those termed metadiabase by Wilson (1941) and described at the Vauze mine by Lickus (1965). One gabbro dyke occupies the MacKay Lake fault zone for about 2 km, suggesting that this fault is an early structure. At Noranda, the Dufresnoy Diorite and its kindred intrusions, which are probably equivalent, occupy fracture systems which may have fed flows, subsequently eroded (Dufresnoy Tholeiitic Series: Dimroth *et al.*, 1973; Gelinas *et al.*, 1977).

The syenite is an elongate body extending 6 km north of Aldermac. In detail it is a complex intrusion, comprising a maze of dykes and plugs of highly variable texture and colour index. Gunning (1927) noted that the earliest phase has a very mafic character, being aegirine-augite-rich, whereas successively younger phases are lighter in colour, with more abundant feldspar. The youngest phases are leucocratic, composed essentially of quartz, potassic feldspar and albite. The syenite body probably represents a subvolcanic pluton with its associated radial dykes and plug-like satellites (Figs. 2, 3b), the remnant roots of the youngest Archean volcanic edifice in the area.

The structure of the Aldermac area, as last interpreted by Ambrose and Ferguson (1945), is evident in Figure 3a. These authors inferred a broadly arcuate trace of a fold axis, convex southward. Structural and stratigraphic information gained through diamond drilling and detailed mapping since 1960, however, renders their structural interpretation untenable. The rocks at Aldermac are not penetratively deformed, yet the inferred syncline of Ambrose and Ferguson (1945) would need to be isoclinal. Also, the reversal in both stratigraphic facing direction and dip occurs south of the core of their syncline, in the area between Prospects (5) and (2) (Fig. 2), coinciding with a syenite plug. As no fold axial traces can be defined, it is easier to explain the complexity of the area in terms of fault blocks; thus faults and intrusions define structural domains (Fig. 3b) with various attitudes and facing directions (Figs. 2 and 3b). It is evident that mafic and felsic intrusions bear an intimate relationship to faults. Both gabbro and rhyolite share a close spatial relationship to the MacKay Lake Fault, and the rhyolite tuff dyke and dome north of this fault were emplaced along another, subparallel fault. The QFP "sill" between the old mine and the MacKay Lake zone is an essentially vertical dyke which separates two separate structural-stratigraphic entities. Deformation in the area is thus suggested to have been passive and largely associated with the volcano-tectonic evolution of the region.

## Aldermac Deposit

### Rock Types

The Aldermac orebodies (4, Fig. 2) comprised three major lenses accompanied by several small, uneconomic pods. They did not extend to surface and the mine area was under swamp. Hawley (1948), in the most recent geological report preceding this study, described the orebodies as being contained in tuffs and "agglomerates" interbedded with rhyolite flows. Rhyloite flows, tuffs and breccias, and partly silicified mafic volcanics, outcrop 150 m west of the shaft, immediately west of a fragmental QFP body. The tuff there, which is the lateral equivalent of the host to the orebodies, is rich in quartz phenocrysts and siliceous rock fragments. Pyrite is the only sulphide conspicuous in hand specimens, but polished sections also reveal very fine-grained disseminated pyrrhotite, sphalerite and chalcopyrite. Thin films of chalcopyrite occur on some fracture surface.

As the mine workings are inaccessible, a more thorough description of the host rocks depends heavily on written reports and examination of the waste dumps. Salient on the dumps are:

a) Massive, structureless, black siliceous lava carrying variable

**PLATE I.**

**a) Basalt: plagioclase phenocryst in microlitic matrix showing flow alignment** (thin section, crossed polars, X16).

**b) Pumiceous tuff** (thin section, plane light, X3).

**c) Rhyolite: phenocrysts of quartz and plagioclase in felty matrix** (thin section, crossed polars, X16).

**d) Partly silicified amygdaloidal pillow lava in outcrop** (lens cap 5 mm diam.).

**e) Incipient silicification of basalt** (thin section, plane light, X16).

**f) Intensely silicified amygdaloidal basalt** (thin section, crossed polars, X16).

**g) Slump-folded, laminated cherty tuff with magnetite-rich beds, Aldermac waste dumps.**

**h) Layered sphalerite-pyrite ore, Aldermac waste dumps.**

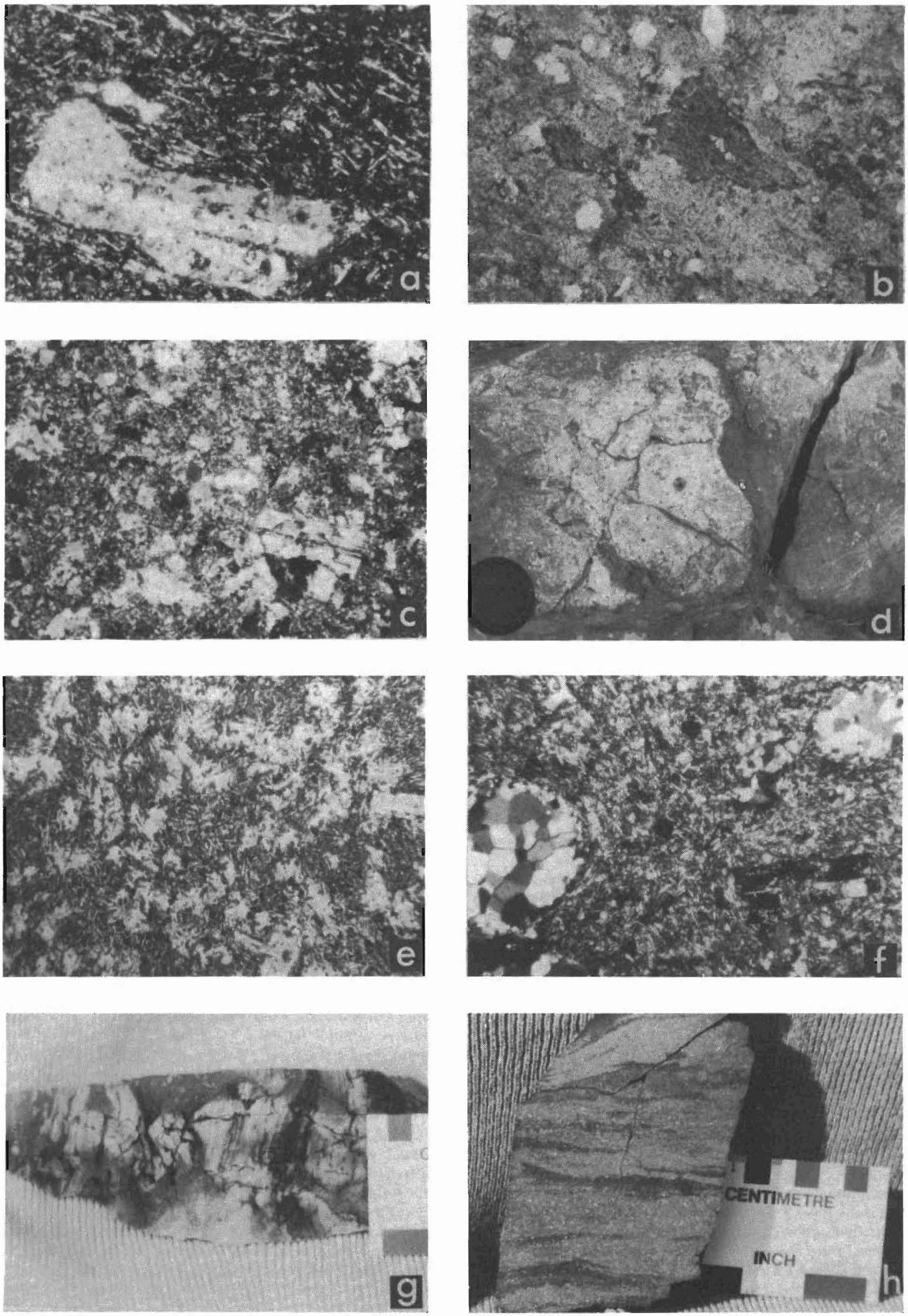



**PLATE 1.**

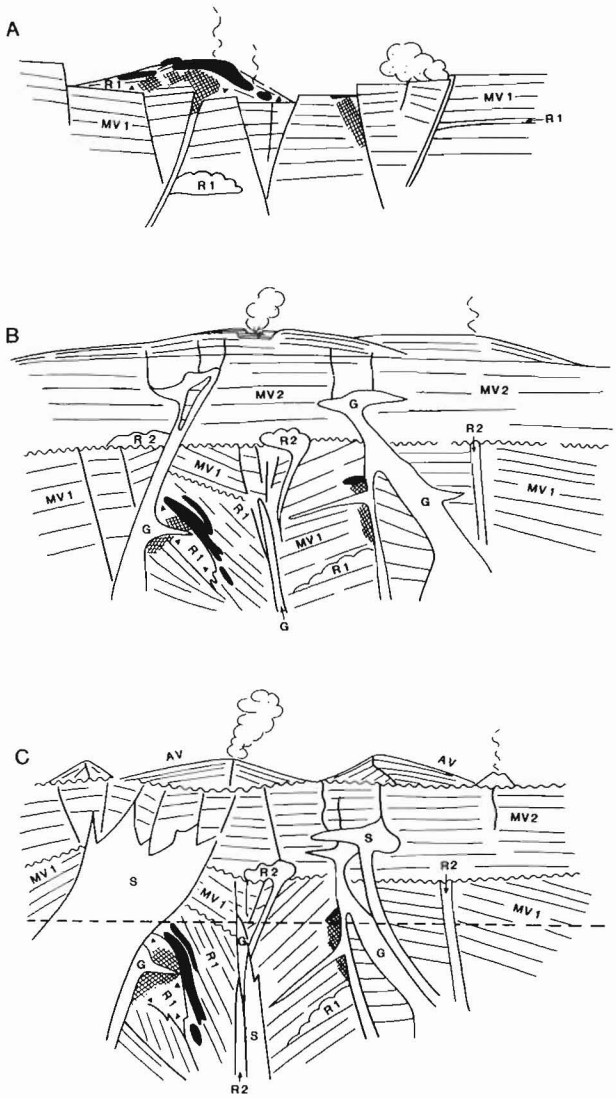



**FIGURE 5. Schematic cross sections of the volcanic complex at Aldermac, at three stages in its evolution:**
**A: Rhyolite dome with associated sulphide lenses formed within a volcano-tectonic depression on the sea floor.**
**B: Post-ore events included rotation and displacement of fault blocks, rhyolite extrusion and inundation of the terrain by basaltic lava.**
**C: Syenite intrusive complex, the last recorded Archean igneous event, fed lava to build edifices on the eroded basaltic lava shields. Horizontal dashed line indicates the present erosion surface.**
**MV1, MV2:** early, late mafic volcanics
**R1, R2;** early, late felsic volcanics
**AV:** Alkalic volcanics
**G:** Gabbro
**S:** Syenite.
Massive sulphides indicated by shading, stringer sulphides by cross-hatching.

amounts of veinlet epidote and conspicuous light-coloured garnet. This was referred to as "massive rhyolite flow" by past geologists.

b) Silicified, quartz-plagioclase-phyric, cream- to dark-grey tuff breccia and breccia. Some siliceous fragments are aphyric. This rock is probably the "agglomerate" of old reports.

c) Crudely bedded to finely laminated sulphide-magnetite-bearing lapilli tuff, tuff and cherty tuff (exhalite). Plate 1g shows an example of slump-folded, brecciated and banded magnetite- and quartz-rich material which resembles chert (80-90% silica). Most tuffaceous samples carry quartz and feldspar crystals and crystal fragments, siliceous rock fragments, and variable proportions of chlorite, sericite and very minor amounts of biotite. Mine plans and sections (Fig. 4) show tuff to be the predominant host to the ore.

The "mine stratigraphy" is intruded by myriad dykes and sills of many generations, including gabbro, felsite, syenite porphyry, lamprophyre and diabase. Mine plans show these to have predominantly north and northwest trends.

## Structure

The orebodies strike roughly east and dip steeply south to vertical, approximately concordant with enclosing rocks. Thrust faulting displaced the ore such that it appears to plunge steeply east (Hawley, 1948; Fig. 4).

The rocks south of the mine dip and face north, whereas the mine stratigraphy dips, and appears to face, south. In the mine area original tops can only be inferred, but several lines of evidence are consistent. These are:

a) As first pointed out by Dresser and Denis (1949), the sulphide lenses in part truncate tuff and agglomerate layers (Fig. 4). The arcuate form of No. 4 orebody, in cross section, suggests that the sulphide minerals have locally assumed topographically positive, dome-like geometry. This feature is seen in some of the deposits in central Noranda, where orebodies such as the Millenbach and Vauze have an intimate relation to submarine rhyolite lava domes.

b) There is a quartz-feldspar-phyric, fragmental rhyolite exposed immediately northwest of the shaft. It is thick and perhaps extensive, as the bottom portion of a recent diamond drill hole records about 200 m of similar rhyolite. Rhyolite tuff, in part hosting the ore, carries abundant quartz and feldspar phenocrysts which may have been derived from this QFP body.

c) Bruce (1933) logged and studied drill-hole intersections through the largest orebodies. His observations indicate that the stringer-type mineralization occurred on the north margin of the sulphide lenses.

The above points indicate that host rocks and ore face toward the south. A fault-block boundary is drawn in Figure 3b to indicate the break in structural continuity between block A and block B. This boundary coincides with a sill-like body of QFP which separates mafic volcanic rocks to the south from the rhyolite of the mine area to the north. The Aldermac mine is bounded on three sides by syenite. The entire mine succession may be in a fault block that was tilted and displaced southward during the intrusion of this syenite mass.

## Orebodies

The sulphide mineral assemblage constituting the Aldermac orebodies was pyrite plus pyrrhotite, with much lesser amounts of chalcopyrite and sphalerite. Magnetite also appears to have been a significant component of the ores. The abundance and structure of zinc-rich ore, not previously reported, is a significant feature reminiscent of the Millenbach massive sulphide lenses.

The largest lens (No. 4, Bruce, 1933) contained over one million tons of mainly massive pyrite. Pyrrhotite and chalcopyrite reportedly occurred in vein-like bodies, in which chalcopyrite occupied the margins and pyrrhotite the centre. The chalcopyrite occurred in small veinlets. Average content of copper was 1.65%, silver 0.5 oz/ton and gold 0.02 oz/ton. Truncated by a fault at the sixth level (Fig. 4), the ore passed below the eighth level into disseminated sulphides in a chloritic alteration zone. No. 3 lens (Fig. 4) comprised 220,000 tons averaging 2.68% copper (Bruce, 1933). Pyrrhotite was the predominant sulphide mineral, forming the bulk of the central part of the sulphide mass. Pyrite formed the margins and the orebody graded out into pyritiferous siliceous, fragmental rocks. Chalcopyrite was distributed as irregular veinlets or stringers and larger masses cutting both pyrrhotite and pyrite. Magnetite ws also reported (Cooke *et al.*, 1931).

The No. 3 lens occurred within what is described as a

rhyolite breccia. This breccia is extremely siliceous, the fragments said to resemble quartzite. This fragmental unit, as it is traced from the western edge into the orebody, becomes increasingly mineralized, pyrite being disseminated and occupying veinlets along with chlorite and hornblende (Cooke *et al.*, 1931).

There is little information about the No. 5 orebody, which contained perhaps 100,000 tons.

Sphalerite is reported in drill records and is abundant on the dumps, but nothing is known of its abundance or distribution in the orebodies. The mine tailings are reported to assay as much as 2% Zn (personal commun., H.D. Hume, 1976).

## Sulphide Textures and Structures

The majority of massive sulphide samples from the mine dump consist of granular (0.2 to 2.0 mm) pyrite with or without other megascopic sulphide minerals. The pyrite is in equant subhedral to buckshot-shaped grains, and chalcopyrite is typically interstitial, but many examples were noted where it forms veinlets, blebs and patches. Pyrrhotite occurs as anhedral polygonal grains, and also as minute veinlets; magnetite forms equant, submillimetre grains disseminated throughout the ore. Sphalerite commonly is very fine and disseminated, but has been observed in veinlets with chalcopyrite and pyrrhotite. The chief gangue mineral in the massive pyritic material is fine granular quartz. It is highly variable in abundance and can be subequal in proportion to the total sulphide minerals present. Other gangue minerals commonly observed in the ore are magnetite, calcite, epidote, titanite, amphibole, sericite and chlorite. Chloritoid was found in one magnetite-rich sample.

The majority of dump material is massive and of very uniform texture; however, where sphalerite is abundant it is in coarser-grained diffuse lenticles, wisps and distinct layers (Plate 1h). Sphalerite-rich layers commonly do not exceed 1 to 2 cm in thickness. Some pyrite layers in "banded" ore are chalcopyrite-rich. The layering may be a primary depositional feature: this has been considered to be the case for very similar-looking ore in the Millenbach deposit, occurring on the flanks of sulphide lenses (Simmons *et al.*, 1973).

Massive magnetite was also noted on the waste dumps. This mineral has also been observed crudely interlayered with sphalerite; pyrrhotite, pyrite and chalcopyrite occur throughout this latter example.

Stringer-type mineralization is rarely observed on the waste dumps. The Aldermac examples consist of intensely silicified, featureless rock which is cut by a complex network of sulphide veins and veinlets. Pyrrhotite and pyrite define veins up to 2 cm across, but chalcopyrite is conspicuous in the smaller veins. This type of mineralization is probably what Bruce (1933) referred to as ore "quartzite" which occurred in the immediate footwall to the massive sulphide lenses. It also seems probable that this is the sort of rock that he reported from his examination of Aldermac drill core.

The breccias occurring near the No. 3 orebody were noted to resemble quartzite (Bruce, 1933), and the matrix to the "quartzite" breccia fragments was said to be highly chloritic and sulphide bearing.

## Alteration

Early studies at Aldermac recognized intense silicification immediately to the west, on strike with the deposit, where the original nature of the rock is largely obscured; it is also cut by a multitude of chlorite veinlets. Most previous workers believed chloritization and sulphide deposition to be intimately related, and to have followed the silicification episode.

Both epidote and garnet are common in the altered rhyolite flows and breccias. They typically occur together in veinlets in bleached and altered rock. Both are interpreted as metamorphic products of rock metasomatized at or close to the time of ore deposition.

## Sulphide Prospects

The history of exploration at Aldermac has been described by Hunter (1979). There are six known zones of sulphide mineralization (Fig. 2).

**The MacKay Lake zone (1)** is a prominent area of sulphide-bearing rocks and gossans. Pyrite, the principal sulphide present, is disseminated throughout, and fills amygdules and cooling cracks in silicified, chloritized and sericitized (locally "spotted") mafic volcanic rocks. Chalcopyrite and sphalerite are also present, generally as very fine disseminations visible only in polished thin sections. However, stringers of chalcopyrite are associated with a pyritic tuff which appears to be laterally equivalent to mafic hyaloclastite tuff and tuff breccia, well-exposed outside the mineralized zone. The tuff is interpreted to represent a small, local seafloor accumulation of sulphide minerals near the top of pervasively brecciated and mineralized mafic volcanic rocks.

**The Chance showing (2)** (Chance vein of early reports) consists of massive pyrite and magnetite carrying sphalerite and chalcopyrite. Pyrite fills fractures and well-developed joints, and is locally disseminated in light grey to cream-coloured, silicified mafic volcanic rocks intercalated with rhyolite, well-bedded mafic tuff and tuff breccia. The rocks are intensely chloritic and sericitic in places; one horizon contains silicified mafic fragments. A massive QFP sill postdates the Chance mineralization. The Chance "vein" is markedly discordant to its host volcanics. Thick tuffaceous units, locally well mineralized with pyrite and magnetite, have been encountered nearby in diamond drilling. This occurrence appears to be the erosional remnant of a massive sulphide-oxide deposit, underlain by a stringer zone along which solutions were channeled to the seafloor.

**The North Chance (3)** is another zone of stained silicified mafic volcanic rocks with sulphide minerals, principally pyrite with minor amounts of pyrrhotite, magnetite, chalcopyrite and sphalerite occurring as disseminations and fracture fillings. Mineralized rocks are in fault contact with unaltered mafic volcanics to the north.

**The North Chance tuff (5)** occurs at a contact between basalt and "rhyolite", some of which may be silicified mafic volcanic rock. The tuff consists of interlayered mafic and siliceous, feldspathic ash beds, some of which have graded bedding. It is pyritic and locally contains anomalously large contents of copper (1100 ppm) and zinc. It resembles the contact tuffs of the Amulet area; exploratory diamond drilling has established its persistence to a depth of 200 m, where it is well mineralized with pyrite.

Mineralization at **the Archibald Prospect (6)** is hosted by mafic fragmental rocks, particularly pillow breccia, and massive and pillowed flows. These rocks are intercalated with mafic hyaloclastite, tuff and tuff breccia. A rhyolite dome, tuff dyke and QFP sill are believed to postdate the mineralization. In the immediate area the host rocks are silicified, sericitized and chloritized; there are "spotted" rocks with a texture resembling the "dalmatianite" of the Amulet area. In drill core, pyrite occurs as very fine disseminations and in amygdules in light grey to cream-coloured siliceous volcanics. It locally constitutes up to 40% of the mineralized zone; where the pyrite content is large, chalcopyrite stringers are well developed. Much of the chalcopyrite and sphalerite occur as very fine-grained disseminations visible only in polished thin sections. No definite stratigraphic control on the mineralization has been established. Although it does not outcrop, the mineralized zone resembles the MacKay Lake zone.

## Volcanic History and Environment

The schematic diagrams of Figure 5 represent an interpretation of the volcanic history:

a) Mafic and felsic volcanic rocks (MV1, R1) were erupted concurrently, early rhyolite interfingered with basalt and andesite from place to place. Massive sulphide deposition oc-

curred during a hiatus in felsic volcanism at the Aldermac mine; sulphides were deposited elsewhere in mafic volcanic rocks, and also near a hiatus recorded by bedded tuffaceous exhalites. Siliceous, sulphide-bearing tuffs were also deposited at an interface between felsic and mafic flows.

b) Sulphide deposition was succeeded by a later generation of rhyolite (R2) recorded by QFP dykes, lava domes and a pumiceous tuff dyke. The volcanic rocks were then invaded by a system of dykes and sills of gabbro (G); magma was in part channeled along pre-existing weak zones such as the MacKay Lake Fault. It is possible that this magma actually intruded some of the flows it originally fed to the seafloor. The entire terrain may have been inundated by basaltic flows (MV2) at this stage.

c) The subvolcanic syenite intrusive complex, its associated satellitic plugs and radial dykes (S) record the youngest Archean magmatic event. Alkalic volcanic rocks (AV) may also have been a product. The emplacement of the syenite may have caused regional tumescence and considerable readjustment of pre-existing fault blocks. Thus, for example, some fault blocks north of the MacKay Lake Fault and the main sill-like QFP body may now reflect a significantly different level of erosion than those to the south. The dashed line in Figure 5c marks the current level of erosion.

The original setting may have been a submarine graben or trough, comparable, for example, to a submerged equivalent of the Mauna Ulu Trench on the East Rift Zone of Kilauea Volcano, Hawaii (Greeley, 1974).

## Conclusions

The Aldermac mine is a stratiform volcanogenic massive sulphide deposit. Sulphide lenses and pods are closely related to a quartz-plagioclase-phyric rhyolite dome, rhyolite flows and tuffs, and cherty exhalative sediments. Aldermac has features in common with other deposits of the Noranda camp, including Millenbach, Vauze and Delbridge.

The salient feature of Aldermac area geology is the widespread silicification of mafic volcanic rocks. Other, less well-developed hydrothermal alteration types are chlorite-sericite and epidote-garnet enriched zones in association with known sulphide mineralization. Altered and mineralized zones occur throughout the volcanic succession, enhancing the exploration possibilities.

The geologic setting of the Aldermac deposit reflects a complex history of intermittent faulting and extrusive and intrusive activity such as occurs at an active volcanic centre, probably a submarine graben or trough-shaped caldera.

The nature and significance of sulphide deposits at Aldermac has been obscure until recently. Exploration utilizing a volcanogenic model has just begun. Viewing the area in an historical perspective, and considering that it has taken over fifty years to begin comprehending the well-known deposits at Noranda, the Aldermac area represents a new exploration frontier within an old and very productive mining camp.

## Acknowledgments

The work of H.C. Sakrison and G.F. Archibald provided the impetus for this study, which could not have proceeded without the cooperation of H.D. Hume, president of Nuinsco Resources Limited. St. Joseph Explorations allotted financial assistance and field time to A.H.D. while he was in their employ; Cominco Ltd. allowed the use of data from company files. H.L. Gibson, J.A. Ayer, J.M. Franklin, D.H. Watkinson and M.B. Lambert contributed helpful discussion and criticism at various stages of the work. Research was supported in part by an NSERC grant to J.M. Moore and by Carleton University. We thank J. Boldy, H.L. Gibson and D.H. Watkinson for reviewing an earlier draft of the manuscript.

## REFERENCES

AMBROSE, J.W., and FERGUSON, S.A., 1945, Geology and Mining Properties of Part of the West Half of Beauchastel Township, Temiscamingue County, Québec; *Geol. Sur. Can., Pap. 45-17.*

BOLDY, J., 1968, Geological Observations on the Delbridge Massive Sulphide Deposit; *CIM Bull., V. 61, pp. 1045-1054.*

BOLDY, J., 1979, Exploration Discoveries, Noranda District, Québec (Case History of a Mining Camp), in *Geophysics and Geochemistry in the Search for Metallic Ores*: P.J. Hood, ed.; *Geol. Sur. Can., Econ. Geol. Report 31, pp. 593-603.*

BRUCE, E.L., 1933, Aldermac - Lake Fortune Area; *Qué. Bur. Mines, Ann. Rept., Pt. C, pp. 74-86.*

COOKE, H.C., JAMES, W.F., and MAWDSLEY, J.B., 1931, Geology and Ore Deposits of the Rouyn-Harricanaw Region, Québec; *Geol. Sur. Can., Mem. 166, p. 175-183.*

DIMROTH, E., BOIVIN, P., GOULET, N., and LALONDRE, M., 1973, Preliminary Report on Tectonic and Volcanological Studies in Rouyn-Noranda Area; *Québec Dept. Nat. Res., Open-File Rept., G.M. 28491.*

DIMROTH, E., GELINAS, L., ROCHELEAU, M., PROVOST, G., and TASSÉ, G., 1975, Guidebook—Field Trip and Field Conference on the Volcanology and Sedimentology of the Rouyn-Noranda Area; *Office of the Resident Geologist, Québec Dept. Nat. Res., C.P. 277, Rouyn, Québec.*

DRESSER, J.A., and DENIS, T.C., 1949, Geology of Québec; *Québec Bur. Mines, Geol. Rept. 20, V. 3, pp. 135-139.*

GELINAS, L., BROOKS, C., PERRAULT, G., CARIGNAN, J., TRUDEL, P., and GRASSO, F., 1977, Chemo-Stratigraphic Divisions Within the Abitibi Volcanic Belt, Rouyn-Noranda District, Québec; *Geol. Ass. Can., Spec. Pap. No. 16, pp. 265-295.*

GIBSON, H.L., 1979, Geology of the Amulet Rhyolite Formation—Turcotte Lake Section, Noranda Area, Québec; unpub. M.Sc. thesis, Carleton University, Ottawa.

GIBSON, H.L., and WATKINSON, D.H., 1979, Silicification in the Amulet "Rhyolite" Formation, Turcotte Lake Section, Noranda Area, Québec; *Current Research, Geol. Sur. Can., Pap. 79-113, pp. 111-120.*

GOODWIN, A.M., and RIDLER, R.H., 1970, The Abitibi Orogenic Belt, in *Symposium on Basins and Geosynclines of the Canadian Shield; Geol. Sur. Can., Pap. 70-40, pp. 1-31.*

GREELEY, R. (ed.,), 1974, Geologic Guide to the Island of Hawaii; *Office of Planetology Programs, NASA, Washington, D.C., 257 p.*

GUNNING, H.C., 1927, Syenite Porphyry of Beauchastel Township, Québec; *Geol. Sur. Can., Mus. Bull. 46, pp. 31-46.*

HAWLEY, J.E., 1948, The Aldermac Copper Deposit, in *Structural Geology of Canadian Ore Deposits; CIM Special Volume, pp. 719-730.*

HUNTER, A.D., 1979, The Geological Setting of the Aldermac Copper Deposit, Noranda, Québec; unpub. M.Sc. thesis, Carleton University, Ottawa.

JOLLY, W.T., 1978, Metamorphic History of the Archean Abitibi Belt, in Metamorphism in the Canadian Shield; *Geol. Sur. Can., Pap. 78-10, pp. 63-77.*

KELLY, J.M., 1975, Geology, Wall Rock Alteration and Contact Metamorphism Associated with Massive Sulphide Mineralization at the Amulet Mine, Noranda District, Québec; unpub. Ph.D. thesis, University of Wisconsin.

LICKUS, R.J., 1965, Geology and Geochemistry of the Ore Deposits at the Vauze Mine, Noranda District, Québec; unpub. Ph.D. thesis, McGill University, Montreal.

SIMMONS, B.D., and Geological Staff, 1973, Geology of the Millenbach Massive Sulphide Deposits, Noranda, Québec; *CIM Bull., V. 66, pp. 1225-1231.*

SPENCE, C.D., 1967, Figure 1 in CIM Centennial Field Excursion, Northwestern Québec and Northern Ontario; published under auspices of CIM.

SPENCE, C.D., 1975, Volcanogenic Features of the Vauze Sulfide Deposit, Noranda, Québec; *Econ. Geol., V. 70, pp. 102-114.*

SPENCE, C.D., and DE ROSEN SPENCE, A.F., 1975, The Place of Sulphide Mineralization in the Volcanic Sequence at Noranda, Québec; *Econ. Geol., V. 70, pp. 90-101.*

WILSON, M.E., 1941, Noranda District Québec; *Geol. Sur. Can., Mem. 229.*

PLAN TO ATTEND: **85th CIM Annual General Meeting**

# Massive sulfide deposits of the Noranda area, Quebec. II. The Aldermac mine[1, 2]

T. J. BARRETT AND S. CATTALANI
*Mineral Exploration Research Institute, Department of Geological Sciences, McGill University, Montréal, Que., Canada H3A 2A7*
F. CHARTRAND
*Ministère de l'Énergie et des Ressources du Québec, Service géologique du nord-ouest, 400, boulevard Lamaque, Val-d'Or (Québec), Canada J9P 3L4*
AND
P. JONES
*Deak Resources, 146 – 14th Street, Rouyn–Noranda, Que., Canada J9X 2J3*

Received November 8, 1990
Revision accepted April 5, 1991

Can. J. Earth Sci. Downloaded from www.nrcresearchpress.com by 207.253.152.193 on 08/22/16
For personal use only.

The original Aldermac mine near Noranda contained several Cu–Zn massive sulfide lenses hosted by felsic to mafic volcanic rocks of the late Archean Blake River Group. The original Nos. 3–6 orebodies, which consisted of massive pyrite, with lesser magnetite, pyrrhotite, chalcopyrite, and sphalerite, contained 1.87 Mt of Cu–Zn ore that averaged 1.47% Cu (Zn was not recovered). The orebodies occurred within felsic breccias and tuffs up to 100 m thick that are stratigraphically overlain by an extensive dome of mainly massive rhyolite and rhyodacite (up to 250 m thick and at least 550 m across). Most of the volcanic rocks that laterally flank and overlie the felsic dome are dacitic to andesitic flows, breccia, and tuff, with minor rhyolites, and associated subvolcanic sills of quartz-feldspar porphyry and gabbro.

The new massive sulfide deposit, discovered in 1988, lies 150–200 m east of the mined-out orebodies, at a similar stratigraphic level within altered felsic breccia and tuff. The sulfides are mainly in the No. 8 lens, which contains 1.0 Mt at an average grade of 1.54% Cu, 4.12% Zn, 31.2 g/t Ag, and 0.48 g/t Au. Pyrite forms porphyroblastic megacrysts in a groundmass of pyrrhotite, sphalerite, magnetite, and chalcopyrite. A funnel-shaped, chloritized stockwork zone underlies the No. 8 lens and contains Cu-stringer mineralization. The No. 8 lens appears to be zoned, with overall decreasing Cu:Zn ratios from the core to the fringes of the lens. Massive sulfides in this lens have high Ag, Cd, and Hg contents relative to other massive sulfide deposits near Noranda.

Ti versus Zr trends for least-altered Aldermac volcanic rocks indicate a more or less continuous magmatic fractionation trend ranging from high-Ti andesite to andesite, dacite, rhyodacite, and two distinct rhyolites (A and B). Most volcanic rocks were derived from a common parental magma that was transitional between tholeiitic and calc-alkaline compositions, as indicated by Ti–Y–Zr–Nb data and rare-earth-element distributions.

Ti versus Zr trends in altered volcanic rocks indicate that silicification (mass gain) has affected some of the andesitic to rhyodacitic rocks, whereas chloritization (mass loss) has affected many of the rhyolitic rocks. Intermediate to mafic volcanic rocks above and lateral to the felsic dome are commonly silicified, possibly the result of hydrothermally remobilized silica derived from underlying felsic volcanic rocks.

The orebodies appear to have formed at an eruptive hiatus between mafic → felsic and felsic → mafic cycles, during explosive activity and accumulation of felsic breccia and tuff. Ore was deposited mainly within a felsic fragmental sequence (rhyolite A), but before emplacement of the dome of rhyolite B. In compositionally diverse volcanic terrains, the contact between successive mafic–felsic and felsic–mafic cycles may be a good exploration target, in particular specific geochemical contacts within the felsic stratigraphy.

---

L'ancienne mine Aldermac, près de Noranda, comprenait plusieurs lentilles de sulfures massifs, riches en Cu–Zn, encaissées dans les roches volcaniques de composition felsitique à mafique du Groupe de Blake River, d'âge archéen tardif. Les masses minéralisées originales N° 3–6 étaient formées de pyrite massive, accompagnée de magnétite, pyrrhotite, chalcopyrite et sphalérite, et contenaient 1,87 Mt de minerai de Cu–Zn, avec une teneur moyenne en Cu de 1,47% (le Zn n'était pas récupéré). Les masses minéralisées apparaissaient dans les couches de brèches et tufs felsitiques, d'épaisseur pouvant atteindre 100 m, et qui stratigraphiquement sont recouvertes par un vast dôme où dominent rhyolite et rhyodacite massives (jusqu'à 250 m d'épaisseur et au moins 550 m au travers). La majorité des roches volcaniques qui longent et recouvrent le dôme felsitique sont des coulées dacitiques et andésitiques, des brèches et tufs, avec quelques rhyolites et filons-couches de subvolcanites de porphyre quartzo-feldspathique et de gabbro.

Le nouveau gîte de sulfures massifs, découvert en 1988, est localisé à 150–200 m à l'est de masses minéralisées qui furent minées anciennement, à un niveau stratigraphique analogue inséré dans la brèche et le tuff felsitiques. Le minerai est surtout abondant dans la lentille N° 8, qui renferme 1,0 Mt avec une teneur moyenne de 1,54% Cu, 4,12% Zn, 31,2 g/t Ag et 0,48 g/t Au. La pyrite forme des macrocristaux porphyroblastiques dans une matrice de pyrrhotite, sphalérite, magnétite et chalcopyrite. Une zone de type stockwerk chloritisée, en forme d'entonnoir, et sous-jacente à la lentille N° 8, referme des veinules minéralisées en Cu. Dans cette lentille N° 8, le décroissement des rapports Cu:Zn, du centre de la lentille N° 8 vers les bordures, suggère une certaine zonation. Les sulfures massifs dans cette lentille sont caractérisés par de fortes teneurs en Ag, Cd et Hg comparativement aux autres gîtes de sulfures massifs dans la région de Noranda.

Les diagrammes Ti versus Zr pour les roches volcaniques les plus fraîches d'Aldermac indiquent une évolution par fractionnement magmatique plus ou moins continu, qui varie d'andésite riche en Ti à l'andésite, dacite, rhyodacite, et deux



---

[1]Institut de recherche en exploration minérale – Mineral Exploration Research Institute Contribution A9102.
[2]Ministère de l'Énergie et des Ressources du Québec Contribution 90-5130-74.

rhyolites distinctes (A et B). La majorité des roches volcaniques dérivent d'un magma parental commun, transitionnel entre les compositions tholéiitique et calco-alcaline, les distributions des terres rares et les teneurs de tel qu'indiqué par Ti–Y–Z–Nb.

Les diagrammes Ti versus Zr des roches volcaniques altérées indiquent que la silicification (gain de masse) a affecté certaines des roches de composition andésitique à rhyodacitique, tandis que la chloritisation (perte de masse) a affecté plusieurs des roches rhyolitiques. Les roches volcaniques, de composition intermédiaire à mafique, localisées au-dessus et entourant le dôme felsitique sont généralement silicifiées, possiblement le résultat de la silice remobilisée hydrothermalement à partir des roches volcaniques plus felsitiques de niveau inférieur.

Les masses minéralisées se sont formées probablement lors des hiatus d'éruption entre les cycles mafique → felsitique et felsitique → mafique, durant la phase explosive qui a engendré la formation de la brèche et du tuf felsitiques. La précipitation du minerai s'est manifestée principalement dans les roches felsitiques fragmentées (rhyolite A), mais antérieurement à la mise en place du dôme de rhyolite B. Dans les terrains volcaniques de compositions différentes, le contact entre les cycles successif mafique–felsitique et felsitique–mafique définit une bonne cible potentielle d'exploration, surtout au niveau d'horizons géochimiques spécifiques dans une stratigraphie felsitique.

[Traduit par la rédaction]

## Introduction

The Aldermac volcanogenic massive sulfide deposit is located in Beauchastel Township, 16 km west-southwest of Rouyn–Noranda (Fig. 1). The original Cu–Zn orebodies, which were exploited from 1933 to 1943, were known as the No. 3 and No. 4 lenses. Total mine production was 1.87 Mt, at 1.47% Cu, 6.4 g/t Ag, and 0.17 g/t Au, although Zn concentrate was not produced because the Noranda smelter was unable to treat Zn ore (Hunter 1979). The new No. 8 massive sulfide lens at Aldermac, located only a few hundred metres east of the original orebodies, is estimated from drilling results to contain 1.0 Mt at 1.54% Cu, 4.12% Zn, 31.2 g/t Ag, and 0.48 g/t Au (Jones and Hunter 1990).

The volcanic rocks around the Aldermac deposit belong to the late Archean Blake River Group (Gélinas *et al.* 1977, 1984) and consist of relatively undeformed, mafic to felsic volcanic flows and mainly felsic volcaniclastic rocks (Fig. 2) (Hunter 1979; Jones and Hunter 1990). The volcanic sequence contains gabbroic and felsic sills that appear to be subvolcanic intrusions. Generally, lithologic boundaries trend approximately east–west and dip steeply to the north or south. On surface, individual flows and volcaniclastic units generally cannot be mapped along strike for more than a few hundred metres, although the sills are laterally persistent for up to 1 km. The volcanic rocks and associated sills exhibit lower-greenschist-facies metamorphism (Hunter 1979). The area also contains a large, late Archean syenite body and Proterozoic diabase dykes. The massive sulfide orebodies are hosted by felsic volcaniclastic rocks near the southern extremity of the intrusive syenite body (Fig. 2). The Aldermac volcanic rocks belong to the third cycle (Mine Sequence) of the Noranda Volcanic Complex (Spence and de Rosen-Spence 1975; Gibson and Watkinson 1990).

Alteration of the compositionally diverse Aldermac volcanic rocks includes silicification, chloritization, and sericitization. Locally, the rocks have been altered to the point where their precursors are not visually identifiable. The Aldermac area serves as a useful case study for stratigraphic correlation based on the recognition of chemically distinct units that can be defined regardless of the alteration.

In this study, we use Ti–Zr data to define original chemostratigraphy around the Aldermac massive sulfide deposits. Rare-earth element data complement this information. Reconstruction of the volcanic stratigraphy allows favorable areas within the volcanic sequence to be identified as high-potential exploration zones, in particular the contact between two chemically distinct rhyolite types that underlie a massive rhyolite dome. Alteration involving both mass loss and mass gain is documented using Ti–Zr relationships and other elemental variations. Detailed correlations and interpretations of drill-hole data are given. We also outline the stratigraphy, geochemistry and petrography of the new No. 8 lens and compare the volcanic setting of the Aldermac orebodies with other Noranda-area deposits. Further details on the Aldermac deposit are given in Hunter (1979), Hunter and Moore (1983), and Cattalani *et al.* (1991*a*). The present study represents results from part of a multiyear project of the ministère de l'Énergie et des Ressources du Québec that has examined in detail the volcanic stratigraphy, lithogeochemistry, massive sulfide deposits, and hydrothermal alteration at the Horne, Aldermac, Ansil, Mobrun, and other mines in the Noranda area (Cattalani *et al.* 1990, 1991*a*, 1991*b*; Barrett *et al.* 1991*a*, 1991*b*, and paper submitted for publication;[3] MacLean and Hoy 1991; Riopel *et al.* 1991).

## Setting of mineralization

The main massive sulfide orebodies at the original Aldermac mine were the Nos. 3, 4, and 5 lenses. A vertical section cutting the Nos. 3 and 4 lenses is shown in Fig. 3. The ore lenses plunged steeply south to subvertically and consisted mainly of massive pyrite, with lesser magnetite, pyrrhotite, chalcopyrite, and sphalerite (Hawley 1948). The No. 3 orebody extended from about 10 m below the surface to the 500 ft (152 m) level. In plan, it formed an elongate lens measuring 9 m by 80 m, striking roughly east–west. Stratigraphically below and down-dip, the No. 4 orebody (Figs. 3, 4) formed the largest single ore lens, with a maximum plan of 94 m × 57 m. The No. 4 orebody extended from the 275 ft (84 m) level to the 1400 ft (427 m) level, where it thinned into a zone of disseminated sulfides and chloritic volcaniclastic rocks (Fig. 3). The No. 5 orebody dipped subvertically, extending from the 440 ft (134 m) to the 1035 ft (315 m) levels. In plan, the orebody ranged from 3 to 12 m in thickness and from 9 to 40 m in length (Hawley 1948).

In 1987, the No. 7 lens, a small Zn–Cu massive sulfide body, was discovered 350 m east of the old Aldermac shaft, at a depth of 335 m. Since then, the No. 8 lens, an irregularly shaped (~90 m × 105 m × 18 m), north-dipping, massive sulfide lens rich in Zn and Cu (Fig. 5), has been outlined by diamond drilling. The No. 8 lens and a much smaller lens known as the "upper zone" are situated in an embayment in the adjacent syenitic intrusive complex.

The Mackay Lake Fault, in the south of the map area (Fig. 2), trends east-northeast and dips steeply north. Disseminated

[3]T. J. Barrett, S. Cattalani, J. Riopel, L. Hoy, and P. J. Lafleur. Massive sulfide deposits of the Noranda area, Quebec. IV. The Mobrun mine.

Can. J. Earth Sci. Downloaded from www.nrcresearchpress.com by 207.253.152.193 on 08/22/16
For personal use only.

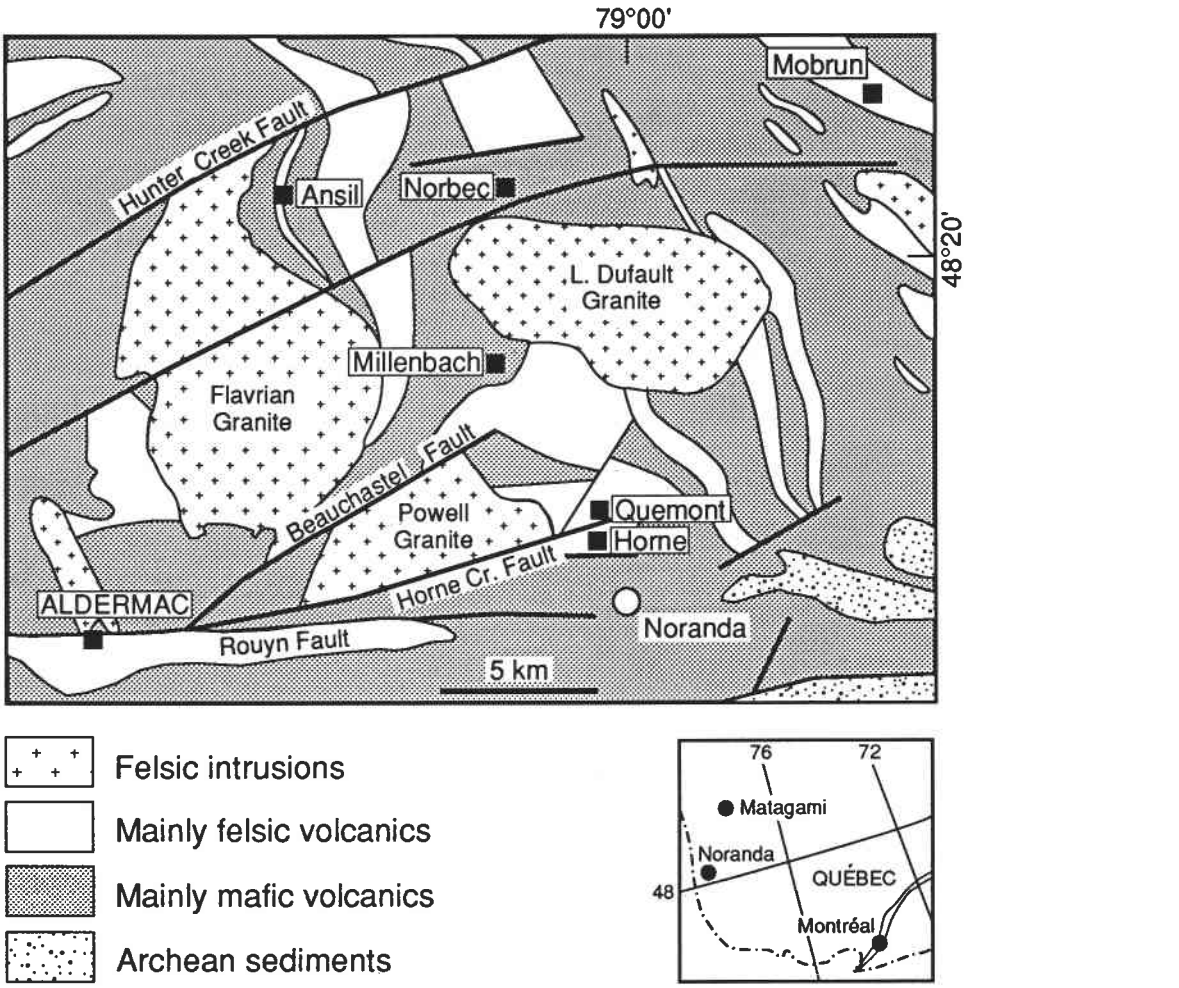



FIG. 1. Schematic geological map of the Blake River Group in the Noranda area, showing the location of the Aldermac mine and several other massive sulfide deposits. Only the Ansil and Mobrun mines are present producers.

Can. J. Earth Sci. Downloaded from www.nrcresearchpress.com by 207.253.152.193 on 08/22/16
For personal use only.

sulfide mineralization and alteration zones occur in rocks up to about 100 m from this fault. The Mackay Lake Fault is subparallel to the more extensive Rouyn Fault – Horne Creek Fault trend that extends from the Ontario border to Rouyn–Noranda and also is close to the intersection of the Beauchastel Fault with this trend (Fig. 1). There is little penetrative deformation in the Aldermac map area and no evidence for large-scale isoclinal folding of the stratigraphy, at least in the mine area (Hunter 1979). Geological information on the Aldermac deposits and associated volcanic and intrusive rocks is given in Gunning (1927), Cooke *et al.* (1931), Bruce (1933), Ambrose and Ferguson (1945), Hawley (1948), Dresser and Dennis (1949), Hunter (1979), Hunter and Moore (1983), and Cattalani *et al.* (1991*a*).

## Petrography

Aldermac volcanic rocks are generally classified in the field simply as mafic, felsic, or composite. This is because alteration, in particular silicification, makes field distinction between pre-alteration compositions difficult. Silicification has produced whitening of pillow lavas or otherwise dark lava and has formed anastomosing quartz veinlets and quartz infilling of vesicles. It is shown in the section on host-rock geochemistry that the volcanic sequence on the Aldermac property originally comprised a more or less complete compositional sequence ranging from basaltic andesite to rhyolite.

### *Mafic volcanic rocks*

These rocks commonly are massive, with local pillowed flows, and flow and pillow breccia. Mafic volcanic rocks are typically aphanitic, with common spheroidal to ellipsoidal amygdules, and locally millimetre-scale plagioclase phenocrysts. The groundmass is an aggregate of microcrystalline actinolite and plagioclase microlites, with lesser epidote, sphene, and opaques. Intergranular texture is common, and trachytic texture is locally developed. Amygdules forming up to 25% of the rock vary from 2 to 20 mm in diameter. They are filled with quartz, epidote, feldspar, and actinolite. Near the orebodies, amygdules also contain sulfide, carbonate, chlorite, and garnet.

The most common mafic volcaniclastic rock on the surface is a breccia consisting of poorly sorted, polygenetic, angular to subrounded fragments in a tuffaceous matrix. Mafic fragments are irregular in shape and include gabbro and silicified lava. Intermediate to felsic fragments are angular, subequant, and porphyritic or aphyric. Although the breccia units are generally massive and structureless, the long axis of the fragments tends to parallel the contacts of the strata. Lapillistone and tuff

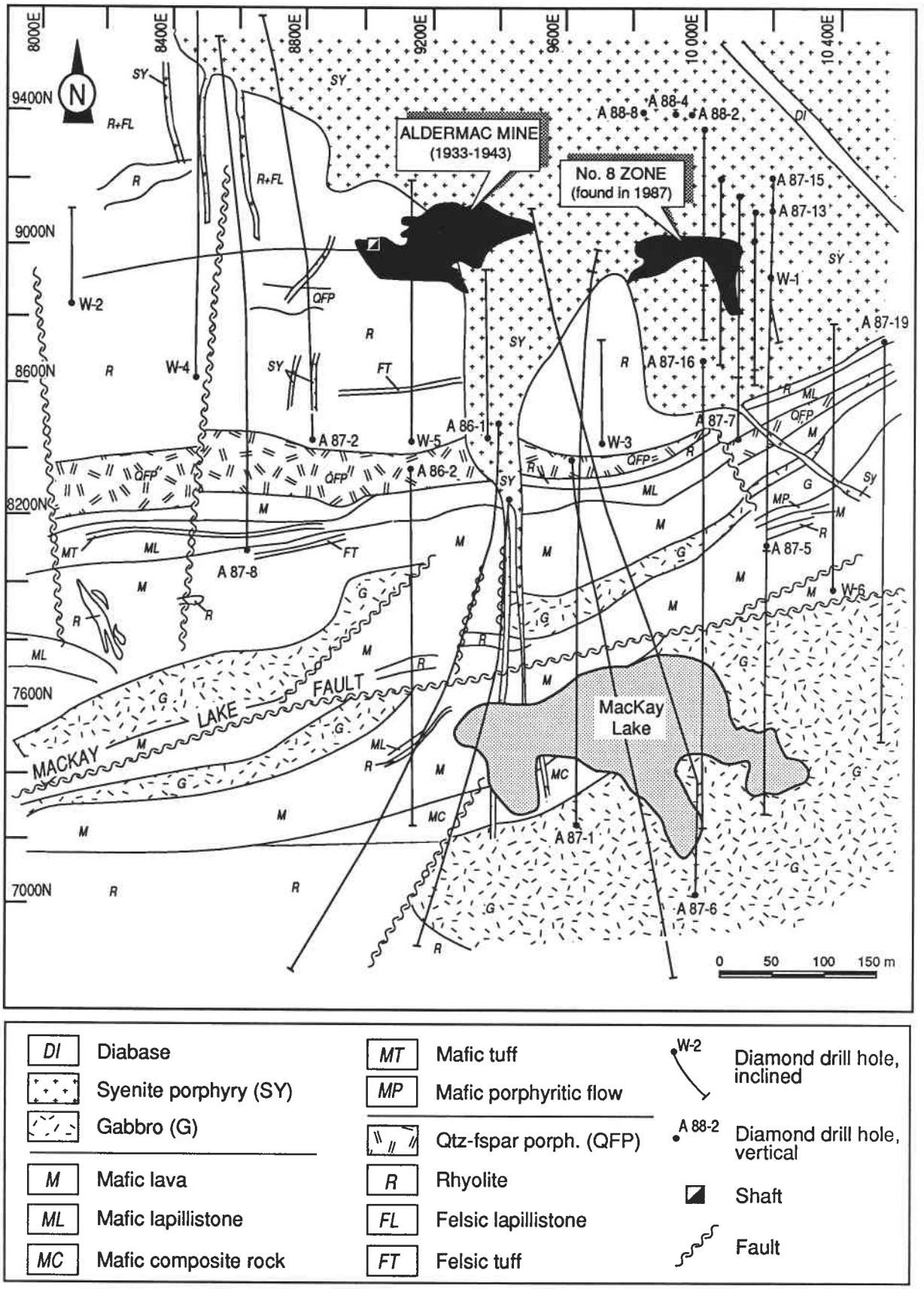



FIG. 2. Geology of the Aldermac property, including surface projections of the original orebodies, and the new No. 8 lens at the 950 ft level. Also shown are locations of drill holes used in this study (numbered holes are referred to in text). Geology based on company data and new mapping.

Can. J. Earth Sci. Downloaded from www.nrcresearchpress.com by 207.253.152.193 on 08/22/16
For personal use only.

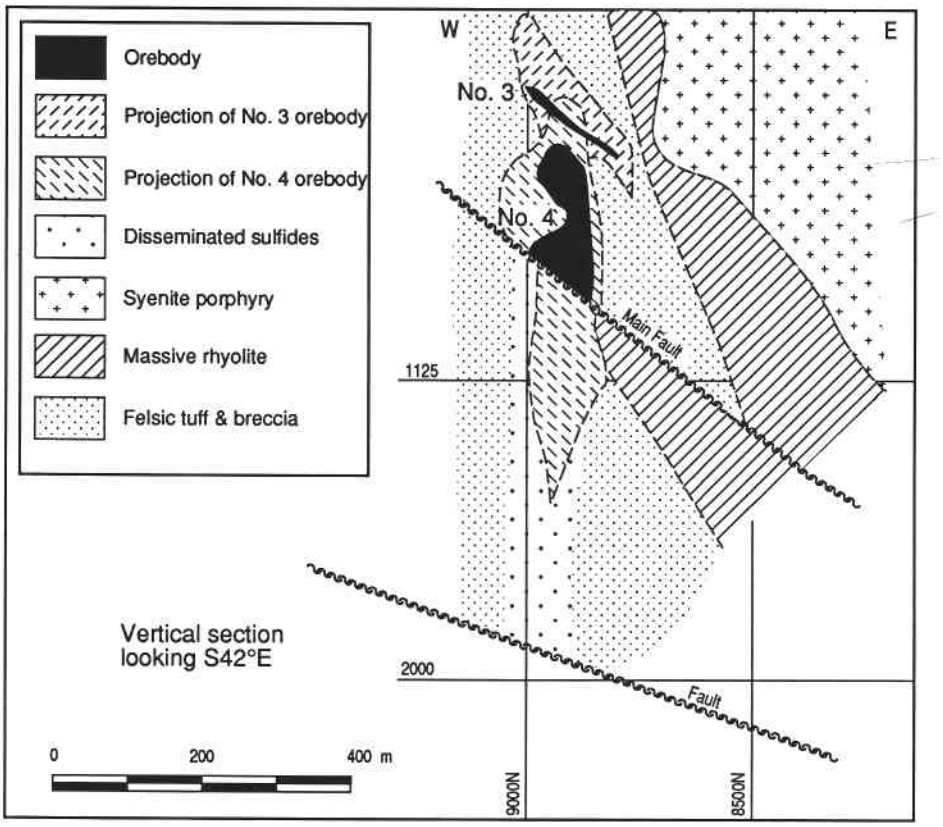



FIG. 3. Simplified vertical geological section, original Aldermac mine. Modified from Hawley (1948).

Can. J. Earth Sci. Downloaded from www.nrcresearchpress.com by 207.253.152.193 on 08/22/16
For personal use only.

consist of angular lithic and crystal fragments in a fine-grained matrix. They commonly form planar, massive, and locally graded beds 2–10 cm thick.

*Felsic volcanic rocks*

Massive, porphyritic, banded, and volcaniclastic felsic rocks are present on the Aldermac property. A thick unit of mainly massive lava outcrops south of the mine shaft (Fig. 2) and also at depth, with an overall east–west extent of at least 550 m and a maximum thickness of 250 m. Felsic volcanic rocks also occur as smaller flows and lobes and as large fragments in composite lavas (see below). In thin section, feldspar microlites and quartz phenocrysts are set in a groundmass of microcrystalline to cryptocrystalline quartz, feldspar, and minor chlorite, epidote, actinolite, and sericite. Amygdules (generally <5%) are less than 5 mm in diameter and are filled with quartz. Flow-banded felsic rocks (Fig. 7*a*) occur along the margins of the massive felsic dome in the vicinity of the mine shaft and as fragments in the volcaniclastic facies.

Felsic tuffs and coarser volcaniclastic rocks hosted the original massive sulfide lenses (Hawley 1948; Dresser and Dennis 1949). Similar rocks also host the recently discovered lenses (Jones and Hunter 1990). A 1–2 m thick horizon of siliceous tuff or tuff–exhalite occurs just to the south of the old Aldermac shaft, in contact with flow-banded rhyolite. The tuff contains continuous planar laminae (up to 2 cm thick) with common disseminated pyrite.

*Composite rocks*

The term composite rock includes all volcanic rocks containing lenses and fragments of felsic rock in a groundmass of mafic to intermediate composition. The fragments are typically 2–30 cm in size and are in sharp contact with the groundmass.

One type of composite rock lies immediately southwest of Mackay Lake (Fig. 2). This rock consists of apparently felsic lenses and fragments but with macroscopic texture comparable to that of mafic lava (Fig. 6*a*). The fragments are fine-grained, massive, and amygdaloidal lava, without quartz or plagioclase phenocrysts. Some fragments have silicified rims and more mafic cores. Many fragments can be fit together, indicating *in situ* brecciation. These features suggest that after extrusion of an intermediate to mafic lava, silicification and incipient brecciation took place (with conservation of lava textures). This was followed by further extrusion of mafic to intermediate flows that enclosed fragments of the preexistent lava. Similar rocks have been recognized in the Rouyn–Noranda area and described by Cousineau (1980) and Verpaelst (1980).

Another type of composite rock is found adjacent to massive rhyolite lenses, lobes, and dykes that occur within mafic lava, particularly in the southwest corner of the map area (Fig. 2). Angular fragments of felsic composition, with a macroscopic texture similar to massive rhyolite, lie within the more mafic lavas (Fig. 6*b*). The abundance of rhyolite fragments decreases away from the rhyolite masses. These felsic fragments appear to represent detached rhyolite material, rather than silicified mafic lava. The fragmented margins of the rhyolite body were probably incorporated into a more mafic overlying flow.

*Intrusive rocks*

A quartz-feldspar porphyry forms laterally extensive sill-like bodies in the mine area. The largest of these bodies occurs ~150 m south of the old shaft and is ~1000 m long and 30 m wide (Hunter 1979). The rock, which is interpreted as a subvolcanic sill (Jones and Hunter 1990), is generally homogeneous, with up to 15% combined phenocrysts consisting of

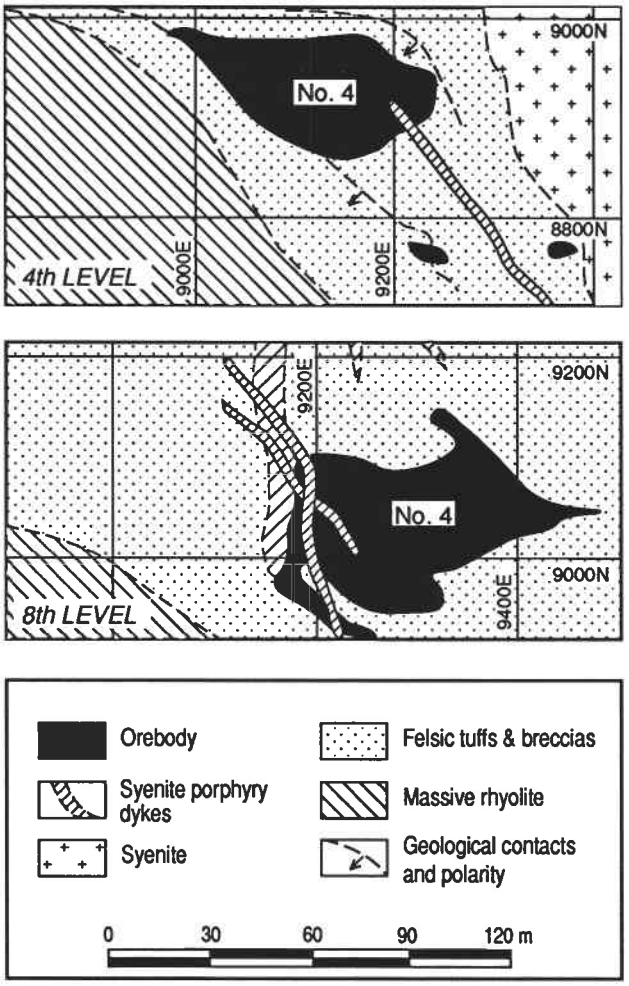



FIG. 4. Plans of the 4th and 8th levels of the original No. 4 orebody, Aldermac mine. Note bedding polarity marked on 4th level plan. Modified from Hawley (1948).

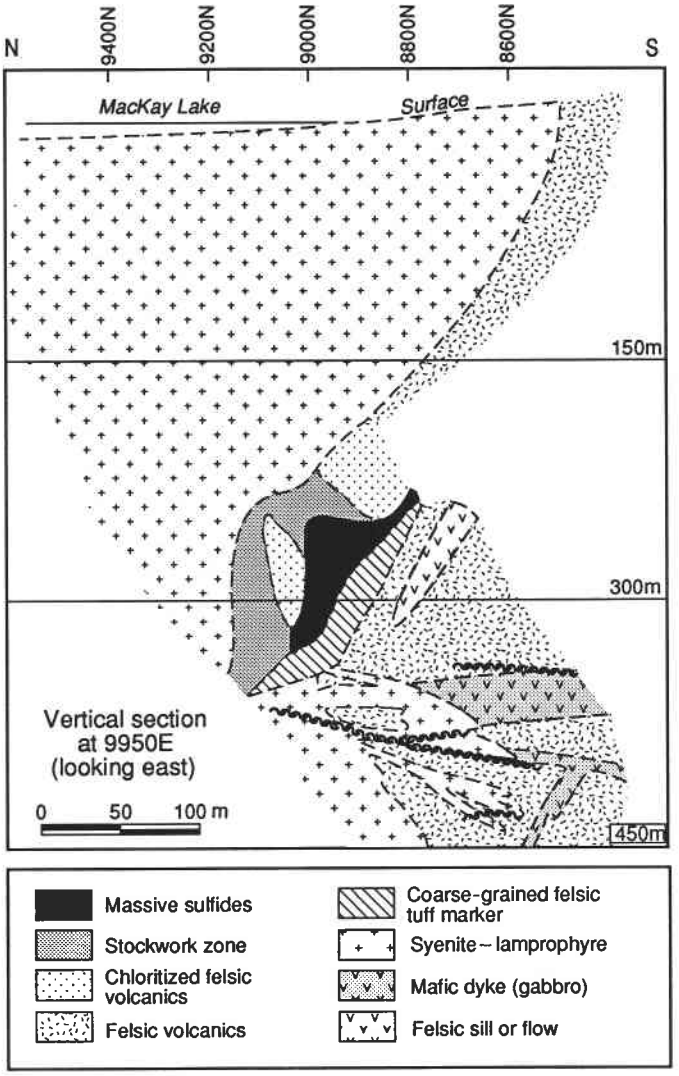



FIG. 5. Simplified vertical geological section of the new No. 8 massive sulfide lens. Modified from Jones and Hunter (1990).

millimetre-scale subequant quartz phenocrysts and epidotized albite phenocrysts in a microscopic matrix of albite, quartz, and minor sericite–chlorite–epidote. Gabbro sills on the property are homogeneous, medium to coarse grained, with a relict ophitic texture in which the original pyroxene is mostly replaced by amphibole, and the plagioclase is extensively altered to saussurite.

Syenite forms an elongate body that extends for several kilometres north of the Aldermac deposits. Radiating syenite dykes also extend from the main mass into the country rock. Compositionally the syenite is complex, ranging from early lamprophyres through the main body of coarse-grained, K-feldspar-rich porphyry to a late feldspar-quartz-rich variety (Gunning 1927).

## Alteration

Silicification is the dominant alteration process at Aldermac (Hunter 1979). It is most evident in mafic to intermediate rocks, where quartz fills amygdules and replaces the groundmass (preserving the microlitic texture). Silicification also occurs along fractures, forming ribbons and patches within these rocks. Veins and amygdules of polygranular quartz typically host sulfide and gangue minerals (Fig. 7*b*). In felsic lavas, perlites and devitrified glass shards locally occur in a quartz-mosaic matrix. Large zones of silicificied rhyolites apparently surrounded the old orebodies, with more localized chlorite–sericite alteration closer to the orebodies (Hunter 1979). Although the detailed relations between these alteration zones and the original massive sulfide lenses are generally unknown, recent drilling has shown that the new No. 8 orebody is underlain by a funnel-shaped, sulfide-mineralized, chlorite–sericite zone (Jones and Hunter 1990) (Fig. 5).

Plagioclase phenocrysts in altered porphyritic lava (mafic and felsic) are replaced by sericite and carbonate (Fig. 7*c*). The groundmass in mafic lava and tuff commonly contains these minerals plus chlorite (Fig. 7*d*).

Quartz-sulfide mineralization is common in large gossan zones on surface and also in extensions of these zones with depth, particularly along the steeply dipping MacKay Lake Fault. These gossan zones, which are not spatially related to the massive sulfide orebodies, contain microveinlets and disseminations of sulfides hosted by variably altered and sheared volcanic rocks and gabbroic sills.

Epidotization occurs locally near the original orebodies and in the surface sulfide showings, where it occurs with quartz, chlorite, sericite, and sulfide in amygdules, veins, and patches

Can. J. Earth Sci. Downloaded from www.nrcresearchpress.com by 207.253.152.193 on 08/22/16
For personal use only.

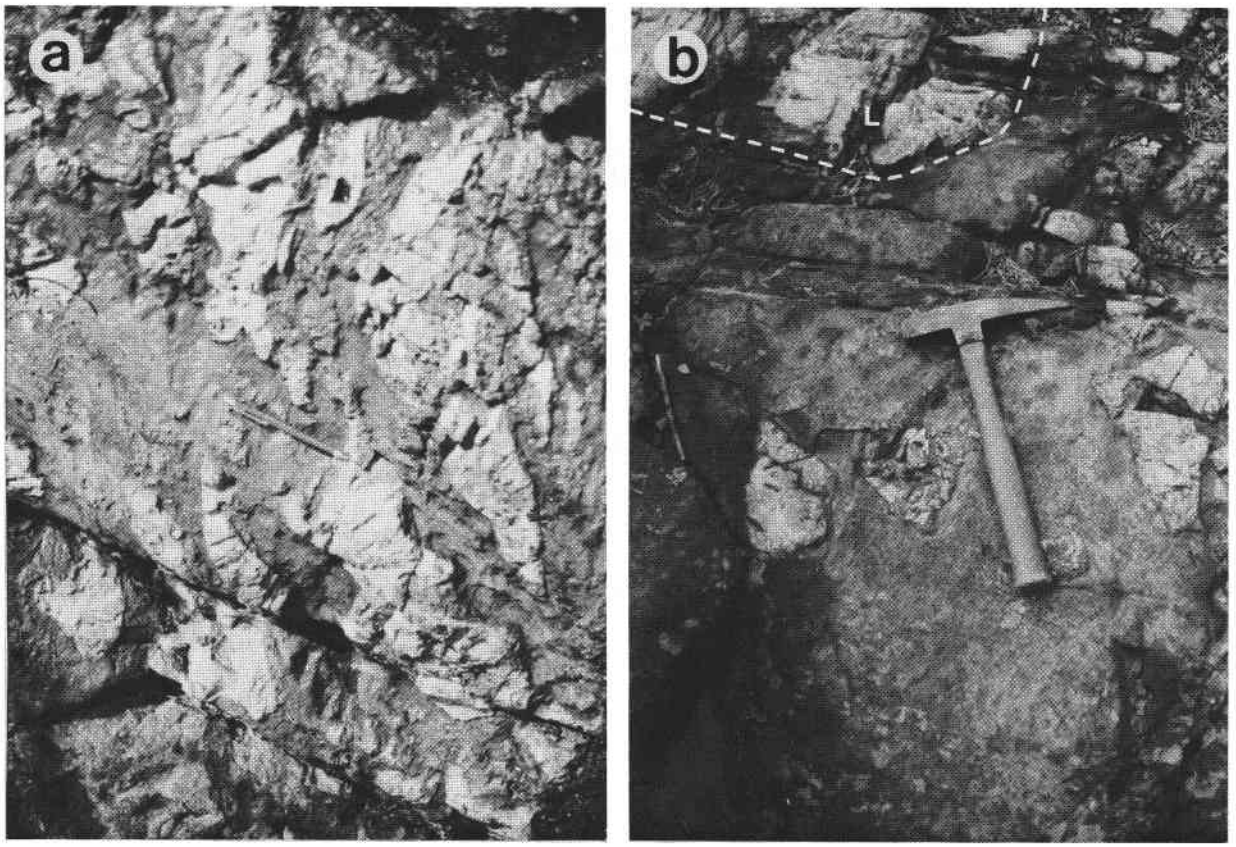



FIG. 6. Field photographs of breccia types. (*a*) Composite rock, showing irregular, silicified andesite fragments in andesitic lava matrix. (*b*) Composite rock, showing rhyolite fragments in mafic rocks adjacent to rhyolite lobe (L).

Can. J. Earth Sci. Downloaded from www.nrcresearchpress.com by 207.253.152.193 on 08/22/16
For personal use only.

(Hunter 1979). Biotite, garnet, and K-feldspar also may be associated with mineralization, but they generally occur within the contact-metamorphic aureole of the syenite. Relict dalmationite texture formed by millimetre-scale blebs of chlorite, sericite, and biotite occurs in some mafic lava within the metamorphic aureole of the syenite (Hunter 1979).

## Host-rock geochemistry

### *General*

Thirty-five new drill-hole and surface samples, including 11 relatively unaltered samples, were collected and analyzed for this study (Table 1). In addition, we used about 250 analyses of drill-core samples, taken every 20–30 m in most drill holes, from Seadrift and Nuinsco company records. Representative company analyses from selected holes are given in Table 2. The locations of the Aldermac drill holes examined in this study are shown in Fig. 2 (these represent almost all holes in the central part of the property). Plots of Ti versus Zr using this combined database provide information on both primary igneous variation and the extent of alteration in the volcanic sequence around the Aldermac deposit. Together with core-log petrographic observations, this allows chemostratigraphic correlations to be made across the Aldermac property.

### *Ti versus Zr trends*

Least-altered volcanic rocks (Table 2) were identified on the basis of high-$Na_2O$ (>2%) and low-$K_2O$ (<1.2%) contents and low volatile loss (<2%). Petrographically, these samples are relatively unaltered. Least-altered volcanic rocks range from basaltic andesite to rhyolite in an alkali–silica plot (Le Bas *et al.* 1986). These samples were used to outline the igneous fractionation trend, which forms a slightly asymptotic curve in a Ti versus Zr plot (Fig. 8*a*). The Ti-depletion trend results from the generally compatible behavior of Ti but incompatible behavior of Zr in lavas of tholeiitic to transitional affinity (MacLean 1990). In plots of Y versus Zr (Fig. 8*b*) and Nb versus Zr (not shown), the least-altered samples fall along a positively sloping trend, indicating that mafic to felsic fractionation has produced a steady increase in these incompatible elements. The slope of the trend has a Zr/Y ratio of 6.9, which suggests that the volcanics have an affinity intermediary between the ranges of tholeiitic (3–5) and calc-alkaline (7–11) rocks in the Abitibi belt (cf. MacLean and Kranidiotis 1987). The Ti–Zr data also generally fall between trends for tholeiitic and calc-alkaline volcanic rocks estimated from the data in Ujike and Goodwin (1987). In Harker plots of FeO or MgO or $Al_2O_3$ versus $SiO_2$, the least-altered samples define negatively sloping trends with increasing silica content that also reflect primary fractionation trends.

A schematic representation of alteration effects on the Ti–Zr igneous fractionation trend is also shown in Fig. 8*a*. Ti and Zr are both immobile during later hydrothermal alteration and greenschist-facies metamorphism in the Abitibi region (MacLean and Kranidiotis 1987; Barrett and MacLean 1991). Therefore, if mass is added to a primary lava, the composition of a given rock will move along a tie line connecting its position along the fractionation curve with the origin ($TiO_2$ and Zr are diluted but not removed). If mass is lost from the lava, the composition of the rock will move in the opposite direction, away from the fractionation curve ($TiO_2$ and Zr are

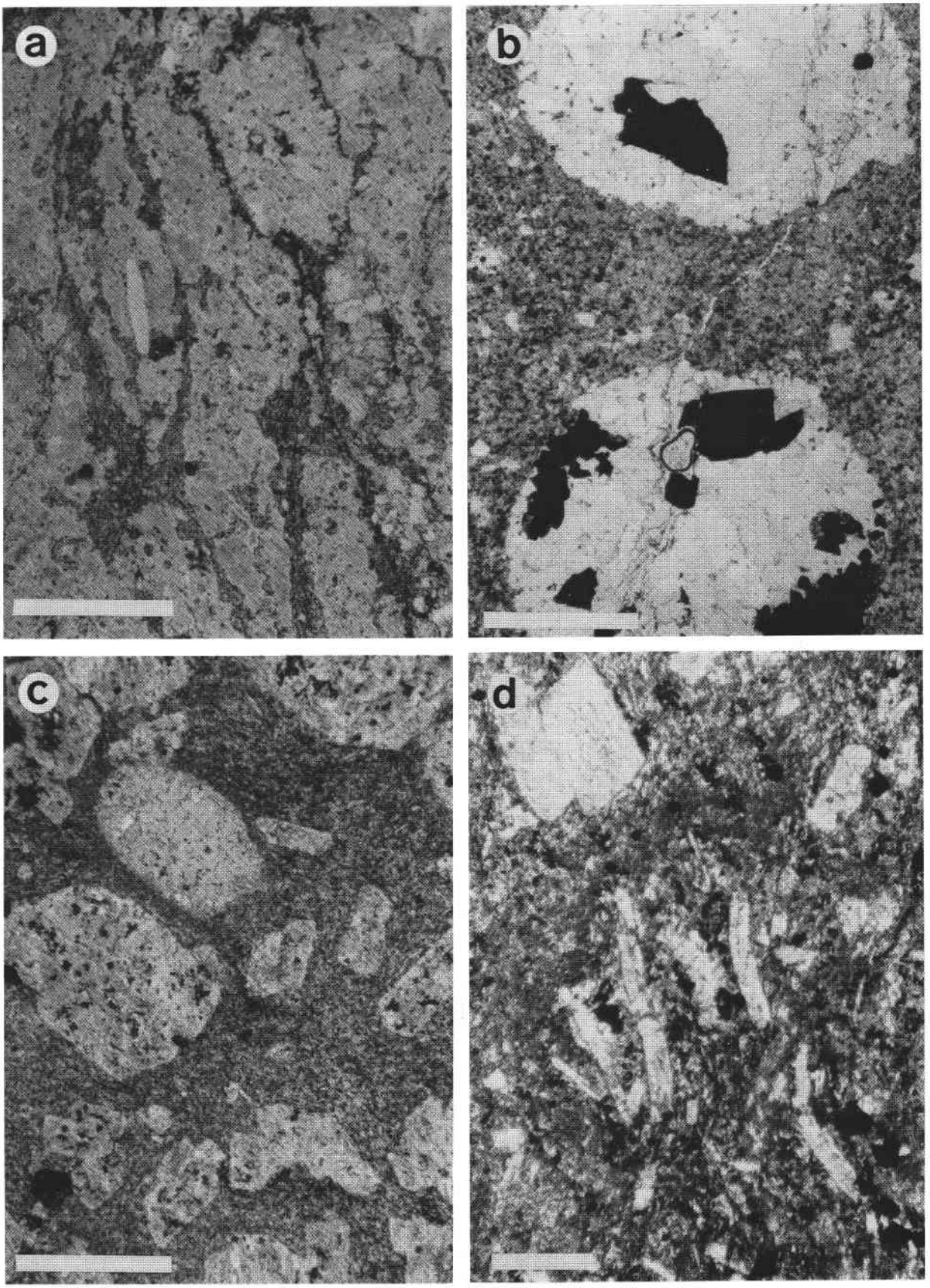



FIG. 7. Photomicrographs of volcanic rocks. (*a*) Lenticular laminae in flow-banded rhyolite. Plane light, scale bar = 1.0 mm. (*b*) Quartz-sulfide-filled amygdules in silicified andesite. Plane light. Scale bar = 1.0 mm. (*c*) Porphyritic lava showing altered plagioclase phenocrysts. Plane light. Scale bar = 1.0 mm. (*d*) Mafic tuff with bent and broken feldspar crystals in chloritic groundmass. Plane light. Scale bar = 0.25 mm.

Can. J. Earth Sci. Downloaded from www.nrcresearchpress.com by 207.253.152.193 on 08/22/16
For personal use only.

Can. J. Earth Sci. Downloaded from www.nrcresearchpress.com by 207.253.152.193 on 08/22/16
For personal use only.

TABLE 1. New analyses of Aldermac volcanic rocks

| Sample | Depth (m) | Major elements (wt.%) | | | | | | | | | | | | Trace elements (ppm) | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | $SiO_2$ | $TiO_2$ | $Al_2O_3$ | FeO* | MgO | CaO | $Na_2O$ | $K_2O$ | MnO | $P_2O_5$ | LOI | Total | Ga | Nb | Rb | Sr | Y | Zr |
| **Core** | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| AL87-4 | 340 | 64.00 | 1.22 | 12.20 | 6.43 | 0.44 | 0.78 | 0.40 | 7.55 | 0.05 | 0.21 | 4.27 | 97.55 | 14 | 7 | 120 | 36 | 24 | 98 |
| AL87-4 | 379 | 75.20 | 0.18 | 11.90 | 2.48 | 0.53 | 1.19 | 3.42 | 3.10 | 0.03 | 0.02 | 1.11 | 99.16 | 14 | 19 | 55 | 110 | 110 | 330 |
| AL87-4 | 430 | 74.90 | 0.27 | 13.20 | 2.40 | 0.43 | 1.01 | 0.72 | 4.38 | 0.03 | 0.05 | 1.78 | 99.17 | 16 | 18 | 120 | 86 | 67 | 360 |
| AL87-4 | 477 | 72.80 | 0.43 | 14.40 | 2.75 | 0.89 | 1.16 | 1.84 | 3.45 | 0.05 | 0.06 | 1.56 | 99.39 | 17 | 17 | 62 | 84 | 59 | 320 |
| AL87-4 (LA) | 583 | 73.10 | 0.34 | 11.60 | 3.64 | 0.90 | 1.75 | 5.05 | 1.06 | 0.04 | 0.03 | 1.31 | 98.82 | 19 | 14 | 11 | 210 | 45 | 260 |
| AL88-2 | 360 | 50.40 | 1.70 | 14.90 | 11.34 | 8.28 | 1.18 | 1.23 | 1.76 | 0.15 | 0.21 | 7.08 | 98.23 | 16 | 8 | 45 | 81 | 22 | 75 |
| Al88-2 | 372 | 50.20 | 1.63 | 13.60 | 14.31 | 6.80 | 0.21 | 0.05 | 2.03 | 0.04 | 0.18 | 8.32 | 97.37 | 20 | 6 | 46 | 25 | 13 | 68 |
| AL88-2 | 386 | 49.20 | 1.30 | 13.20 | 16.38 | 3.97 | 0.20 | 0.05 | 2.16 | 0.05 | 0.14 | 8.10 | 94.75 | 18 | 5 | 49 | 19 | 6 | 54 |
| AL88-2 | 406 | 54.20 | 0.52 | 15.30 | 4.16 | 1.68 | 3.90 | 2.67 | 8.64 | 0.09 | 0.34 | 6.31 | 97.81 | 24 | 11 | 110 | 1200 | 25 | 240 |
| AL88-2 | 478 | 76.10 | 0.19 | 10.90 | 2.12 | 0.40 | 2.46 | 2.89 | 2.58 | 0.04 | 0.01 | 0.54 | 98.22 | 16 | 26 | 42 | 220 | 73 | 260 |
| **Surface** | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| 7801 | FC-3 | 74.10 | 0.89 | 12.60 | 3.09 | 1.08 | 3.33 | 4.37 | 0.37 | 0.09 | 0.30 | 0.50 | 100.72 | 2 | 12 | 9 | 90 | 20 | 120 |
| 7802 | FC-5 | 64.30 | 1.31 | 18.40 | 0.91 | 0.15 | 1.73 | 5.98 | 6.50 | 0.01 | 0.46 | 0.73 | 100.48 | | | | | | |
| 7804 (LA) | FC-7 | 78.50 | 0.17 | 11.40 | 2.75 | 0.36 | 0.65 | 5.31 | 1.41 | 0.03 | 0.02 | 0.19 | 100.79 | 11 | 17 | 19 | 86 | 36 | 280 |
| 7805 | FC-8 | 80.80 | 0.34 | 10.40 | 1.31 | 0.43 | 1.57 | 4.30 | 0.63 | 0.05 | 0.08 | 0.44 | 100.35 | 6 | 11 | 10 | 120 | 31 | 160 |
| 7806 | FC-12 | 65.50 | 0.67 | 12.90 | 5.52 | 0.68 | 7.91 | 2.03 | 2.05 | 0.32 | 0.23 | 0.34 | 98.15 | 19 | 4 | 27 | 1600 | 13 | 160 |
| 7807 (LA) | FC-14 | 61.00 | 1.23 | 14.50 | 5.39 | 2.67 | 5.05 | 6.44 | 0.88 | 0.12 | 0.32 | 0.91 | 98.51 | 18 | 9 | 10 | 400 | 22 | 140 |
| 7808 | FC-15 | 69.60 | 0.86 | 12.30 | 4.52 | 0.13 | 0.52 | 2.20 | 6.05 | 0.09 | 0.21 | 3.00 | 99.48 | 13 | 10 | 86 | 55 | 9 | 130 |
| 7809 | FC-16 | 64.50 | 0.87 | 13.40 | 7.63 | 2.08 | 0.62 | 0.05 | 4.53 | 0.32 | 0.28 | 4.68 | 98.96 | 17 | 11 | 73 | 17 | 19 | 130 |
| 7810 | FC-17 | 71.60 | 0.47 | 10.10 | 4.95 | 0.15 | 0.42 | 0.34 | 6.17 | 0.14 | 0.09 | 3.45 | 97.88 | 5 | 9 | 91 | 42 | 12 | 130 |
| 7813 (LA) | FC-26 | 61.50 | 1.29 | 14.50 | 7.15 | 2.96 | 3.70 | 5.19 | 1.54 | 0.13 | 0.26 | 0.80 | 99.02 | 20 | 11 | 43 | 94 | 18 | 120 |
| 7814 (LA) | FC-28 | 64.00 | 1.78 | 17.70 | 2.89 | 2.09 | 2.24 | 7.03 | 1.6 | 0.25 | 0.33 | 0.98 | 100.35 | 14 | 10 | 21 | 82 | 18 | 130 |
| 7816 | FC-32 | 55.50 | 1.73 | 16.10 | 8.96 | 2.34 | 4.74 | 0.98 | 1.92 | 1.34 | 0.30 | 3.87 | 97.78 | 18 | 10 | 64 | 75 | 19 | 120 |
| 7818 | FC-35 | 73.30 | 0.43 | 12.50 | 2.56 | 0.61 | 1.90 | 2.61 | 5.31 | 0.09 | 0.09 | 0.45 | 99.85 | 12 | 12 | 62 | 110 | 25 | 180 |
| 7819 | FC-36 | 70.40 | 0.42 | 12.90 | 4,12 | 0.83 | 4.13 | 4.01 | 2.10 | 0.15 | 0.09 | 0.48 | 99.63 | 12 | 13 | 22 | 85 | 37 | 190 |
| 7820 | FC-38 | 66.30 | 0.54 | 12.60 | 9.18 | 0.68 | 0.71 | 0.30 | 3.28 | 0.13 | 0.14 | 5.52 | 99.38 | 16 | 12 | 61 | 22 | 21 | 160 |
| 7821 (LA) | FC-39 | 66.80 | 0.74 | 12.80 | 6.16 | 1.51 | 3.22 | 4.61 | 1.02 | 0.12 | 0.24 | 0.73 | 97.95 | 15 | 12 | 21 | 200 | 24 | 160 |
| 7826 | FC-46 | 60.10 | 1.18 | 15.20 | 7.13 | 0.75 | 6.09 | 1.42 | 2.25 | 0.97 | 0.25 | 2.90 | 98.24 | 13 | 8 | 70 | 92 | 15 | 81 |
| 7827 (LA) | FC-47 | 52.20 | 1.41 | 17.00 | 12.15 | 3.36 | 4.97 | 4.17 | 0.87 | 0.30 | 0.31 | 1.99 | 98.73 | 23 | 10 | 28 | 210 | 21 | 120 |
| 7828 | FC-51 | 80.90 | 0.46 | 10.70 | 0.88 | 0.03 | 1.74 | 5.21 | 0.22 | 0.02 | 0.12 | 0.31 | 100.59 | 7 | 11 | 3 | 120 | 10 | 140 |
| 7829 (LA) | FC-52 | 66.00 | 1.42 | 13.90 | 4.51 | 1.44 | 6.86 | 4.38 | 0.29 | 0.13 | 0.27 | 0.59 | 99.79 | 11 | 9 | 5 | 200 | 18 | 110 |
| 7831 (LA) | FC-58 | 69.00 | 0.59 | 13.40 | 5.77 | 1.44 | 2.08 | 3.33 | 1.04 | 0.14 | 0.15 | 1.97 | 98.91 | 17 | 12 | 24 | 140 | 28 | 180 |
| 7832 | FC-59 | 75.30 | 0.22 | 11.60 | 2.82 | 0.45 | 1.51 | 3.85 | 2.45 | 0.07 | 0.03 | 0.70 | 99.00 | 13 | 16 | 35 | 88 | 50 | 300 |
| 7833 | FC-60 | 66.10 | 0.62 | 16.30 | 3.19 | 1.34 | 2.21 | 5.59 | 2.49 | 0.05 | 0.30 | 1.80 | 99.99 | 17 | 6 | 49 | 870 | 2 | 180 |
| 7834 (LA) | FC-62 | 74.40 | 0.36 | 12.30 | 4.18 | 0.69 | 1.64 | 4.51 | 1.17 | 0.04 | 0.06 | 0.56 | 99.91 | 10 | 15 | 17 | 69 | 32 | 240 |
| 7835 (LA) | FC-63 | 62.00 | 1.51 | 14.70 | 6.52 | 4.18 | 6.44 | 2.91 | 0.27 | 0.19 | 0.22 | 0.63 | 99.57 | 17 | 8 | 6 | 180 | 12 | 90 |

NOTES: LA, least-altered samples (these are shown separately in the data plots); FeO*, total Fe as FeO; LOI, loss on ignition.

TABLE 2. Representative company analyses of Aldermac volcanic rocks, drill holes W-1 and 86-01

| Hole | Depth (m) From | Depth (m) To | Major elements (wt.%) $SiO_2$ | $TiO_2$ | $Al_2O_3$ | FeO* | MnO | MgO | CaO | $Na_2O$ | $K_2O$ | $P_2O_5$ | LOI | Total | Zr (ppm) |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| W-1 | 259.1 | 262.1 | 64.4 | 0.3 | 13.7 | 4.58 | 0.12 | 1.27 | 2.99 | 7.81 | 0.65 | 0.17 | 1.25 | 97.22 | 376 |
| W-1 | 278.9 | 281.9 | 69.3 | 0.3 | 15.0 | 3.11 | 0.05 | 0.49 | 1.32 | 4.72 | 2.90 | 0.12 | 1.10 | 98.42 | 444 |
| W-1 | 309.4 | 312.4 | 72.9 | 0.2 | 11.9 | 3.86 | 0.07 | 0.90 | 2.78 | 1.82 | 2.66 | 0.08 | 1.45 | 98.65 | 316 |
| W-1 | 342.9 | 345.9 | 75.5 | 0.2 | 10.3 | 2.89 | 0.08 | 0.80 | 3.06 | 1.00 | 2.62 | 0.11 | 1.25 | 97.82 | 299 |
| W-1 | 351.1 | 354.2 | 56.5 | 1.5 | 13.9 | 9.63 | 0.19 | 3.65 | 4.84 | 4.16 | 0.83 | 0.19 | 1.50 | 96.91 | 88 |
| W-1 | 373.4 | 376.4 | 60.8 | 1.6 | 13.6 | 7.98 | 0.30 | 3.39 | 2.91 | 5.56 | 0.23 | 0.37 | 1.15 | 97.91 | 106 |
| W-1 | 400.8 | 403.8 | 53.8 | 1.8 | 15.0 | 11.16 | 0.37 | 5.75 | 2.96 | 5.04 | 0.66 | 0.38 | 2.60 | 99.48 | 119 |
| W-1 | 431.3 | 434.3 | 59.2 | 1.7 | 13.7 | 8.74 | 0.23 | 3.67 | 3.56 | 6.03 | 0.49 | 0.27 | 1.30 | 98.85 | 102 |
| W-1 | 469.4 | 472.4 | 69.8 | 0.2 | 10.2 | 3.15 | 0.05 | 0.90 | 3.21 | 0.99 | 5.67 | 0.13 | 4.25 | 98.57 | 284 |
| W-1 | 495.3 | 498.3 | 73.2 | 0.2 | 10.6 | 3.20 | 0.06 | 0.82 | 2.94 | 3.02 | 2.01 | 0.08 | 2.45 | 98.60 | 306 |
| W-1 | 525.8 | 528.8 | 68.7 | 0.2 | 11.2 | 3.99 | 0.09 | 1.84 | 3.21 | 3.58 | 2.16 | 0.11 | 2.95 | 98.06 | 325 |
| W-1 | 557.8 | 560.8 | 76.0 | 0.2 | 8.72 | 1.41 | 0.06 | 0.40 | 3.95 | 3.77 | 0.95 | 0.07 | 2.75 | 98.22 | 231 |
| W-1 | 586.7 | 588.2 | 64.1 | 0.7 | 13.2 | 6.24 | 0.20 | 1.53 | 5.86 | 3.18 | 1.31 | 0.22 | 1.45 | 97.95 | 169 |
| W-1 | 602.3 | 605.3 | 64.2 | 0.7 | 14.6 | 5.79 | 0.19 | 1.43 | 4.12 | 2.86 | 2.15 | 0.28 | 1.65 | 97.98 | 200 |
| | | | Syenite complex in W-1 (four samples) | | | | | | | | | | | | |
| W-1 | 3.0 | 6.1 | 51.1 | 1.1 | 13.5 | 8.59 | 0.18 | 3.69 | 8.45 | 3.21 | 5.27 | 0.98 | 1.35 | 97.37 | 235 |
| W-1 | 190.5 | 192.0 | 48.6 | 1.1 | 12.8 | 9.18 | 0.18 | 4.30 | 8.84 | 2.85 | 5.44 | 1.02 | 3.75 | 98.03 | 226 |
| W-1 | 217.9 | 221.0 | 51.5 | 1.2 | 13.1 | 8.85 | 0.19 | 3.29 | 7.16 | 2.29 | 6.52 | 0.80 | 1.95 | 96.81 | 354 |
| W-1 | 248.4 | 251.4 | 47.6 | 1.2 | 12.6 | 9.81 | 0.20 | 4.62 | 9.25 | 2.72 | 4.70 | 0.97 | 3.60 | 97.30 | 262 |
| 86-01 | 1.5 | 4.6 | 71.1 | 0.4 | 11.2 | 4.36 | 0.11 | 0.77 | 2.05 | 2.25 | 4.19 | 0.06 | 0.70 | 97.17 | 195 |
| 86-01 | 32.0 | 35.1 | 69.6 | 0.4 | 11.7 | 4.91 | 0.11 | 0.98 | 1.46 | 1.91 | 6.22 | 0.07 | 0.55 | 97.92 | 189 |
| 86-01 | 62.5 | 65.5 | 66.0 | 0.4 | 11.0 | 7.70 | 0.10 | 0.49 | 1.77 | 1.84 | 6.51 | 0.03 | 1.35 | 97.18 | 168 |
| 86-01 | 72.5 | 75.6 | 65.7 | 0.5 | 12.4 | 8.01 | 0.11 | 0.81 | 1.99 | 4.60 | 2.99 | 0.10 | 1.75 | 98.98 | 171 |
| 86-01 | 97.5 | 100.6 | 73.7 | 0.2 | 11.6 | 3.99 | 0.08 | 1.43 | 3.17 | 1.48 | 2.82 | 0.01 | 1.10 | 99.62 | 334 |
| 86-01 | 123.4 | 126.5 | 72.0 | 0.4 | 12.7 | 4.37 | 0.09 | 0.97 | 2.67 | 4.46 | 1.68 | 0.10 | 1.05 | 100.47 | 309 |
| 86-01 | 153.9 | 157.0 | 73.7 | 0.4 | 12.7 | 3.79 | 0.06 | 0.55 | 2.64 | 4.53 | 1.92 | 0.01 | 0.40 | 98.66 | 297 |
| 86-01 | 184.4 | 187.4 | 70.5 | 0.4 | 12.0 | 4.21 | 0.07 | 0.84 | 1.58 | 5.62 | 1.58 | 0.06 | 0.40 | 97.23 | 311 |
| 86-01 | 214.9 | 217.9 | 69.8 | 0.4 | 13.6 | 3.72 | 0.13 | 0.69 | 1.62 | 4.63 | 2.41 | 0.09 | 0.55 | 97.65 | 348 |
| 86-01 | 246.9 | 249.9 | 70.4 | 0.4 | 11.9 | 4.67 | 0.08 | 0.83 | 1.17 | 4.79 | 1.39 | 0.05 | 1.10 | 96.76 | 309 |
| 86-01 | 278.3 | 281.3 | 68.0 | 0.5 | 15.4 | 4.75 | 0.09 | 0.83 | 1.26 | 5.00 | 2.86 | 0.05 | 1.10 | 99.79 | 365 |
| 86-01 | 281.6 | 284.7 | 73.0 | 0.4 | 12.1 | 4.63 | 0.22 | 0.68 | 1.94 | 5.16 | 1.28 | 0.01 | 1.50 | 100.87 | 288 |
| 86-01 | 297.5 | 300.5 | 69.5 | 0.4 | 12.8 | 5.29 | 0.10 | 0.99 | 2.29 | 2.33 | 3.40 | 0.04 | 2.30 | 99.40 | 244 |
| 86-01 | 307.5 | 310.6 | 70.4 | 0.4 | 11.3 | 3.33 | 0.07 | 0.85 | 2.19 | 4.81 | 1.41 | 0.02 | 3.15 | 97.90 | 310 |
| 86-01 | 336.8 | 339.8 | 72.5 | 0.4 | 11.1 | 4.36 | 0.05 | 0.58 | 1.88 | 4.36 | 1.40 | 0.01 | 1.55 | 98.14 | 291 |
| 86-01 | 377.3 | 380.4 | 72.8 | 0.3 | 11.6 | 4.73 | 0.08 | 0.79 | 1.19 | 5.12 | 1.22 | 0.01 | 0.45 | 98.31 | 283 |
| 86-01 | 397.7 | 400.8 | 73.0 | 0.3 | 11.4 | 4.03 | 0.08 | 1.00 | 1.60 | 3.99 | 2.20 | 0.04 | 0.40 | 98.06 | 291 |
| 86-01 | 418.8 | 421.8 | 72.9 | 0.3 | 10.5 | 4.69 | 0.12 | 1.15 | 1.36 | 3.79 | 1.28 | 0.01 | 1.05 | 97.17 | 250 |
| 86-01 | 432.2 | 435.2 | 73.2 | 0.2 | 11.3 | 4.22 | 0.09 | 1.34 | 1.73 | 1.99 | 1.93 | 0.02 | 1.50 | 97.56 | 340 |
| 86-01 | 445.9 | 448.9 | 75.5 | 0.3 | 11.3 | 3.59 | 0.08 | 1.04 | 1.94 | 2.32 | 2.01 | 0.01 | 1.10 | 99.14 | 316 |
| 86-01 | 458.7 | 461.7 | 72.4 | 0.3 | 12.3 | 3.02 | 0.08 | 1.05 | 2.25 | 2.32 | 2.73 | 0.03 | 1.00 | 97.47 | 363 |
| 86-01 | 473.9 | 474.7 | 74.8 | 0.3 | 10.8 | 3.25 | 0.06 | 1.30 | 0.71 | 5.77 | 0.99 | 0.22 | 0.45 | 98.61 | 319 |
| 86-01 | 489.5 | 492.5 | 72.0 | 0.2 | 11.2 | 3.99 | 0.09 | 2.33 | 1.70 | 2.03 | 2.51 | 0.19 | 0.95 | 97.21 | 313 |
| 86-01 | 493.1 | 494.2 | 72.0 | 0.2 | 12.9 | 2.39 | 0.05 | 1.38 | 2.17 | 4.42 | 2.59 | 0.04 | 0.75 | 98.92 | 366 |
| 86-01 | 516.0 | 519.0 | 65.7 | 0.3 | 14.5 | 4.77 | 0.07 | 2.85 | 1.78 | 4.57 | 2.57 | 0.09 | 0.95 | 98.29 | 411 |
| 86-01 | 520.0 | 523.0 | 74.8 | 0.3 | 11.0 | 3.96 | 0.06 | 3.13 | 1.22 | 2.22 | 2.50 | 0.12 | 1.40 | 100.69 | 273 |
| 86-01 | 550.1 | 553.2 | 75.9 | 0.3 | 11.5 | 2.51 | 0.03 | 1.63 | 0.68 | 2.66 | 2.14 | 0.08 | 1.10 | 98.49 | 323 |
| 86-01 | 577.0 | 580.0 | 70.7 | 0.3 | 12.5 | 3.38 | 0.07 | 1.87 | 1.85 | 2.37 | 2.80 | 0.01 | 1.10 | 96.92 | 283 |
| 86-01 | 606.2 | 609.3 | 53.0 | 0.8 | 16.6 | 7.84 | 0.22 | 6.69 | 7.76 | 3.31 | 1.45 | 0.16 | 1.55 | 99.40 | 75 |
| 86-01 | 612.0 | 615.1 | 63.0 | 0.7 | 13.6 | 7.48 | 0.12 | 2.60 | 1.44 | 4.24 | 2.08 | 0.19 | 1.15 | 96.59 | 146 |
| 86-01 | 619.9 | 623.0 | 66.3 | 0.7 | 12.5 | 6.18 | 0.17 | 1.82 | 3.14 | 4.62 | 1.23 | 0.19 | 1.00 | 97.80 | 188 |
| 86-01 | 641.6 | 644.6 | 64.9 | 0.9 | 14.2 | 6.12 | 0.16 | 1.59 | 3.83 | 4.52 | 1.55 | 0.25 | 1.30 | 99.27 | 183 |
| 86-01 | 670.5 | 673.6 | 70.1 | 0.7 | 11.6 | 5.20 | 0.11 | 1.33 | 1.88 | 2.89 | 2.61 | 0.16 | 1.70 | 98.32 | 172 |
| 86-01 | 702.5 | 705.6 | 64.7 | 0.7 | 11.8 | 8.02 | 0.15 | 3.53 | 0.47 | 3.22 | 2.16 | 0.25 | 2.25 | 97.29 | 169 |
| 86-01 | 707.1 | 709.1 | 63.0 | 0.4 | 15.6 | 3.09 | 0.06 | 0.83 | 2.27 | 5.66 | 4.50 | 0.10 | 1.75 | 97.21 | 286 |
| 86-01 | 733.0 | 736.1 | 49.7 | 1.0 | 15.6 | 9.63 | 0.16 | 7.78 | 8.87 | 3.32 | 0.88 | 0.20 | 2.35 | 99.53 | 60 |
| 86-01 | 763.5 | 766.5 | 48.7 | 1.2 | 16.9 | 9.72 | 0.16 | 5.74 | 8.12 | 4.20 | 0.67 | 0.20 | 1.95 | 97.59 | 64 |

NOTES: FeO*, total Fe as FeO; LOI, loss on ignition.

Can. J. Earth Sci. Downloaded from www.nrcresearchpress.com by 207.253.152.193 on 08/22/16
For personal use only.

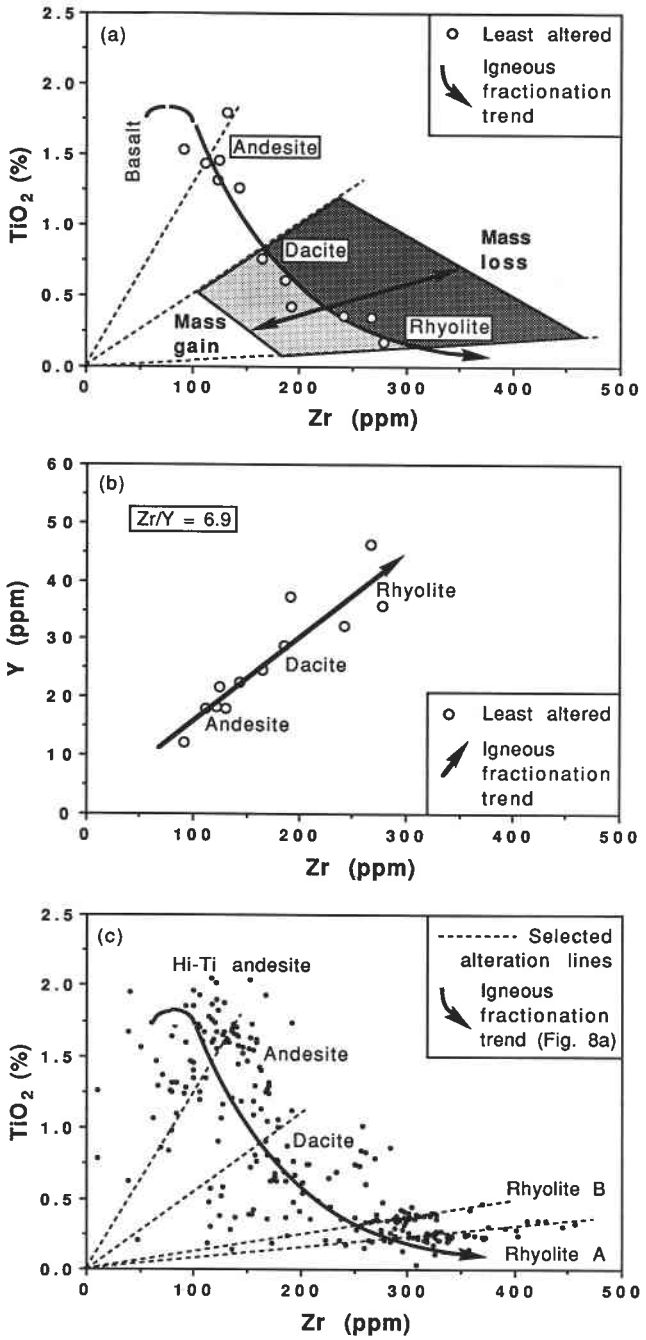



FIG. 8. (*a*) $TiO_2$ vs. Zr diagram showing primary fractionation trend (solid line) for least-altered Aldermac volcanic rocks ranging from andesite to rhyolite (Table 1). Selected alteration lines are shown as broken lines. Areas of net mass loss (dark shading) and net mass gain (light shading) resulting from alteration are shown schematically for dacitic to rhyolitic compositions. (*b*) Y vs. Zr diagram showing primary fractionation trend (best-fit line) for least-altered Aldermac volcanic rocks, ranging from andesite to rhyolite (Table 1). (*c*) $TiO_2$ vs. Zr diagram for company data on volcanic rocks. Representative analyses are given in Table 2. The distribution of sample points reflects a combination of the primary fractionation trend in (*a*) and a radiating fan of alteration lines (passing through the origin) along which sample compositions have shifted. Alteration lines (broken lines) are shown for arbitrary andesite and dacite compositions and for two specific rhyolite compositions (A and B) that clearly represent the majority of all felsic volcanic rocks.

residually concentrated). Details of the fractionation–alteration relationships are discussed in MacLean (1990). Mass loss is caused by silica loss accompanying or following chloritization and, to a lesser extent, sericitization (these alteration reactions release silica from silicates and glass), whereas mass gain occurs during silicification, sulfidation, or carbonatization (addition of silica, iron + sulfur, and carbonate, respectively). Zones of mass loss and gain are shown schematically in Fig. 8*a* for original dacitic to rhyolitic compositions. Because of the fact that alteration lines have unique intersections with fractionation curves over most of the igneous spectrum, it is possible to identify original igneous compositions even in volcanic rocks that have been severely altered (MacLean 1990; Barrett and MacLean 1991).

Ti–Zr company data for about 250 volcanic rocks from 12 drill holes in the vicinity of the Aldermac orebodies are plotted in Fig. 8*c* (the syenite intrusive complex is omitted). An overall Ti–depletion trend with increasing Zr is apparent, although it is partly obscured by deviations attributable to alteration effects and, locally, to a probably different parental magma. The general distribution of the company data suggests that most samples are derived from a continuous volcanic series ranging from basalt and high-Ti andesite through dacite to rhyolite. Alteration involving mass gain (silicification ± sulfides) has affected samples from all parts of this trend, but particularly andesitic to rhyodacitic rocks. By contrast, mass loss (chloritization) has mainly affected rhyodacitic to rhyolitic rocks.

From the Ti–Zr and Y–Zr plots, we conclude that a nearly complete fractionation sequence of chemically related lavas occurs on the Aldermac property (together with subvolcanic equivalents). In addition, two compositionally distinctive rhyolites, termed A and B, can be recognized (Fig. 8*c*). Least-altered volcanic rocks are transitional between the tholeiitic and calc-alkaline series. Significant mass gains or losses due to alteration have affected about 50% of the volcanic rocks. Without recognition of pre-alteration compositions using the Ti–Zr data, correlation of stratigraphic units across the property can be difficult and locally impossible. For example, volcanic rocks classified during exploration on the basis of major-element analyses as rhyolites or rhyodacites were actually dacites and even andesites prior to silicification (and other alteration). Because silica mobility also affects residual Ti concentrations, neither Si nor Ti can be used on its own to infer primary igneous compositions. The distributions of Fe, Mg, Ca, Na, and K generally also cannot be used to define volcanic units because of the mobility of these elements during chloritization, sericitization, and feldspar breakdown. Thus, AFM and related plots cannot be used to determine if the original volcanic sequence is of tholeiitic or calc-alkaline affinity.

*Rare-earth elements*

Fractionation within a tholeiitic basaltic to rhyolitic series produces enrichment of rare-earth elements (REE), with the felsic lavas typically having higher $\sum$ REE contents than the mafic lavas. In chondrite-normalized plots, the felsic lavas and mafic lavas also show slight enrichment in the light rare-earth elements (LREE) relative to the heavy rare-earth elements (HREE). Corresponding felsic and mafic lavas in a calc-alkaline series have steeper patterns due to HREE depletion. Fifteen mafic to felsic volcanic rocks (part of the Table 2

Can. J. Earth Sci. Downloaded from www.nrcresearchpress.com by 207.253.152.193 on 08/22/16
For personal use only.

TABLE 3. Concentrations of REE and some other elements in Aldermac rocks (in ppm)

| Drill or sample no. | Depth (m) | La | Ce | Nd | Sm | Eu | Tb | Ho | Yb | Lu | Cs | Hf | Sc | Ta | Th | U |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| A87-4 | 340.0 | 7.5 | 18 | 15 | 3.2 | 0.84 | 0.7 | 0.92 | 2.8 | 0.4 | 1.10 | 3.1 | 26 | 0.62 | 0.87 | <0.5 |
| A87-4 | 379.0 | 22 | 54 | 33 | 8.1 | 1.4 | 2.2 | 3.8 | 12 | 1.6 | 0.77 | 9.1 | 10 | 1.5 | 3.7 | 1.2 |
| A87-4[a] | 518.0 | 15 | 30 | 16 | 4.0 | 0.96 | 0.79 | 1.2 | 1.7 | 0.22 | 1.70 | 1.3 | 24 | 0.34 | 2.0 | 0.82 |
| A87-4 | 583.0 | 17 | 38 | 24 | 5.0 | 1.1 | 0.91 | 1.5 | 4.8 | 0.69 | 0.21 | 6.7 | 10 | 0.99 | 3.7 | 1.2 |
| A88-2[b] | 321.0 | 122 | 298 | 173 | 28 | 7.0 | 2.7 | 3.7 | 5.0 | 0.71 | 4.20 | 7.4 | 28 | 0.47 | 15 | 3.3 |
| A88-2 | 341.0 | 138 | 331 | 192 | 30 | 7.7 | 2.9 | 3.0 | 5.1 | 0.67 | 1.70 | 8.7 | 32 | 0.84 | 18 | 3.0 |
| A88-2 | 372.0 | 3.7 | 8.5 | 5.4 | 1.6 | 0.61 | 0.4 | 0.53 | 1.3 | 0.22 | 1.20 | 1.8 | 29 | 0.37 | 0.4 | <0.5 |
| A88-2 | 406.0 | 89 | 180 | 86 | 13 | 2.8 | 1.0 | 1.6 | 2.3 | 0.35 | 0.65 | 6.9 | 6.3 | 0.84 | 7.4 | 3.2 |
| A88-2 | 478.0 | 26 | 63 | 38 | 8.9 | 1.1 | 1.8 | 2.6 | 8.2 | 1.2 | 1.10 | 7.7 | 6.9 | 2.1 | 4.0 | 0.83 |
| 7801 | Surface | 11 | 25 | 16 | 4.3 | 1.2 | 0.71 | 1.4 | 2.8 | 0.41 | 0.38 | 29 | 19 | 5.6 | 1.2 | 0.77 |
| 7804 | Surface | 18 | 38 | 25 | 6.7 | 1.1 | 1.2 | 2.2 | 7.0 | 1.0 | nd | 8.2 | 8.6 | 6.1 | 2.9 | 1.4 |
| 7805 | Surface | 13 | 27 | 18 | 4.8 | 1.0 | 0.89 | 1.5 | 4.4 | 0.61 | 0.34 | 3.8 | 14 | 6.6 | 1.5 | 0.96 |
| 7813 | Surface | 10 | 23 | 14 | 4.4 | 1.2 | 0.75 | 1.1 | 3.3 | 0.47 | 1.90 | 2.9 | 29 | 2.4 | 1.1 | nd |
| 7814 | Surface | 11 | 25 | 17 | 5.0 | 1.5 | 0.77 | 1.0 | 4.1 | 0.53 | 1.20 | 3.7 | 37 | 2.3 | 1.2 | nd |
| 7827 | Surface | 10 | 25 | 16 | 4.4 | 1.4 | 0.9 | 1.0 | 3.6 | 0.53 | 0.78 | 3.0 | 33 | 0.87 | 1.2 | 0.56 |
| 7828 | Surface | 9.7 | 21 | 13 | 3.4 | 1.1 | 0.56 | nd | 2.3 | 0.29 | 0.26 | 3.4 | 9.1 | 3.4 | 1.4 | 0.72 |
| 7829 | Surface | 11 | 24 | 16 | 4.2 | 1.3 | 0.73 | 1.1 | 3.4 | 0.48 | nd | 2.8 | 30 | 2.2 | 1.0 | 0.51 |
| 7833 | Surface | 46 | 83 | 43 | 7.3 | 1.5 | 0.45 | nd | 0.58 | 0.13 | 1.10 | 4.3 | 4.6 | 0.96 | 5.5 | 1.8 |
| 7834 | Surface | 25 | 54 | 32 | 7.7 | 1.3 | 1.2 | 1.6 | 5.8 | 0.81 | 0.84 | 6.9 | 12 | 3.0 | 3.9 | 1.2 |
| 7835 | Surface | 8.1 | 18 | 12 | 3.2 | 1.1 | 0.45 | 1.0 | 2.7 | 0.37 | nd | 2.3 | 39 | 1.5 | 0.76 | nd |

NOTE: nd, below detection limit of neutron-activation method.
[a]Carbonate-rich, low-silica.
[b]Fe-rich, low-silica.

Can. J. Earth Sci. Downloaded from www.nrcresearchpress.com by 207.253.152.193 on 08/22/16
For personal use only.

sample set) were analyzed for REE by neutron-activation analysis (Table 3) to determine their petrochemical affinity. Major-element geochemistry indicates that the samples range from relatively unaltered to moderately altered.

Six felsic samples including quartz-feldspar porphyry (QFP), rhyolite, and rhyodacite have similar patterns (Fig. 9*a*), with fairly high $\sum$ REE contents, moderately negative Eu anomalies, and slight LREE enrichment ($La_N/Yb_N$ = 1.3–2.9). These samples fall within the F-II tholeiitic group of felsic volcanic rocks outlined by Lesher *et al.* (1986).

Five dacitic to andesitic rocks have near-uniform REE patterns (Fig. 9*b*), with no Eu anomaly, and slight LREE enrichment ($La_N/Yb_N$ = 1.8–2.2). The top pattern almost overlaps that of the rhyodacite (excluding Eu). The basalt has a low REE content and a nearly flat REE pattern with no Eu anomaly.

Overall, the REE patterns of the volcanic rocks (and the QFP) are consistent with derivation from a common parental magma, as also inferred from Ti–Zr–Y–Nb relationships for the least-altered rocks discussed in the preceding section. The relatively flat REE patterns indicate that the volcanic rocks are more closely related to tholeiitic than calc-alkaline magmas. Similar REE patterns typify volcanics at the Horne mine (Cattalani *et al.* 1990; MacLean and Hoy 1991) and the Ansil mine (Cattalani *et al.* 1991*b*; Barrett *et al.* 1991*b*). At Aldermac, some of the andesite–dacite REE patterns probably have been affected by whole-rock silicification (as indicated by geochemical data). However, this process appears to have diluted overall REE contents, rather than modifying the slope of the REE pattern, as occurs during higher temperature chloritic alteration (Campbell *et al.* 1984; MacLean 1988).

## Downhole chemical variations

In this section, chemical data are used to define original volcanic units and also to examine alteration effects near the sulfide orebodies and the Mackay Lake fault zone. Units defined on the profiles do not reflect stratigraphic thicknesses because drill holes across the property intersected stratigraphy at variable dips, even within individual holes.

### *Drill hole W-1*

This hole was drilled steeply south across the Mackay Lake Fault (Fig. 2). Lava compositions range from high-Ti andesite to dacite and rhyolite (Fig. 10*a*). For comparison, Fig. 10*a* also shows the Aldermac igneous fractionation trend from Fig. 8*a*. Andesites in W-1 are relatively unaltered, whereas dacites show both mass loss and mass gain. Most rhyolites lie along a linear trend that results from alteration of a single precursor composition, termed rhyolite A. Most of the altered rhyolites show mass loss (due to silica leaching and chloritization), although one sample shows mass gain. Four syenite samples occupy a field displaced from the volcanic fractionation trend (Fig. 10*a*). Most Aldermac syenites plot in this general area, although some mafic varieties in other drill holes have much lower Ti and Zr contents.

A plot of Al versus Zr (Fig. 10*b*) also shows fractionation–alteration trends in the W-1 volcanics, with rhyolite A samples again defining a linear trend at a distinct angle to the fractionation trend. The linear rhyolite trend results from Al–Zr immobility during alteration.

Similar treatments of fractionation–alteration trends in the volcanic rocks of several holes in vertical section 10200E, together with drill-core petrographic information, allows

Can. J. Earth Sci. Downloaded from www.nrcresearchpress.com by 207.253.152.193 on 08/22/16
For personal use only.

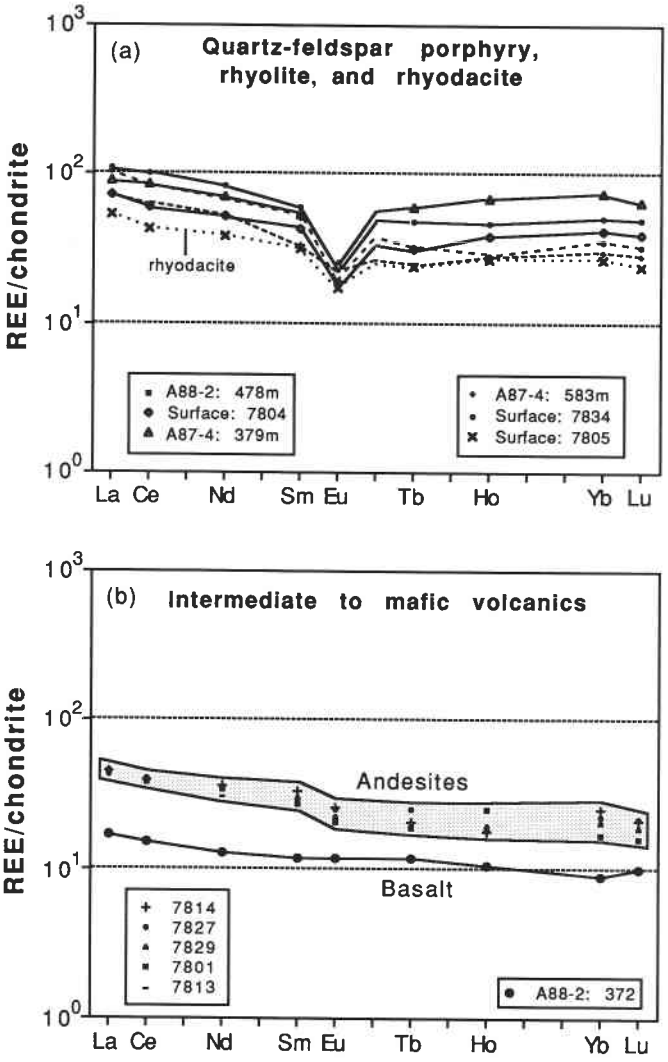



FIG. 9. (*a*) Chondrite-normalized REE patterns for felsic rocks on the Aldermac property, showing quartz-feldspar porphyry (solid lines), rhyolite (broken lines), and rhyodacite (dotted lines). The rhyodacite has the lowest REE contents. Data are from Table 3. (*b*) REE patterns for intermediate-mafic volcanic rocks on the Aldermac property, showing the range for five dacites and one andesite (shaded envelope), and one basalt. The REE patterns of the intermediate and mafic rocks are flatter than those of the felsic rocks and also lack negative Eu anomalies.

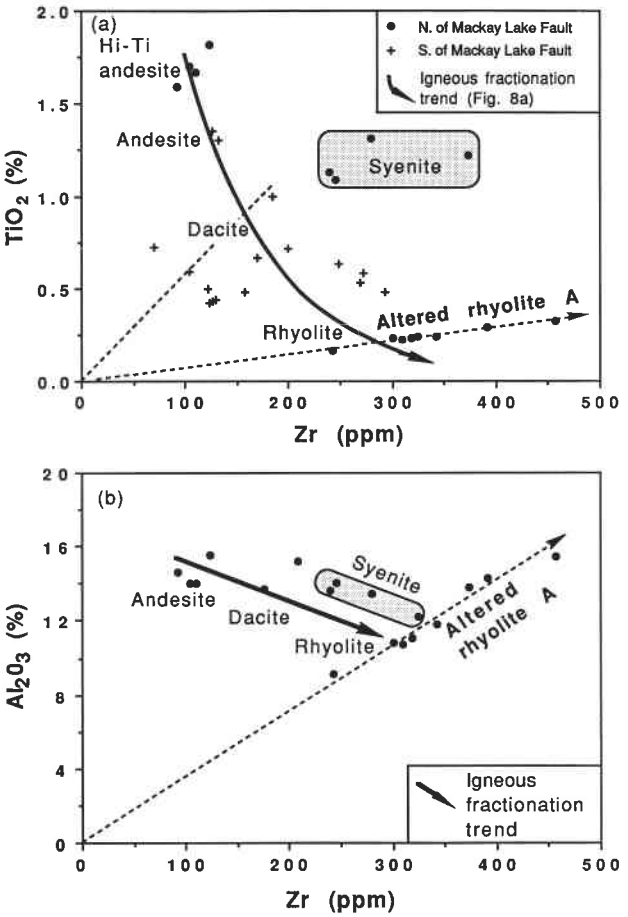



FIG. 10. (*a*) $TiO_2$ vs. Zr diagram for company data from drill hole W-1. Data divided into samples north of south of Mackay Lake fault. The primary fractionation trend from Fig. 8*a* is shown as a heavy line. Lower broken line shows alteration trend for rhyolite A, with arrowhead in direction of increasing mass loss away from the fractionation curve. Andesites show little mass change, dacites show moderate and variable mass changes. Syenite samples plot in a separate field. (*b*) $Al_2O_3$ vs. Zr diagram for company data from drill hole W-1. Aluminum data available only for samples to north of Mackay Lake Fault. The primary fractionation trend is shown as a heavy line (trend obtained using data for least-altered samples in Table 1). Rhyolite alteration line and syenite field as in (*a*).

definition of the volcanic stratigraphy (Fig. 11). This vertical section lies immediately east of the new orebodies and contains almost all Aldermac rock types with the exception of rhyolite B. Identification of original stratigraphic units is possible even where samples are extremely altered. For example, two unidentifiable rocks located within the Mackay Lake fault zone (in drill hole W-6) are readily classified using the Ti–Zr plot as basalt with mass gain, and rhyolite A with mass loss.

*Drill hole 86-1*

This hole (Fig. 2) intersected volcanic rocks stratigraphically below and above the level of the original Aldermac orebodies. The volcanic rocks can be readily identified as andesite, dacite, rhyolite A, rhyolite B, and rhyodacite (Fig. 12*a*). Rhyolite B was slightly but distinctly less fractionated than rhyolite A prior to alteration. Both rhyolite types generally have been strongly affected by mass loss (silica leaching and chloritization). The rocks in the near-surface gossan zone can be identified as rhyodacites that have been affected by mass gain (due to silica or sulfide gain).

If the rocks of drill hole 86-1 are plotted in terms of Si versus depth or Ti versus depth, the felsic rocks generally can be distinguished from the dacitic and andesitic rocks if alteration is limited (Fig. 12*b*). These plots, however, become progressively less reliable as the rocks become more altered (silica mobility modifies Ti values by dilution or residual concentration). Primary compositional variations in felsic rocks in particular are obscured by alteration effects. These variations become clear, as does the extent and direction (+ or −) of mass change, when the Ti–Zr plot is used (compare with Fig. 12*a*).

The fractionation–alteration trends in drill hole 86-1 and nearby holes in vertical section 9325E, together with drill-core information, allow definition of the volcanic stratigraphy (Fig.

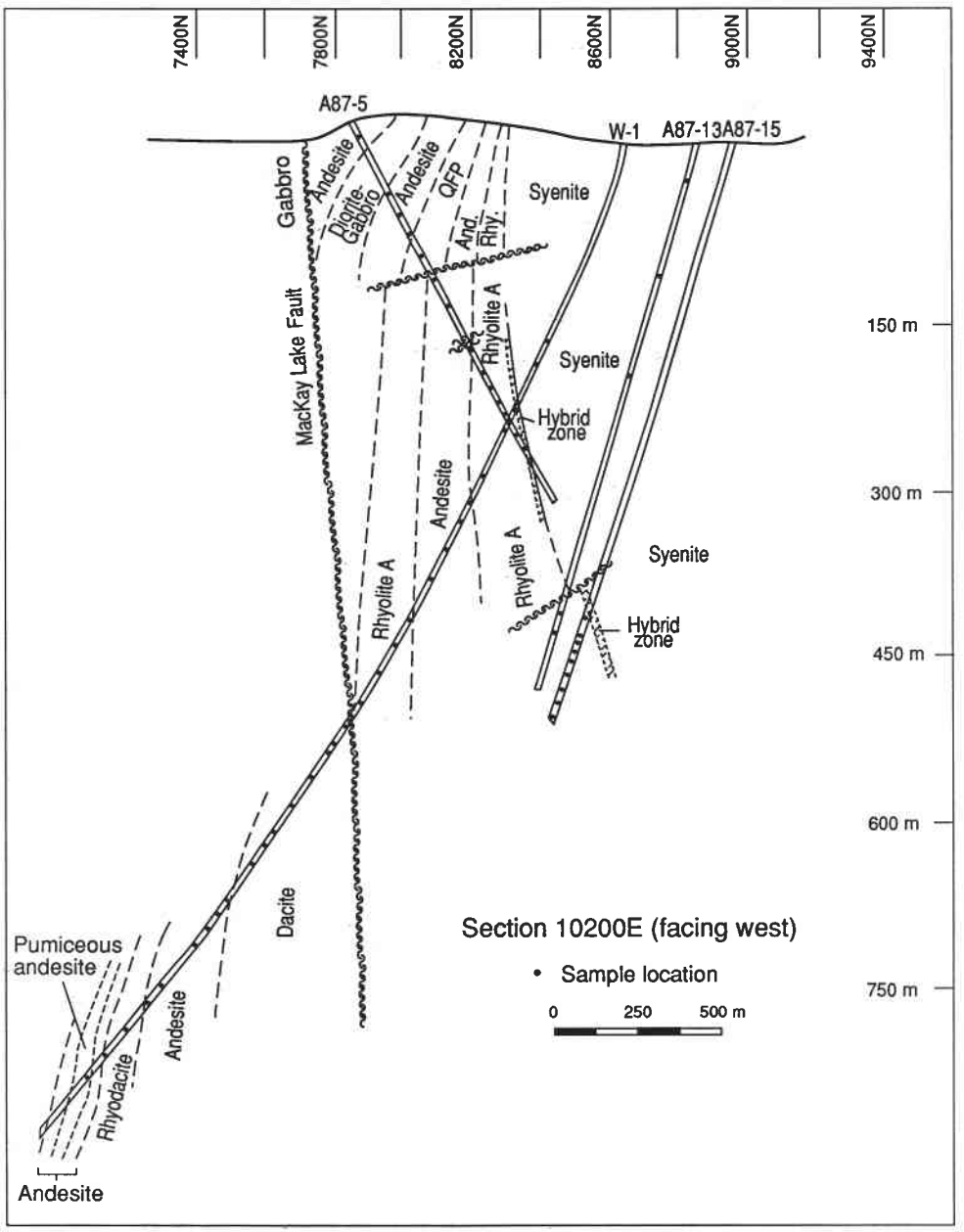



FIG. 11. Simplified vertical geological section of Aldermac stratigraphy at 10200E. Geological contacts based on company logs plus interpretation of geochemical data. Ti–Zr data for drill hole W-1 are shown in Fig. 10*a*.

13). From north to south, the direction of younging, there is an overall upward mafic ⟶ felsic ⟶ mafic trend. The compositional reversal apparently occurs in the felsic section, between rhyolite A and overlying rhyolite B. Rhyolite A is mainly volcaniclastic and is probably equivalent to the footwall of the old orebodies (but downplunge in hole 86-1). Rhyolite B is mainly massive and is probably equivalent to the hanging wall. A pumiceous marker unit was recognized by company geologists and occurs close to the contact between rhyolites A and B.

Na depletion has affected parts of the rhyolite sequence. One depleted zone is in rhyolite A, just below rhyolite B, at drill depths of ~420–480 m (not shown). The upper footwall is more or less lateral to the original ore zone. In this zone, FeO/MgO values in the rhyolites decrease from ~4–6 in the hanging wall to ~2 in the altered footwall (partly due to MgO increase in the footwall). Na depletion in hole 86-1 also occurs in a gossan developed within ~100 m of the surface, mainly in rhyodacite, but this gossan is not spatially related to the orebodies.

*Drill hole W-4*

This hole, located ~100 m west of the original orebodies (Fig. 2), shows alteration effects in rhyolitic rocks along strike from the ore zone. Na depletion and variable K enrichment have affected rhyolite A at depths of ~250–400 m (Fig. 14*a*). Least altered rhyolites have FeO/MgO ratios of 4–6, but in the altered rhyolites this ratio drops to 1–3 (Fig. 14*b*). Chemical data indicate that the change results from a net addition of MgO (as chlorite) in the alteration zone. A Ti–Zr plot (not shown) indicates that this zone occurs in altered rhyolite A,

Can. J. Earth Sci. Downloaded from www.nrcresearchpress.com by 207.253.152.193 on 08/22/16
For personal use only.

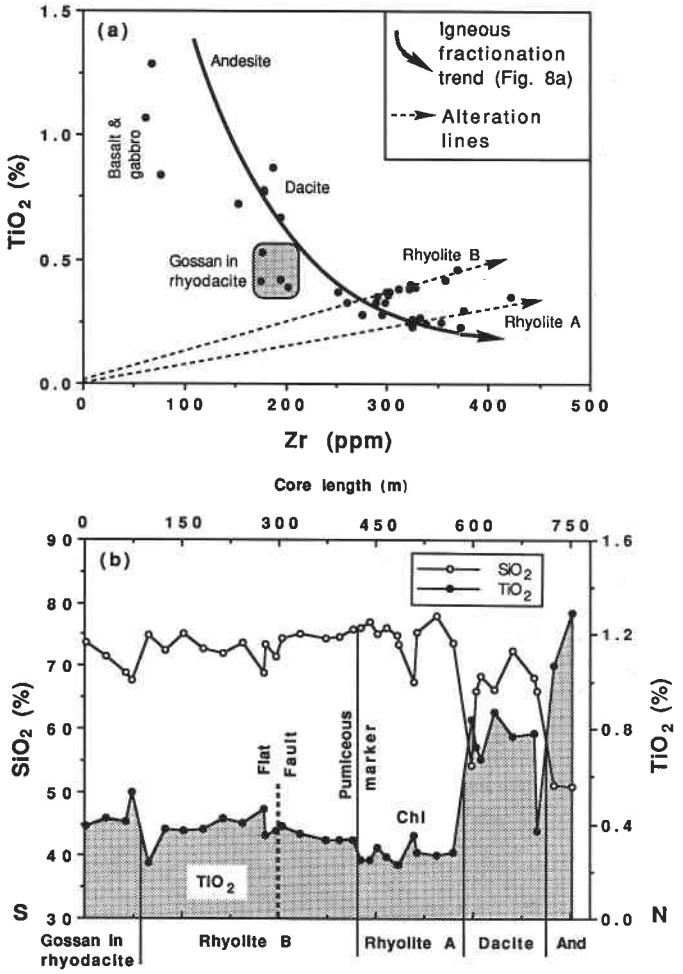



FIG. 12. (*a*) $TiO_2$ vs. Zr plot for company data from drill hole 86-01. The primary fractionation trend from Fig. 8*a* is shown as a heavy line. Broken lines show distinct alteration trends for rhyolites A and B, with arrowheads in direction of mass loss (as typically accompanies chloritization). Gossan samples formed in rhyodacite that experienced some mass gain (e.g., sulfide or silica addition). (*b*) Downhole $SiO_2$ and $TiO_2$ variations for drill hole 86-01. In this type of plot, main lithological units can be defined if the samples are relatively unaltered. However, altered samples commonly are silica enriched or silica depleted, which makes silica variations unusable in defining lithostratigraphy. The mobility of silica and other elements such as alkalis also makes unusable any variations in individual immobile elements such as Ti and Zr, as these elements are either depleted by mass gain or concentrated residually by mass loss by factors of up to 100%. Finally, variations in $SiO_2$ and $TiO_2$ do not distinguish between altered felsic lithologies that differ only in their primary trace-element contents.

~50–100 m stratigraphically below rhyolite B. This alteration zone, which is laterally west of the original ore zone, is recognizeable on the basis of Fe–Mg–Na–K anomalies. The alteration zone is a good exploration target that could be tested for by drilling its down-dip extension, and also its extension to the west of drill hole W-1.

*Drill holes 86-2 and 87-1*

These holes (Fig. 2) intersected stratigraphy on both sides of the Mackay Lake Fault (MLF). In drill hole 86-2, an alteration zone developed mainly in the hanging wall of the MLF was intersected at ~150–250 m. The alteration zone shows $Na_2O$ depletion (initial values of 4–6% decrease to <2%) and $K_2O$ enrichment (initial values of 1–2% decrease to 3–5%). Si, Ti, and Zr are relatively depleted nearest the MLF, partly the result of addition of Fe sulfides. Despite these secondary effects, Ti versus Zr trends indicate that strongly altered rocks flanking the fault were originally high-Ti andesites and gabbros.

In drill hole 87-1, strong Na depletion occurs at depth in andesite and dacite immediately north of the MLF, also in the hanging wall of the fault (initial $Na_2O$ values of 4–6% decrease to <1%). Disseminated sulfide mineralization is common up to ~50 m (true stratigraphic thickness) on either side of the MLF. Zn and Cu contents in the mineralized zone are up to 0.6 and 0.15%, respectively, with Au and Ag values up to <0.3 and 7 ppm, respectively.

These holes demonstrate that alteration features and mineralization in the fault-proximal zones can be similar to those associated with synvolcanic hydrothermal alteration. Based on these features alone, the alteration zones near the MLF might be considered as favorable exploration targets for massive sulfide deposits similar to the original Aldermac orebodies. However, as discussed below, the primary volcanic stratigraphy in the vicinity of the MLF is much different from that hosting the Aldermac orebodies.

## Stratigraphic correlations

Ideally, the $Zr/TiO_2$ ratio is almost independent of alteration effects, since individual alteration lines emanating from a given precursor volcanic rock in the andesite–rhyolite range have constant slopes and pass through the origin (e.g., Fig. 8*c*). The $Zr/TiO_2$ ratio provides a simple first means of assessing igneous geochemical variations in drill cores and more effectively outlines stratigraphy, particularly for altered felsic rocks, than do variations in $TiO_2$ or $SiO_2$ alone. Downhole geochemical variations for three holes crossing most of the large lens of felsic volcanics southwest of the original orebodies (Fig. 2) are shown in Fig. 15, together with the main stratigraphic units outlined by the $Zr/TiO_2$ ratio. Also shown is the approximate boundary between mainly massive felsic volcanic rocks and the underlying, mainly fragmental volcanic rocks (breccia and tuff). In general, the massive felsic volcanic rocks are rhyolite B to rhyodacite in composition, whereas the fragmental rocks are rhyolite A. An exception is found in hole 87-2, near the thickest part of the felsic lens, where all felsic rocks are rhyolite B to rhyodacite. Of the volcanic rocks on the Aldermac property (Fig. 2), andesite–dacite usually has ratios of Zr (ppm) to $TiO_2$ (%) of 100-300, whereas rhyodacite ratios are 500–600, rhyolite B ratios 750–850, and rhyolite A ratios 1200–1500.

On the basis of Zr–Ti data for drill holes across the property and company petrographic information on volcanic facies (e.g., massive, brecciated, tuffaceous, graded), we have constructed simplified stratigraphic correlations from the area of the felsic lens and original orebodies in the west (Fig. 16), to the area of the new No. 8 lens in the east (Fig. 17). True stratigraphic thicknesses were estimated using the dips of massive, brecciated, and tuffaceous units, as well as inter-flow contacts. The southerly younging directions are based on grading in bedded fragmental units, as well as the occurrence of more strongly altered volcanic rocks (with disseminated sulfides) immediately north of the original orebodies (e.g., drill holes W-5 and 86-1) and the new No. 8 lens (e.g., drill hole 88-2 and Fig. 5).

Can. J. Earth Sci. Downloaded from www.nrcresearchpress.com by 207.253.152.193 on 08/22/16
For personal use only.

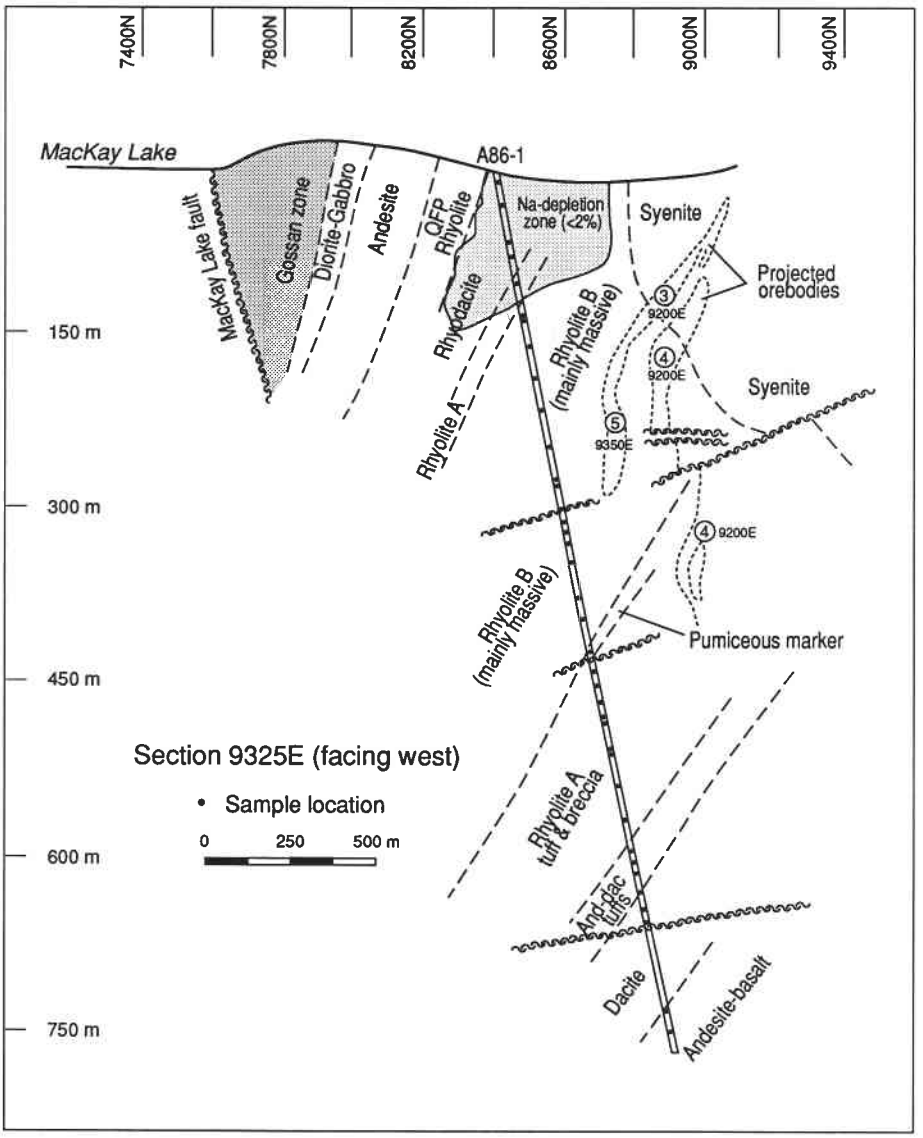



FIG. 13. Simplified vertical geological section of Aldermac stratigraphy at 9325E. Geological contacts based on company logs plus interpretation of geochemical data. Original Aldermac orebodies Nos. 3 and 4 are projected onto the section from 9200E, and orebody No. 5 from 9350E. Ti–Zr data for drill hole 86-01 are shown in Fig. 12*a*.

We used the distinctive and laterally continuous QFP sill as a marker horizon across much of the Aldermac property (Fig. 2). Compositionally, the QFP is almost uniform, with ~0.20% $TiO_2$, 300 ppm Zr, and 75% $SiO_2$. In Fig. 16, the QFP is shown with a dotted outline where it occurs on surface close to drill-hole collars.

*Stratigraphy near the original orebodies*

In the area south of the original orebodies, but north of the MacKay Lake Fault, massive felsic rocks dominated by rhyolite B with lesser rhyodacite attain their greatest thickness, both at depth and at surface (strata are subvertical). There are at least 350 m of massive and fragmental rhyolite B and rhyodacite in drill hole 87-2 (8800E). Rhyolite B is at least 120 m thick in drill hole W-4, located 120 m west. Rhyolite B is 45–60 m thick from 9600E to 10100E, and is absent at 10200E (drill hole W-1). From 10200 to 10550E, only mafic to intermediate rocks and some rhyolite A occur (drill holes W-1, W-6, and 88-19).

Thus a major lens of rhyolite B – rhyodacite extends from 8400E to 10100E, a lateral distance of at least 500 m (the western extent of this lens is unknown). The massive part of the lens attains a maximum thickness of ~250 m at 8800E. The Nos. 3, 4, and 5 orebodies of the old Aldermac mine apparently occurred beneath rhyolite B (Fig. 13). In sections 9350E and 9200E, just east of the original orebodies, rhyolite A consists of altered felsic breccias and tuffs, locally with disseminated sulfides. Rhyolite A therefore is considered to be equivalent to the footwall of the original orebodies. Rhyolite B, consisting mainly of massive and locally flow-banded to brecciated rock, represents the hanging wall of the original orebodies.

In the western two-thirds of the Fig. 2 area, felsic hanging-wall volcanic rocks are stratigraphically underlain by a footwall dacitic–andesitic sequence of flows and tuffs and a few gabbro sills. Most holes bottomed in the dacitic to andesitic sequence, or in the syenite complex, and thus the true thickness of the footwall volcanic sequence is unknown.

Can. J. Earth Sci. Downloaded from www.nrcresearchpress.com by 207.253.152.193 on 08/22/16
For personal use only.

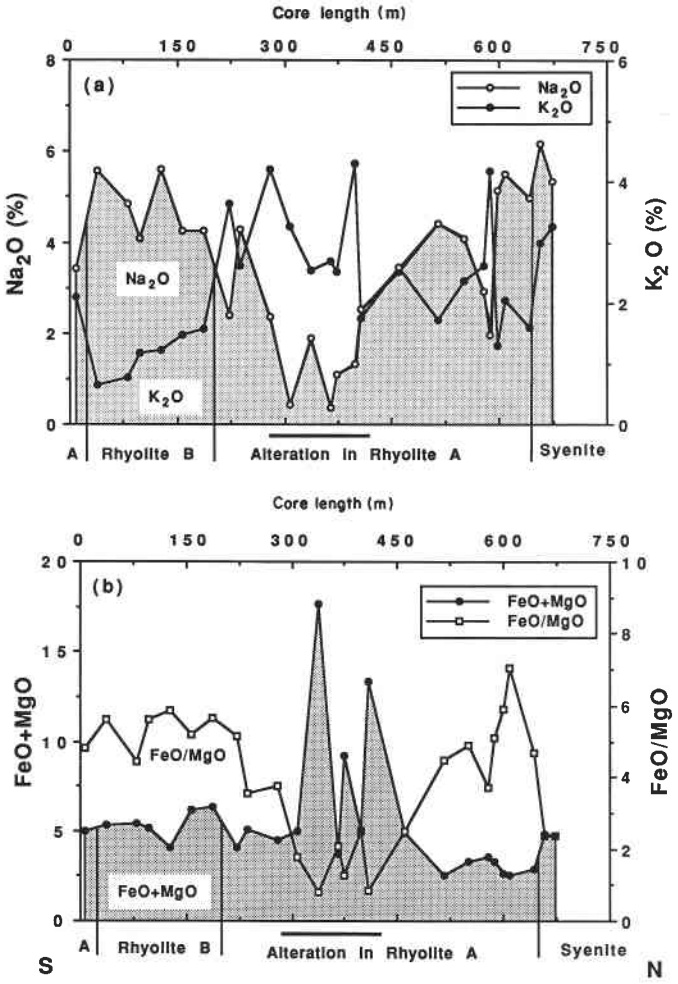



FIG. 14. (*a*) Downhole $Na_2O$ and $K_2O$ variations for drill hole W-4. Note Na depletion and K enrichment in upper footwall (rhyolite A). (*b*) Downhole FeO and MgO variations for drill hole W-4. Total FeO + MgO reflects chlorite abundance plus iron sulfides, both of which may increase in altered rhyolites. Decreased FeO/MgO ratios in the altered rhyolites suggest that chlorite becomes important in the upper footwall.

*Stratigraphy south of new orebody*

In the eastern third of the Fig. 2 area, andesitic flows and breccias are dominant between the QFP and the syenite complex, both near the surface and at depth (Fig. 17). Thus the reduction in thickness of massive rhyolite B to the east is accompanied by an increase in the total thickness of mafic units. Although some of the massive rhyolite B sequence could have been removed by intrusion of the syenite complex, enough of the stratigraphy beneath the QFP is present in drill holes W-1, W-6, and 88-9 to indicate that andesitic to dacitic volcanic rocks are partly the lateral equivalent of the felsic sequence. The QFP sill overlies the top of the massive rhyolite lens in the western part of the map area but in the eastern part overlies mafic flows and fragmental rocks that appear to have accumulated in a depression flanking the lens.

*The rhyolite dome*

The apparent termination of mafic units against the eastern flank of the rhyolite lens (rather than bowing over it) suggests that the lens was a topographic feature, probably a small dome. The margins of the dome generally are somewhat less differentiated (rhyodacitic) than the interior (rhyolite B). The massive to amygdaloidal flows and minor flow breccia of the dome are underlain by rhyolite debris flows, phreatomagmatic blocky breccia, pumiceous and lapilli tuffs, and local cherty exhalite (Jones and Hunter 1990). These observations refer to the central and eastern parts of the inferred dome, as little information is available on its western extent.

A possible Tertiary analog to the Aldermac dome is provided by rhyodacitic domes in Indonesia that are a few hundred metres to 1 km wide and are associated with rubbly mantles of rhyodacitic breccia and pyroclastic lapilli tuff (Kavalieris *et al.* 1990). In Oregon, the flanks of a Holocene stratovolcano display somewhat smaller scale rhyodacitic domes that are aligned parallel to a 4 km long graben, with basalt and basaltic andesite flows a few kilometres away on the volcano margins (Scott 1987). The Oregon rhyodacitic domes (and associated flows) erupted mainly after an explosive phase that formed felsic air-fall tephra and pyroclastic flows (Scott 1987). This volcanic succession is similar to the stratigraphic sequence at Aldermac. Compositionally, however, the Oregon and Indonesian volcanics are calc-alkaline in composition, rather than of transitional affinity as at Aldermac.

## Massive sulfide orebodies

*General*

The massive sulfide mineralization at Aldermac consists of several sulfide lenses located in felsic tuff and, locally, in coarse felsic volcaniclastics. In the old mine, massive sulfides formed three ore lenses (Nos. 3, 4, 5) and several uneconomic lenses. The recently discovered No. 7 and No. 8 lenses occur in similar felsic fragmental rocks, which may be crudely correlated with the host strata of the original Aldermac deposits (Jones and Hunter 1990). All massive sulfide lenses contain pyrrhotite, pyrite, chalcopyrite, sphalerite, and locally magnetite.

The No. 3 lens, an elongate, east–west-trending, south-dipping sulfide body, had maximum dimensions in plan of 80 m × 9 m, and extended from about 10 to 150 m subsurface. Bruce (1933) estimated that this lens contained ~220 000 t of ore at 2.68% Cu. It was hosted by rhyolite breccia and contained pyrrhotite in the central portions of the lens, with pyrite in the peripheral zones (grading into pyritiferous, siliceous volcaniclastic rocks). Chalcopyrite occurred mainly in veins and stringers.

The No. 4 lens, up to 94 m × 57 m in plan, occurred vertically beneath the No. 3 lens. It contained most of the mined ore, with early estimates of 1 017 960 t grading 1.65% Cu, 15 g/t Ag, and ~0.7 g/t Au between the 250 ft and 750 ft levels (Bruce 1933). The small No. 5 lens extended vertically from ~140 to ~325 m and was 3–12 m thick.

The Flat Fault truncated sulfide mineralization between levels 6 and 7. Below the fault, the orebody was referred to as the No. 6 lens. Pyrite was the dominant sulfide, with lesser pyrrhotite and minor chalcopyrite. This lens was mined only to the 8th level (1250 ft), below which massive sulfides passed into semimassive to disseminated sulfides in chloritized tuffs and breccias (Hunter 1979).

The new No. 7 lens is a small massive sulfide lens near the much larger No. 8 lens. The latter sulfide lens averages 90 m in length, extends 105 m down-dip, and is ~18 m thick. Calculated reserves are about 1.1 Mt, with average grades of 1.54% Cu, 4.12% Zn, 34 g/t Ag, and 0.3 g/t Au (Jones and Hunter 1990). The No. 8 lens is hosted by felsic to intermedi-

Can. J. Earth Sci. Downloaded from www.nrcresearchpress.com by 207.253.152.193 on 08/22/16
For personal use only.

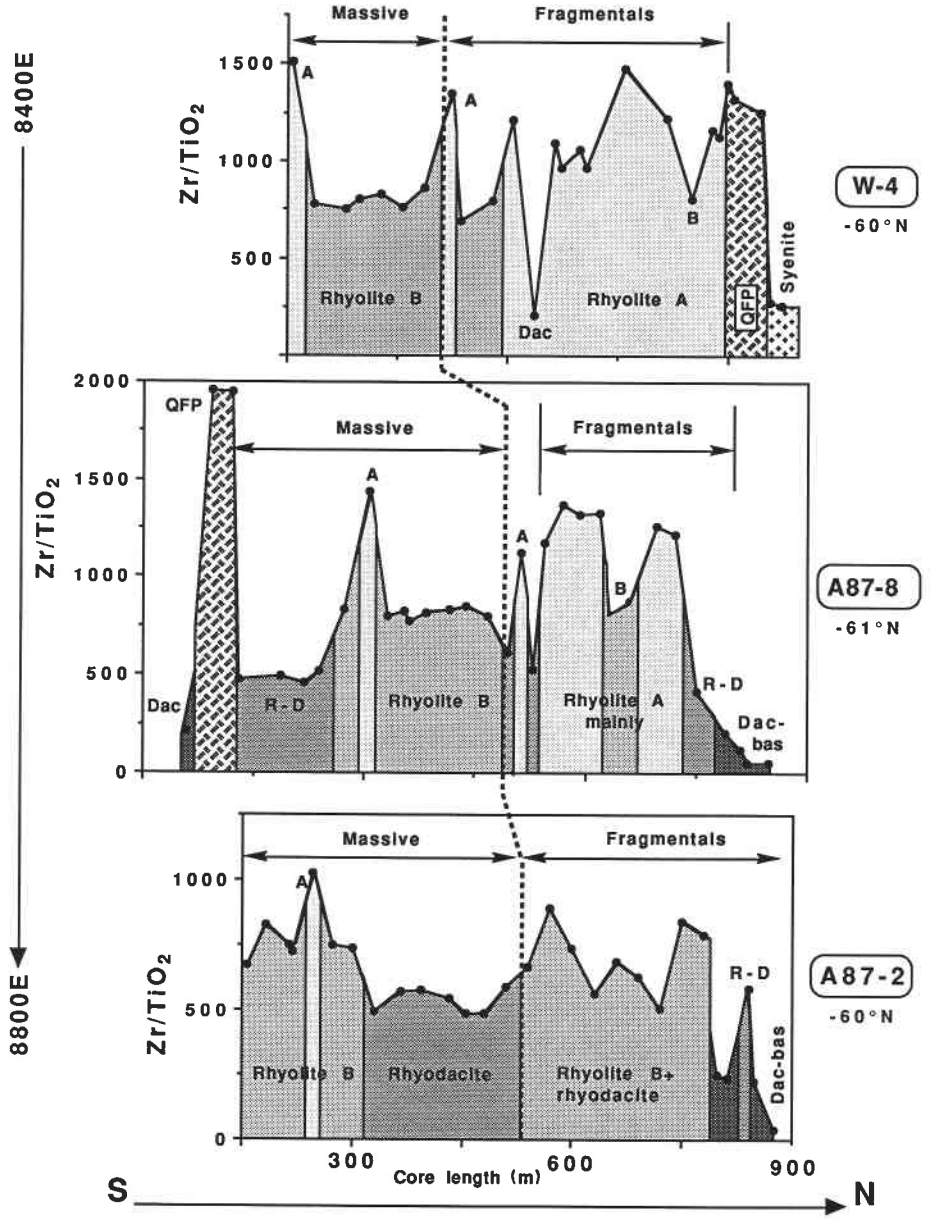



FIG. 15. Chemostratigraphy around large felsic dome southwest of original orebodies. Definition of units is based on ratios of Zr (ppm) to $TiO_2$ (%) for drill holes W-4, A87-8, and A87-2 and petrographic data from company drill logs. The three holes represent an east–west transect from 8400E to 8800E (Fig. 1). Core lengths are drilling thicknesses, not stratigraphic thicknesses.

ate tuffs overlying a coarse, chloritized felsic breccia. Preliminary work by company geologists indicates that the lens has an overall zonation, with higher Zn:Cu in the fringes, particularly the western fringe, relative to the core. A funnel-shaped zone of chloritic alteration with sulfide stringers underlies the sulfide lens (Jones and Hunter 1990).

## Ore transects: the No. 8 lens

Typical rock sequences containing the massive sulfides of the new No. 8 lens were intersected in drill holes 88-2 and 88-4. The sequences are interpreted as overturned based on the location of stringer mineralization. Younging is in the downhole direction (from north to south), and drill-hole intersections are at a moderate angle to stratigraphy. The sequence in drill hole 88-4 is shown in Fig. 18, together with Cu–Zn–Au–Ag profiles for the mineralized zone. No analogous data for the original mined-out orebodies (Nos. 3–5) could be located.

*Drill hole 88-2 (not shown)*

Between the main intrusive syenite body and volcanic rocks is ~9 m of a hybrid zone, which has been described as a hornfelsed mafic volcanic rock, containing common intervals of lamprophyric and syenitic rock. Volcanic rocks immediately north of the No. 8 lens host much of the stringer sulfide mineralization, suggesting that they represent the stratigraphic footwall. Massive sulfides occur as two closely spaced lenses (277–288 m and 291–322 m), separated by about 3 m of stringer-mineralized volcanics. Cu and Zn contents commonly are 1–3% and 2–6%, respectively. Ag contents in the massive

Can. J. Earth Sci. Downloaded from www.nrcresearchpress.com by 207.253.152.193 on 08/22/16
For personal use only.

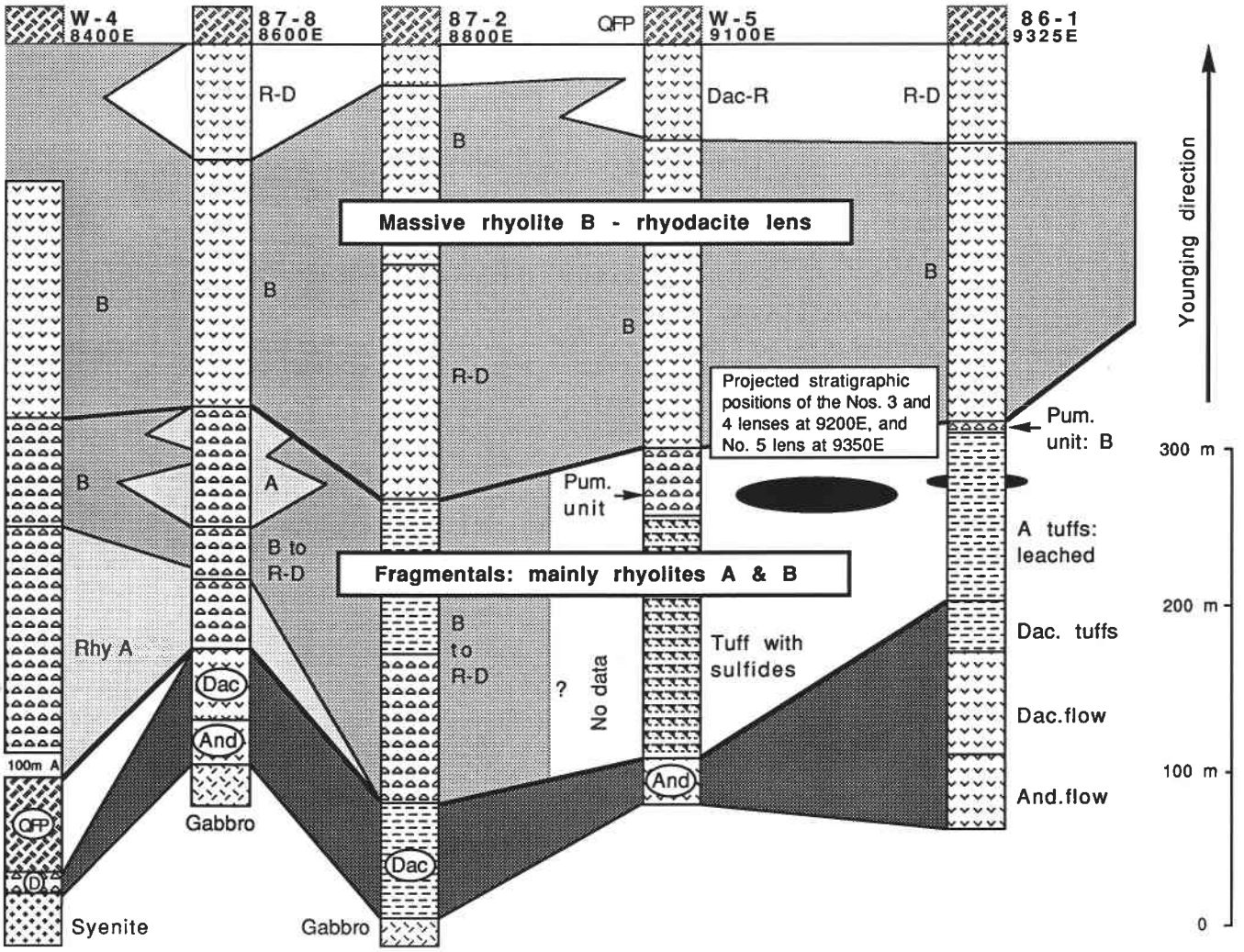



FIG. 16. Simplified stratigraphic correlation along an east–west transect from 8400E to 9325E, south of the original Aldermac orebodies. The QFP sill was used as a marker horizon and datum. Reconstruction based on $Zr/TiO_2$ ratios and company drill logs. Note upward change from mainly brecciated and tuffaceous volcanic rocks to mainly massive flow rocks. The three holes shown in Fig. 15 occur on the left side of the reconstruction. Thicknesses are estimates of true stratigraphic thicknesses.

sulfides generally are 20–60 ppm, with Au generally 0.2–1.5 ppm (these are typical ranges for the No. 8 lens). Massive sulfides are overlain by strongly altered breccias and tuffs. A series of faults with numerous syenite intersections complicate the stratigraphy in the bottom part of the hole.

*Drill hole 88-4*

This hole parallels drill hole 88-2, 15 m to its west, and has similar stratigraphy. In drill hole 88-4, however, the two separate sulfide lenses are more distinct (Fig. 18). Magnetite is common in the thinner, stratigraphically lower sulfide lens centred at 265 m. The lenses are separated by ~10 m of chloritized rhyolite breccia that is heavily cut by sulfide stringers. The stratigraphically lower sulfide lens has considerably higher Zn/Cu ratios (Zn is 6–8% and Cu is <1%) than the upper lens.

*Drill hole 88-8 (not shown)*

This hole parallels drill hole 88-2, 30 m to its east. A massive sulfide lens ~9 m thick occurs in immediate contact with "hybrid zone" rocks, and thus no primary volcanic footwall is preserved. The sulfide lens is capped by ~13 m of siliceous breccias, ~6 m of hybrid-zone rocks, and ~10 m of QFP rhyolite, followed by a second massive sulfide lens ~30 m thick. Hanging-wall rocks include chloritic and mineralized felsic breccia and tuff.

Both sulfide lenses have higher proportions of pyrite to pyrrhotite stratigraphically upwards (downhole). The stratigraphically lower lens (~260 m) generally contains 1–3% Cu and 1–3% Zn. The stratigraphically higher lens (~300 m) contains 1–6% Cu and 2–18% Zn and also is higher in Ag and Au than the lower lens.

## Ore petrography: the No. 8 lens

Pyrite occurs mainly as porphyroblastic megacrysts in a matrix of magnetite, chalcopyrite, pyrrhotite, and gangue (Fig. 19*a*). Pyrrhotite generally is the main sulfide mineral in the groundmass, with lesser sphalerite and chalcopyrite. Magnetite generally occurs as anhedral disseminations and becomes abundant within the contact-metamorphosed–metasomatised volcanic rocks (hybrid zone) adjacent to the syenite intrusion.

Can. J. Earth Sci. Downloaded from www.nrcresearchpress.com by 207.253.152.193 on 08/22/16
For personal use only.

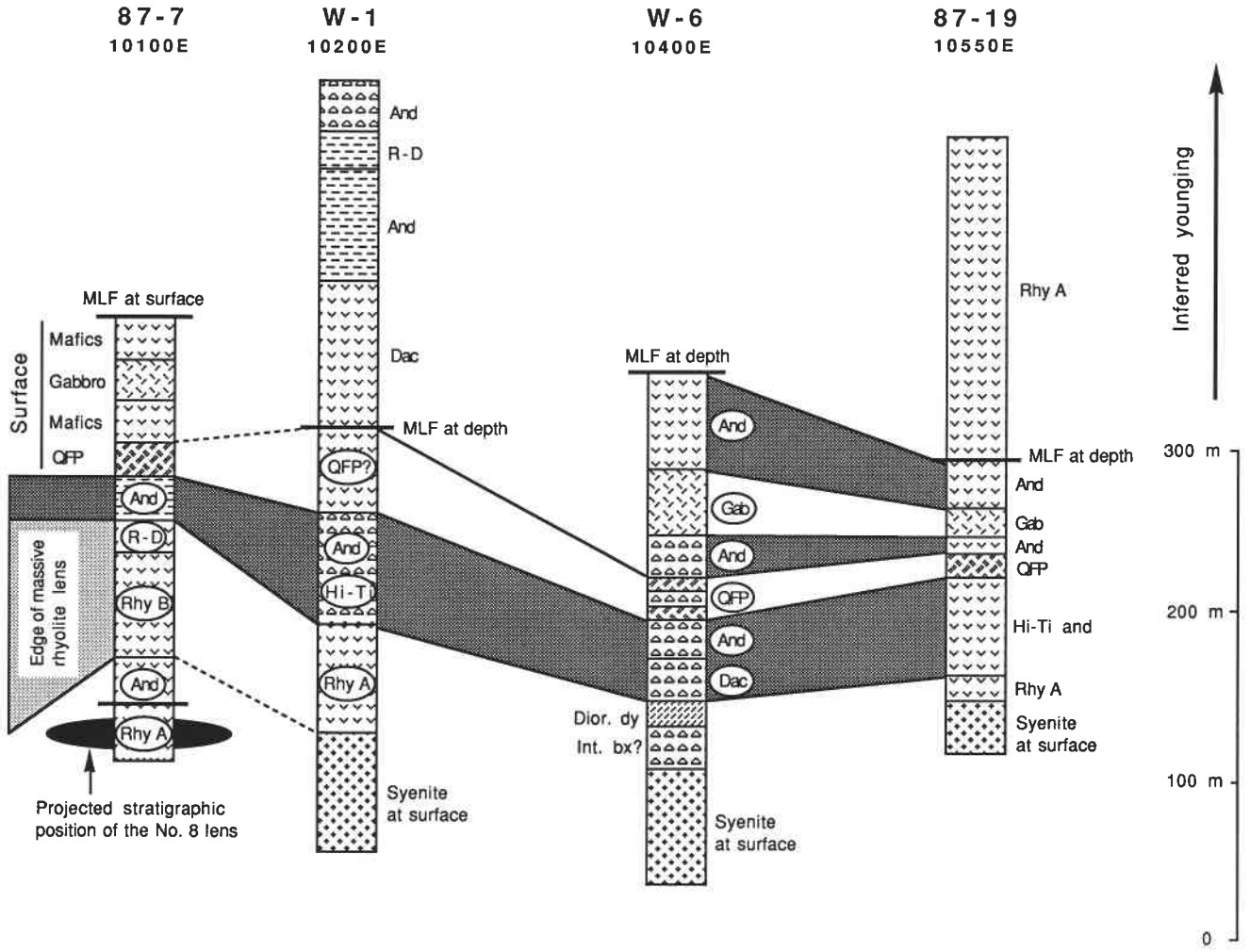



FIG. 17. Simplified stratigraphic correlation along an east–west transect from 10100E to 10550E, south of the new Aldermac No. 8 lens (projected location marked). The QFP sill was used as a marker horizon. Reconstruction based on $Zr/TiO_2$ ratios and company drill logs. Note the pinching out of rhyolite B to the east and an increase in the proportion of mafic volcanic rocks to the east. Thicknesses are estimates of true stratigraphic thicknesses.

The porphyroblastic development of pyrite and occurrence of gangue minerals such as magnetite and biotite are probably related to proximity to the syenite.

Pyrite occurs mainly as large (up to 3–4 cm) euhedral metamorphic porphyroblasts (Fig. 19*b*) that account for up to 75% of some mineralized sections. Large porphyroblasts may display good atoll textures, in which sphalerite and epidote form concentric bands along a specific zone within the pyrite crystals. Marcasite occurs in one section where it forms a crosscutting veinlet.

Pyrrhotite constitutes up to 80% of the massive sulfide groundmass (Fig. 20*a*). It generally appears as a mass of anhedral grains with abundant inclusions of gangue (quartz, chlorite, and amphibole). Pyrrhotite grains are partly to completely enclosed by rims of gangue minerals (quartz, chlorite, and amphibole) and minor sphalerite that form atoll-like textures. Some rims have coalesced, leaving pyrrhotite cores isolated in gangue + sphalerite. Pyrrhotite is partly replaced by disseminated sphalerite; microfractures in pyrrhotite are filled with gangue.

Sphalerite also occurs as coarse, irregular bands and patches within massive pyrrhotite and generally appears late relative to most groundmass sulfides. Sphalerite commonly surrounds and replaces pyrite porphyroblasts (Fig. 19*c*). Chalcopyrite partly to completely rims some pyrite porphyroblasts. Chalcopyrite also occurs as microveinlets cutting the porphyroblasts as well as cutting interstitial sulfides such as sphalerite (Fig. 19*c*).

Massive to semimassive chalcopyrite is present in only two samples (drill hole 88-2). These are from well below the No. 8 sulfide lens and may represent faulted-off portions of a basal, Cu-rich stringer zone to the sulfide lens. Chalcopyrite here forms coarse stringers hosted by chlorite with minor K-feldspar (Fig. 19*d*). Abundant pyrite porphyroblasts and biotite occur throughout the chloritic material. The chalcopyrite stringers are commonly bordered by a thin rim of euhedral magnetite crystals (Fig. 19*d*). A few metres farther downhole, massive chalcopyrite occurs as the groundmass sulfide, overprinted by late, euhedral pyrite porphyroblasts and abundant epidote.

In the massive sulfides, magnetite commonly forms anhedral masses in patches of chlorite, epidote, and amphibole. Magnetite with chlorite fills a veinlet cutting pyrite in one case (Fig. 20*b*).

Can. J. Earth Sci. Downloaded from www.nrcresearchpress.com by 207.253.152.193 on 08/22/16
For personal use only.

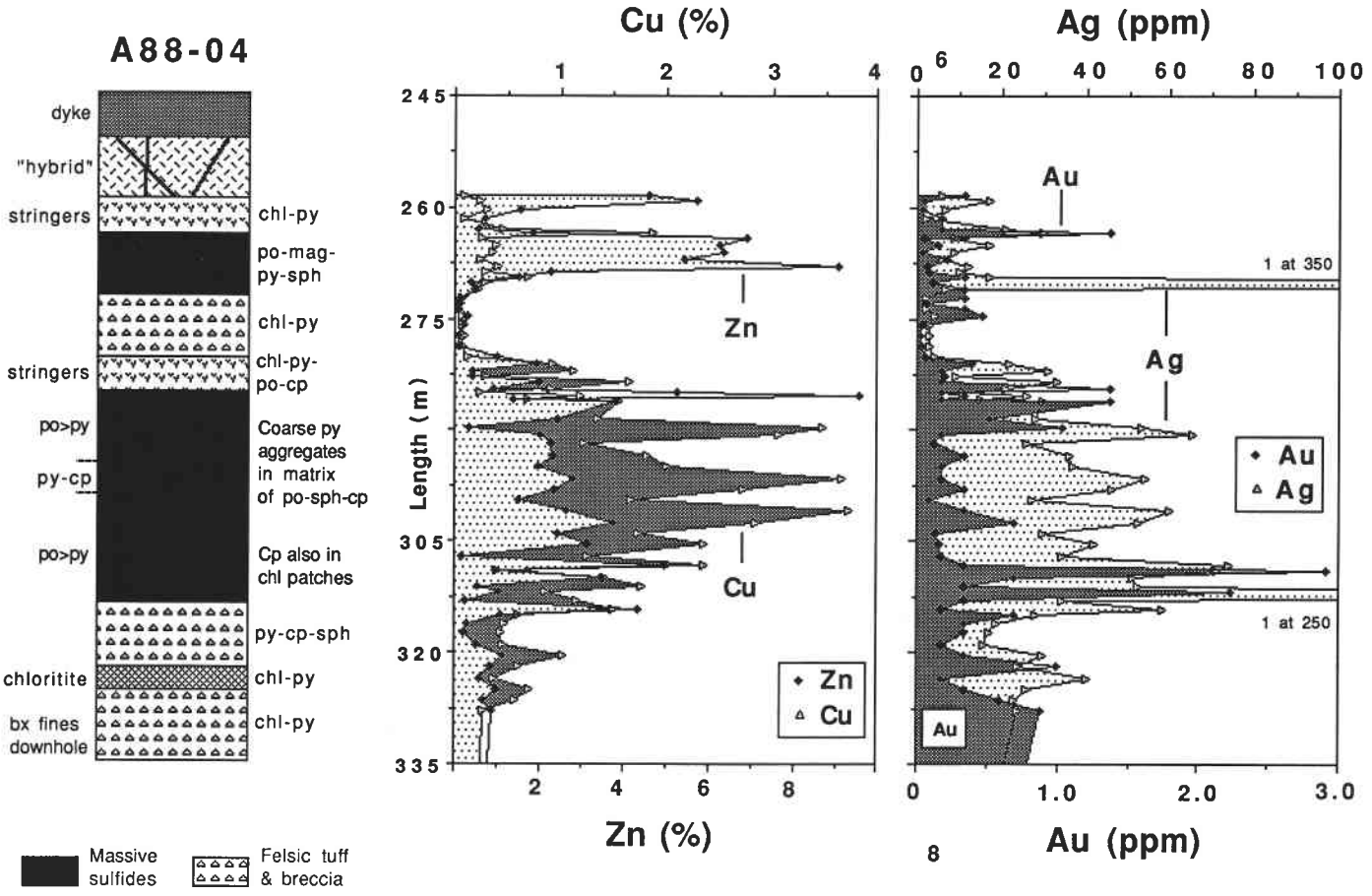



FIG. 18. Drill-hole lithological profile and Cu–Zn–Au–Ag concentrations for part of hole 88-4, new No. 8 lens. The hole was drilled from north to south. Stratigraphy is interpreted as overturned, younging in the downhole direction. Data from Deak Resources. chl, chlorite; cp, chalcopyrite; mag, magnetite; po, pyrrhotite; py, pyrite; sph, sphalerite.

Can. J. Earth Sci. Downloaded from www.nrcresearchpress.com by 207.253.152.193 on 08/22/16
For personal use only.

The hybrid zone stratigraphically beneath the No. 8 sulfide lens contains disseminated to semimassive, stringer sulfide and oxide mineralization. In thin section, mineralized hybrid-zone rocks consist of a complex assemblage of garnet, orthoclase, hornblende and epidote with coarse stringers and patches of magnetite, abundant euhedral pyrite porphyroblasts, and minor pyrrhotite and chalcopyrite.

*Original orebodies: the mine dump*

Selected samples from the waste dump south of the old Aldermac shaft consist of massive, granoblastic, medium- to coarse-grained pyrite and (or) pyrrhotite, with other sulfides and gangue minerals generally interstitial to these phases (Fig. 20*c*). Pyrite and pyrrhotite occur as equant, subhedral to euhedral grains, whereas chalcopyrite and sphalerite form anhedral grains interstitial to the iron sulfides. Sphalerite commonly exhibits chalcopyrite disease. Some massive pyrite contains laminations of disseminated anhedral sphalerite, producing a banded texture. Pyrite grains also locally exhibit a crude size grading. Traces of highly reflective, lilac-white calaverite ($AuTe_2$) are locally associated with pyrite.

There appear to be two common assemblages in the massive sulfide samples in the old mine dump, pyrrhotite–chalcopyrite and pyrite–sphalerite–chalcopyrite. These may reflect primary variations in the composition of the old orebodies. Highly brecciated and chloritized volcanic rocks containing disseminated and vein sulfides (Fig. 20*d*) are also present in the dump. These sulfides occur in highly brecciated and chloritized volcanic rock (Fig. 20*d*).

## Ore geochemistry: the No. 8 lens

New multimetal analytical data for massive and disseminated sulfides from the No. 8 lens are given in Table 4. The only hole available for detailed sampling was drill hole 88-2, which intersected a thick portion of the massive sulfides. In the stratigraphically upper lens (~291–322 m), Cu generally decreases, whereas Zn increases upwards (seven samples). Ag contents are ~20–65 ppm, whereas Au distribution is irregular (50–900 ppb). The trends of Cd and Hg are similar to each other, with highest values near the top of the deposit. As and Sb show peaks in the upper part of the deposit.

Examples of good metal correlations in Aldermac massive sulfides are shown in Fig. 21 for Ag–Cu, Cd–Zn, and Hg–Zn. Massive sulfides at the Ansil mine, which are Cu rich, also show a good correlation between Ag and Cu (Cattalani *et al.* 1991*b*), although Ag values are notably lower than at Aldermac for the same Cu contents. At the Main Lens of the Mobrun mine, massive sulfides (with ≤6% Zn) show good correlations between Zn, Cd, and Hg (Riopel *et al.* 1991). The Aldermac sulfides have a Cd/Zn ratio similar to that of the

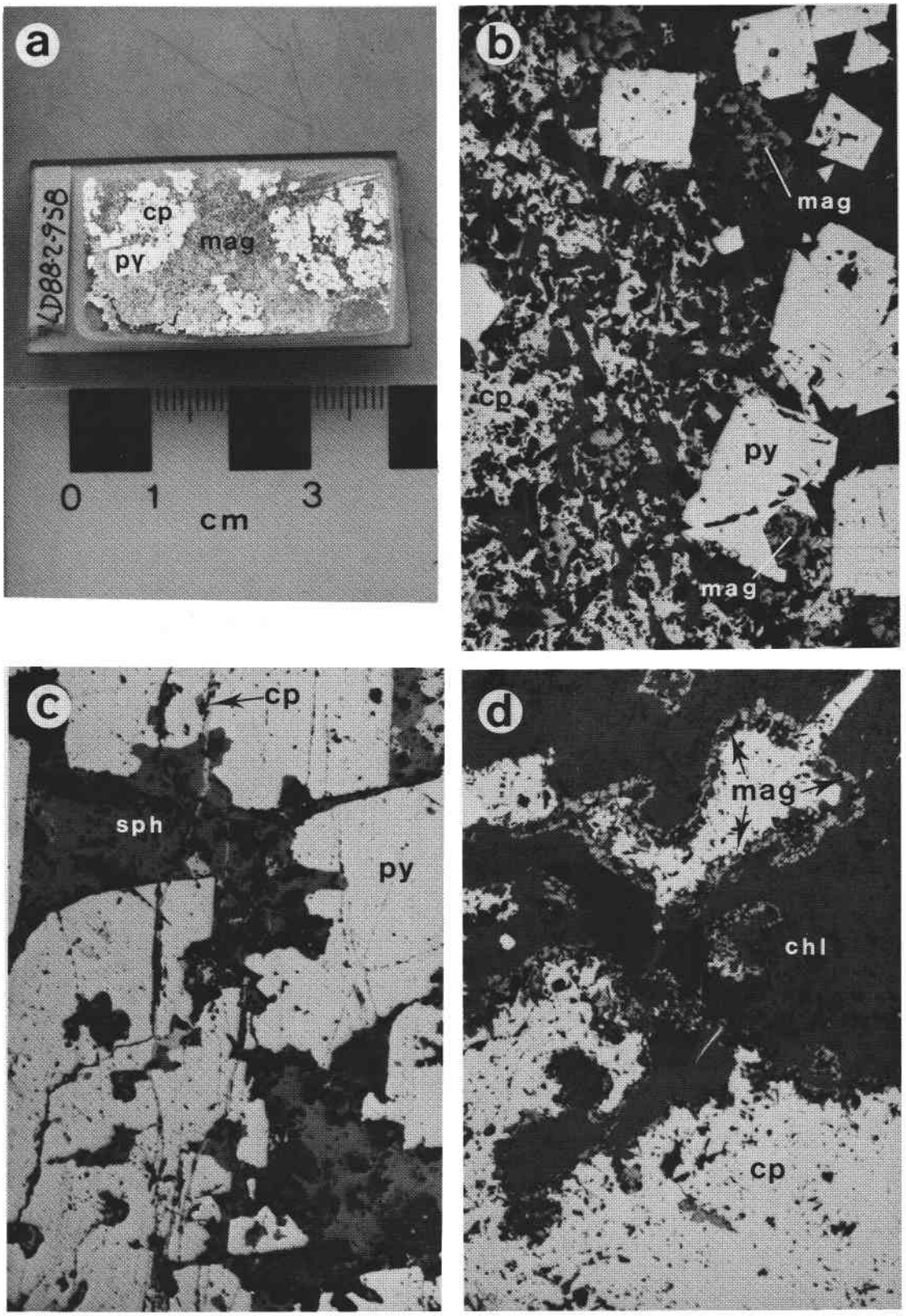



FIG. 19. Polished sections of ore samples. (*b–d*) are photomicrographs. (*a*) Massive sulfide, showing large pyrite porphyroblasts (py) in a matrix of mainly chalcopyrite (cp) and magnetite (mag). (*b*) Chalcopyrite-rich groundmass (cp) with euhedral porphyroblasts of pyrite (py), abundant gangue (mostly epidote, dark grey), and some magnetite (mag, light grey). Reflected light, 64×. (*c*) Large pyrite porphyroblasts (py) surrounded and replaced by sphalerite (sph). Both minerals are cut by microveinlets of chalcopyrite (cp). Reflected light 64×. (*d*) Chalcopyrite stringers (cp) in a chloritized matrix (chl, dark grey). The chalcopyrite is typically bordered by a thin rim of magnetite (mag). Reflected light, 64×.

Can. J. Earth Sci. Downloaded from www.nrcresearchpress.com by 207.253.152.193 on 08/22/16
For personal use only.

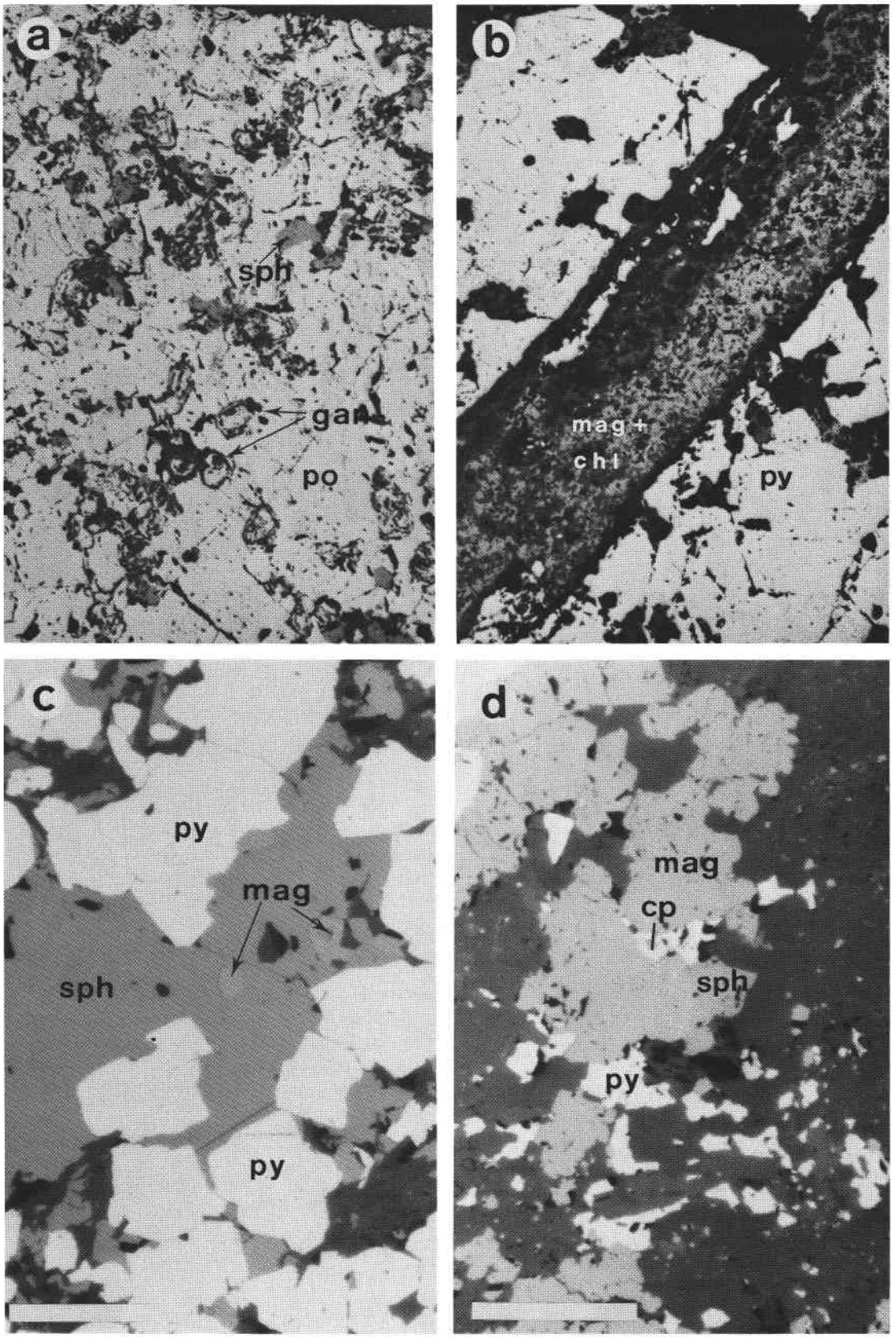



FIG. 20. Photomicrographs of ore samples. (*a*) Massive pyrrhotite (po) with minor sphalerite (sph) and blebs of gangue (gan). Reflected light, 16×. In other samples, the proportion of gangue to pyrrhotite increases until isolated, corroded sulfide grains are surrounded by semicontinuous gangue. (*b*) Magnetite + chlorite veinlet (mag + chl) in massive pyrite (py). Reflected light. 16×. (*c*) Old orebodies (waste dump). Sphalerite (sph) and magnetite (mag) interstitial to euhedral pyrite (py). Reflected light. Scale bar = 0.5 mm. (*d*) Original orebodies (waste dump). Abundant magnetite (mag), with minor pyrite (py), sphalerite (sph), and chalcopyrite (cp) forming stringer mineralization in altered rhyolite tuff? (grey areas). Reflected light. Scale bar = 0. 5 mm.

Can. J. Earth Sci. Downloaded from www.nrcresearchpress.com by 207.253.152.193 on 08/22/16
For personal use only.

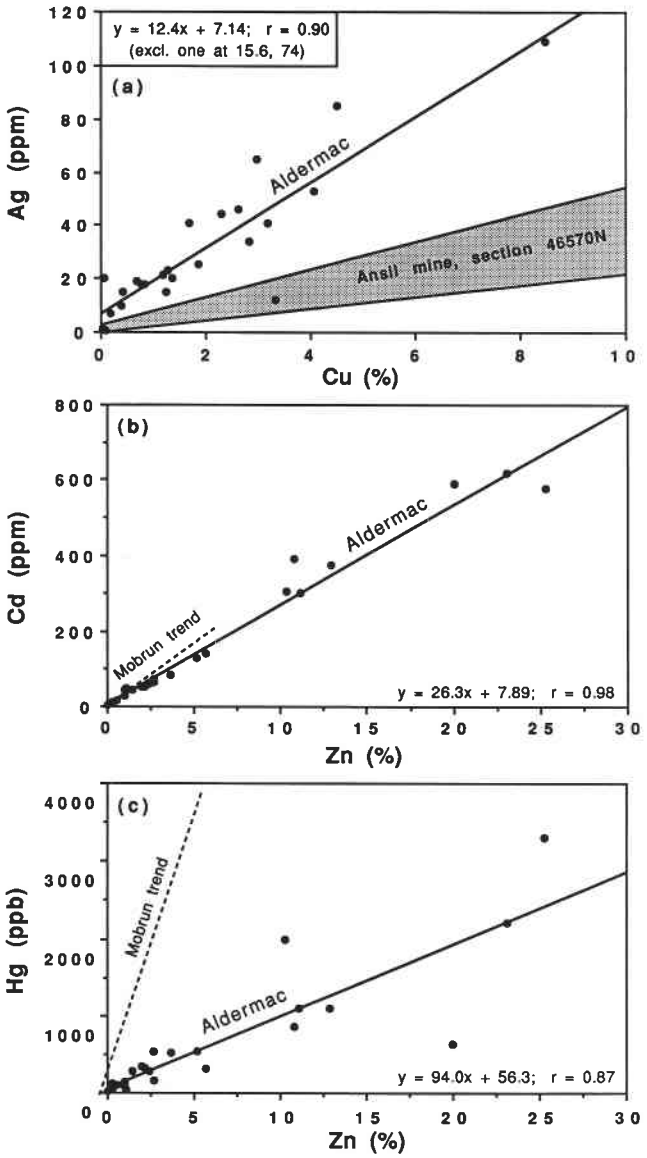



FIG. 21. Metal correlations in Aldermac massive sulfides from the new No. 8 lens (●). Data in Fig. 21 are from Table 4. (*a*) Ag vs. Cu. (*b*) Cd vs. Zn. (*c*) Hg vs. Zn. Shaded area in (*a*) shows range of Ag–Cu trends in massive sulfides at the Ansil deposit (Cattalani *et al.* 1991*b*). Broken lines in (*b*) and (*c*) show general relations for the Main Lens orebody at the Mobrun mine (Riopel *et al.* 1991). Note the high Cd contents of the Aldermac Zn-rich sulfides.

Mobrun Main Lens (Fig. 21*b*), but a much lower Hg/Zn ratio (Fig. 21*c*). The Cd/Zn ratio of Zn-rich massive sulfides in the Noranda area appears to be near constant, with a value of ~0.03. The Aldermac sulfides have high average Cd contents of ~160 ppm, which may be of economic interest.

The data in Table 4 were subjected to factor analysis (principal-components method), which yielded six factors. Factor I, which accounts for 28% of the variance, is represented by a Zn–Cd–Hg–Ni association, with each element having a strong positive weighting. This factor represents sphalerite, with Cd and Hg substituting readily for Zn in the mineral lattice due to their similar chemical properties (all are group IIB elements). The occurrence of Ni in factor I was unexpected. Factor II is represented by an As–Sb–Pb–Co association that probably is due to trace amounts of the tennentite–tetrahedrite series (Cu–As–sulfide and Cu–Sb–sulfide) and trace amounts of galena. Factor III, an Ag–Cu–Au association, is interpreted as Ag substitution in chalcopyrite, with which some Au is associated. Factors IV and V (mainly Sc, Ce, and V) probably result from trace amounts of detrital volcanic material within sulfide-rich samples, as these elements are typically associated with aluminosilicates. Factor VI (Se–Cu) represents limited substitution of Se for S in chalcopyrite, a feature noted for Cu-rich sulfides at the Horne mine (Cattalani *et al.* 1990).

## Summary and conclusions

Ti–Zr relationships in the least altered volcanic rocks hosting the Aldermac orebodies indicate a more or less continuous magmatic fractionation trend, ranging from high-Ti andesite to andesite, dacite, rhyodacite, and two types of rhyolite (A and B). This trend suggests derivation of most volcanic rocks from a common parental magma. Y–Zr–Nb and REE patterns data support the interpretation of a single parental magma for most volcanic rocks.

The least-altered volcanic rocks at Aldermac have a petrochemical affinity transitional between tholeiitic and calc-alkaline trends in the Abitibi region (MacLean and Kranadiotis 1987; Ujike and Goodwin 1987). Recent studies in the Noranda area have shown that the host volcanic rocks of some other massive sulfide deposits have affinities ranging from tholeiitic (e.g., the Horne mine: Cattalani *et al.* 1990; MacLean and Hoy 1991) to transitional (e.g., the Ansil mine: Cattalani *et al.* 1991*b*; Barrett *et al.* 1991*b*) to mildly calc-alkaline in part (e.g., the Mobrun mine: Riopel *et al.* 1991; Barrett *et al.*, paper submitted for publication[3]).

Ti–Zr alteration lines allow altered volcanic (or hypabyssal) rocks to be backtracked to their original positions on the igneous fractionation curve. In this way, lithological units can be geochemically discriminated and used for stratigraphic correlation, even if they are extremely altered. In altered felsic rocks in particular, fine distinctions between original compositions can be made (e.g., Aldermac rhyolites A and B). Using the above detailed geochemical approach in combination with lithological features determined by logging and mapping, we have constructed the Aldermac stratigraphy as shown in Figs. 16 and 17. This stratigraphy, together with the inferred locations of the massive sulfide lenses, is shown in Fig. 22.

The felsic dome above the original orebodies consists mainly of massive, flow-banded and amygdaloidal rhyolite B, with lesser massive rhyodacite and locally brecciated intervals. The massive part of the dome has a thickness of ~250 m and extends laterally at least 500 m (the western extent is unknown). The dome appears to become rhyodacitic in its marginal 15–30 m. Rhyolite A breccias and tuffs up to 90 m thick occur stratigraphically beneath the massive dome. Below the rhyolite A fragmentals are dacite and andesite units up to 15 m thick (these units were probably thicker, but they have been intruded by syenite).

The original Nos. 3, 4, and 5 orebodies apparently were located near the contact between rhyolite A fragmentals (footwall) and rhyolite B fragmentals (hanging wall), and below the rhyolite B dome. East of the thick part of the felsic dome, the stratigraphy is dominated by intermediate to mafic volcanic rocks that in part are laterally equivalent to the dome. The new No. 8 lens lies near the eastern margin of the massive rhyolite dome, and slightly stratigraphically below the margin (Figs. 17, 22). This sulfide lens lies within felsic fragmental

Can. J. Earth Sci. Downloaded from www.nrcresearchpress.com by 207.253.152.193 on 08/22/16
For personal use only.

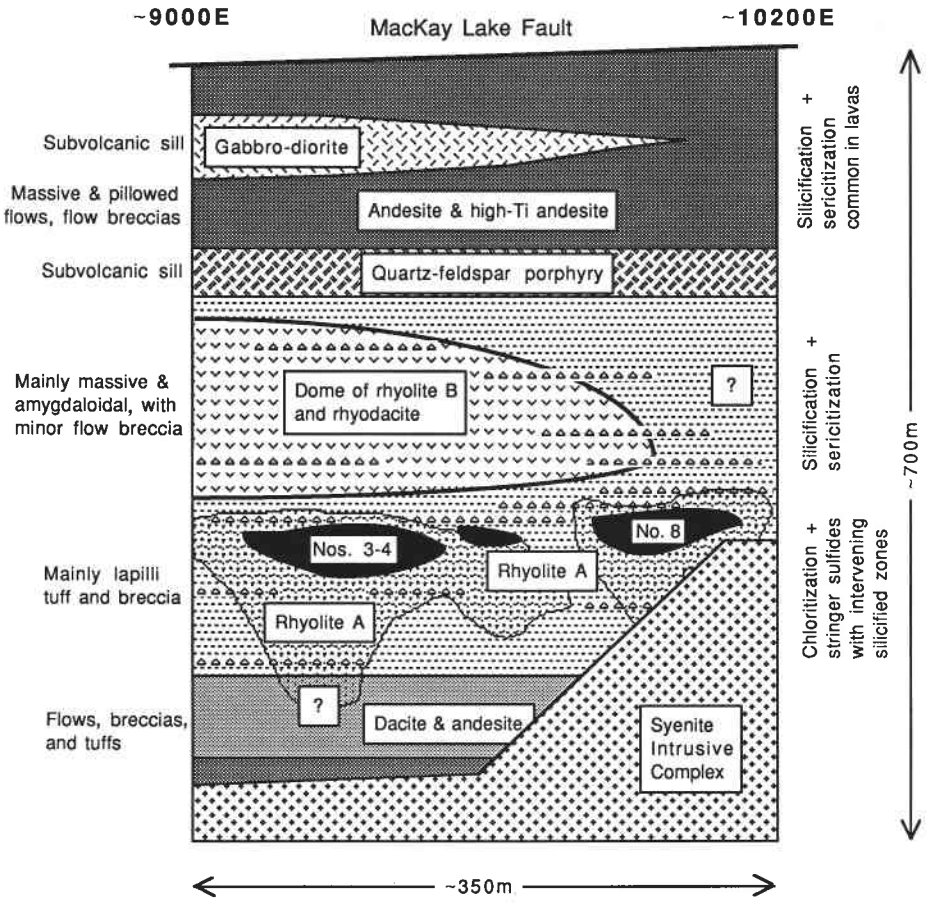



FIG. 22. Simplified reconstructed profile through Aldermac stratigraphy, prior to syenite intrusion, showing location of massive dome of rhyolite–rhyodacite, felsic tuffs and breccias, and original orebodies (e.g., No. 4) and new No. 8 lens. The alteration zones around original orebodies are very schematic, as information is fragmentary.

Can. J. Earth Sci. Downloaded from www.nrcresearchpress.com by 207.253.152.193 on 08/22/16
For personal use only.

rocks that correspond laterally to the host rocks of the original orebodies, which were located ~150–200 m to the west. Most of the footwall to the No. 8 lens has been removed by a large syenite intrusion.

The new No. 8 lens overlies a funnel-shaped chloritic alteration zone with stringer sulfides. The peripheral parts of this lens have a higher proportion of pyrite to pyrrhotite, and of Zn to Cu, than its core. The original No. 3 orebody also had a pyrrhotite-rich core with a pyrite-rich periphery. In comparison, the Ansil orebody (location in Fig. 1) consists mainly of pyrrhotite–chalcopyrite, with very little zinc (<1%) in the main orebody, although there is a thin Zn-rich fringe around part of the deposit (Riverin *et al.* 1990; Galley *et al.* 1991). The Zn-rich nature of the Aldermac massive sulfides, which may reflect relatively low temperatures of sulfide formation, results in high Cd and Hg contents in the ore. Zn-rich ores may reflect relatively low temperatures of sulfide formation, whereas pyrrhotite–chalcopyrite-rich ores, as in the Horne H orebodies and at the Ansil mine, may represent higher temperature deposits (Cattalani *et al.* 1990, 1991*b*; Barrett *et al.* 1991*a*).

Stratigraphic–geochemical variations suggest that the Aldermac orebodies were deposited near the end of an andesite → dacite → rhyolite A extrusive cycle, and were followed by emplacement of a dome of rhyolite B and lesser rhyodacite, then mainly dacite, andesites, and high-Ti andesites, with local sills of gabbro and quartz-feldspar porphyry (Fig. 22). Thus, the orebodies appear to have formed at an eruptive hiatus between mafic → felsic and felsic → mafic cycles, during a phase characterized by explosive activity, formation of felsic breccias, and proximal reworking of debris (epiclastic sedimentation). During this phase, hydrothermal systems were active, possibly the result of a near-surface magma chamber. Ore deposition occurred mainly within the felsic fragmental rocks (rhyolite A). The lenticular and stacked nature of the original orebodies suggests alternating accumulation of massive sulfide and felsic fragmentals, with some lateral shifting in the focus of sulfide deposition. The overlying felsic dome (rhyolite B) suggests proximity to a volcanic neck or feeder. The occurrence of rhyolite B fragmentals below the massive lens in drill hole 87-2 could be related to brecciation in the upper part of the volcanic neck. The dome, which is at least 500 m across, appears to have formed as an extrusive mass, although an origin by shallow laccolithic intrusion into unconsolidated breccias and tuffs also is plausible. In either case, the dome may have served as a cap rock to continuing hydrothermal circulation and led to some secondary, subsurface sulfide mineralization.

At Aldermac, Ti–Zr relationships indicate that mass gain (mainly silicification) has affected some of the andesitic to rhyodacitic rocks, whereas mass loss (mainly chloritization) has affected many of the rhyolitic rocks. Some of this alteration

TABLE 4. Composition of massive sulfides, new No. 8 lens, Aldermac deposit

| Drill hole | Depth (m) | Zn (%) | Cu (%) | Ag (ppm) | Au (ppb) | Pb (ppm) | Ba (ppm) | As (ppm) | Cd (ppm) | Hg (ppm) | Bi (ppm) | Se (ppm) | Co (ppm) | Ni (ppm) | V (ppm) | Sc (ppm) | Sb (ppm) | U (ppm) | Ce (ppm) |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| A87-17 | 328 | 20.0 | 2.83 | 34 | 240 | 63 | 8 | 8 | 587 | 640 | 97 | 5 | 6 | 45 | 18 | 3 | 1.0 | 0.3 | 9.0 |
| A87-17 | 332 | 1.05 | 0.04 | 1 | 5 | 325 | 23 | 0.5 | 48 | 48 | 132 | 5 | 82 | 85 | 866 | 4 | 0.4 | 2.6 | 25 |
| A88-2 | 268 | 0.23 | 1.85 | 25 | 93 | 95 | 68 | 5 | 9 | 39 | 108 | 30 | 479 | 11 | 42 | 9 | 0.3 | 0.1 | 43 |
| A88-2 | 271 | 12.9 | 0.06 | 20 | 260 | 281 | 76 | 0.5 | 372 | 1100 | 115 | 10 | 11 | 38 | 22 | 5 | 0.1 | 0.1 | 6.0 |
| A88-2 | 282 | 0.94 | 0.82 | 18 | 170 | 568 | 6 | 2 | 29 | 73 | 114 | 100 | 433 | 9 | 19 | 14 | 0.7 | 0.5 | 14 |
| A88-2 | 285 | 2.64 | 1.19 | 21 | 84 | 183 | 5 | 2 | 75 | 150 | 121 | 90 | 39 | 17 | 40 | 12 | 0.5 | 0.4 | 24 |
| A88-2 | 290 | 2.38 | 8.47 | 109 | 340 | 237 | 48 | 2 | 61 | 270 | 108 | 20 | 64 | 19 | 17 | 5 | 0.7 | 0.4 | 8.0 |
| A88-2 | 297 | 0.30 | 2.29 | 44 | 890 | 199 | 5 | 23 | 10 | 77 | 94 | 20 | 909 | 8 | 5 | 3 | 1.8 | 0.1 | 1.5 |
| A88-2 | 301 | 1.97 | 3.17 | 41 | 200 | 348 | 73 | 36 | 51 | 330 | 109 | 10 | 1100 | 9 | 16 | 4 | 3.0 | 0.1 | 5.0 |
| A88-2 | 304 | 2.66 | 4.05 | 53 | 48 | 21 | 6 | 13 | 63 | 540 | 124 | 10 | 436 | 16 | 7 | 4 | 0.7 | 0.4 | 1.5 |
| A88-2 | 307 | 2.11 | 1.26 | 23 | 97 | 216 | 15 | 0.5 | 51 | 320 | 134 | 20 | 96 | 17 | 7 | 3 | 0.2 | 0.1 | 1.5 |
| A88-2 | 312 | 3.69 | 2.97 | 65 | 470 | 6 | 11 | 4 | 85 | 520 | 134 | 20 | 93 | 20 | 11 | 3 | 0.8 | 0.1 | 3.0 |
| A88-2 | 315 | 5.15 | 1.68 | 41 | 860 | 525 | 13 | 21 | 129 | 540 | 112 | 5 | 400 | 21 | 6 | 3 | 1.1 | 0.1 | 1.5 |
| A88-2 | 318 | 10.8 | 0.67 | 19 | 55 | 1500 | 4 | 30 | 391 | 850 | 111 | 60 | 558 | 31 | 4 | 2 | 3.3 | 0.3 | 1.5 |
| A88-2 | 324 | 0.50 | 2.61 | 46 | 380 | 262 | 25 | 33 | 18 | 100 | 125 | 20 | 257 | 12 | 13 | 8 | 2.1 | 0.1 | 1.5 |
| A88-2 | 462 | 0.01 | 3.32 | 12 | 240 | 6 | 8 | 10 | 3 | 19 | 118 | 90 | 1500 | 48 | 6 | 3 | 1.0 | 0.4 | 1.5 |
| A88-6 | 259 | 10.3 | 0.08 | 0.3 | 9 | 37 | 242 | 2 | 303 | 2000 | 123 | 5 | 106 | 25 | 762 | 2 | 0.2 | 1.1 | 4.0 |
| A88-6 | 268 | 5.67 | 0.19 | 7 | 48 | 92 | 8 | 16 | 142 | 310 | 126 | 5 | 35 | 38 | 1 | 2 | 0.6 | 0.1 | 1.5 |
| A88-8 | 269 | 0.21 | 0.76 | 18 | 220 | 106 | 8 | 3 | 9 | 49 | 135 | 120 | 840 | 6 | 5 | 3 | 1.2 | 0.4 | 4.0 |
| A88-8 | 270 | 1.02 | 15.6 | 74 | 37 | 12 | 8 | 0.5 | 44 | 140 | 113 | 170 | 122 | 13 | 13 | 6 | 0.2 | 0.9 | 8.0 |
| A88-8 | 304 | 11.1 | 1.34 | 20 | 61 | 140 | 9 | 4 | 301 | 1100 | 113 | 80 | 1 | 48 | 23 | 3 | 0.2 | 0.3 | 7.0 |
| A88-8 | 308 | 23.1 | 0.40 | 15 | 53 | 161 | 16 | 7 | 616 | 2200 | 94 | 70 | 33 | 66 | 3 | 2 | 0.4 | 0.3 | 3.0 |
| A88-8 | 319 | 1.44 | 4.49 | 85 | 540 | 32 | 7 | 7 | 43 | 280 | 95 | 90 | 731 | 15 | 12 | 8 | 1.1 | 0.4 | 15 |
| A88-19 | 286 | 25.3 | 0.39 | 10 | 42 | 456 | 8 | 10 | 577 | 3300 | 84 | 20 | 91 | 52 | 3 | 2 | 1.8 | 0.5 | 1.5 |
| A88-19 | 314 | 0.30 | 1.24 | 15 | 20 | 637 | 18 | 7 | 11 | 120 | 131 | 20 | 1 | 11 | 4 | 3 | 0.5 | 0.3 | 4.0 |
| Average ($n$ = 25) | | 5.8 | 2.5 | 33 | 218 | 260 | 29 | 10 | 161 | 605 | 115 | 44 | 337 | 24 | 77 | 5 | 1 | 0 | 8 |
| SD | | 7.5 | 3.3 | 27 | 246 | 316 | 50 | 11 | 199 | 805 | 14 | 45 | 403 | 17 | 223 | 3 | 1 | 1 | 10 |

NOTE: SD, standard deviation.

was spatially related to the old orebodies, with chloritization occurring beneath and lateral to the ore lenses, and silicification distal to this (as at the Horne mine: Cattalani *et al.* 1990; MacLean and Hoy 1991). In this regard, the downplunge extension of the steeply dipping chloritic alteration zone that occurred vertically below the old orebodies also is an exploration target, particularly since the subconformable host rocks are permeable felsic volcaniclastic rocks that would have acted as aquifers for hydrothermal solutions. Silicification at Aldermac also affects hanging-wall intermediate to mafic volcanic rocks stratigraphically above and lateral to the felsic dome. This is attributed to a continuing upward transfer of hydrothermal silica during buildup of the volcanic hanging wall. Some of the silica could have been remobilized from felsic volcanic rocks in the footwall (and perhaps also from the dome itself). Large-scale silicification of intermediate to mafic volcanic rocks in general may point towards the existence of important felsic units in the underlying stratigraphy as sources of hydrothermally remobilizable silica. An example of large-scale silicification that has affected originally andesitic volcanic rocks occurs in the Amulet "rhyolite" of the Noranda area (Gibson *et al.* 1983).

Although the immediate host rocks of the Aldermac orebodies are mainly felsic fragmentals, the embracing volcanic stratigraphy shows a more diverse compositional spectrum than the stratigraphy hosting some other massive sulfide deposits in the Noranda area. At the Ansil mine, the orebody is located at the contact between underlying Northwest Rhyolite and overlying Rusty Ridge Andesite, both of which are thick and compositionally relatively uniform (Cattalani *et al.* 1991*b*; Riverin *et al.* 1990). At the Mobrun mine, the Main Lens lies at or near the contact between two rhyolite types that differ little in major-element chemistry but vary in texture and trace-element geochemistry (Riopel *et al.* 1991; Barrett *et al.*, paper submitted for publication[3]). At the Horne mine, the orebodies occur within an intercalated sequence of massive and fragmental rhyolites and rhyodacites (Cattalani *et al.* 1990; Barrett *et al.* 1991*a*; MacLean and Hoy 1991). In compositionally diverse volcanic terrains such as Aldermac, the contact between a mafic → felsic cycle and an overlying felsic → mafic cycle may be a good exploration target, particularly specific geochemical contacts within the felsic stratigraphy. In this regard, the western side of the felsic dome at Aldermac, which is largely unexplored, has considerable potential, given that rhyolite A fragmental rocks may lie lower in the stratigraphy beneath the rhyolite B dome.

## Acknowledgments

We are indebted to Deak Resources (and the former Nuinsco Resources and Seadrift Resources joint venture) for supplying company maps and analytical data related to the old and new Aldermac orebodies. We are grateful to an anonymous journal reviewer and Dr. G. Riverin for their helpful comments on this paper. Dr. W. H. MacLean provided useful suggestions on an earlier version of the paper. This study was funded by the ministère de l'Énergie et des Ressources du Québec, through contract 82-43G to the Mineral Exploration Research Institute.

AMBROSE, J. W., and FERGUSON, S. A. 1945. Geology and mining properties of part of the west half of Beauchastel Township, Temiscamingue County, Quebec. Geological Survey of Canada, Paper 45–17.

Can. J. Earth Sci. Downloaded from www.nrcresearchpress.com by 207.253.152.193 on 08/22/16
For personal use only.

BARRETT, T. J. and MACLEAN, W. H. 1991. Chemical, mass, and oxygen-isotopic changes during extreme hydrothermal alteration of an Archean rhyolite, Noranda. Economic Geology, **86**: 406–414.

BARRETT, T. J., CATTALANI, S., and MACLEAN, W. H. 1991*a*. Massive sulfide deposits of the Noranda area, Quebec. I. The Horne mine. Canadian Journal of Earth Sciences, **28**: 465–488.

BARRETT, T. J., MACLEAN, W. H., CATTALANI, S., HOY, L., and RIVERIN, G. 1991*b*. Massive sulfide deposits of the Noranda area, Quebec. III. The Ansil mine. Canadian Journal of Earth Sciences, **28**. (In press.)

BRUCE, E. L. 1933. Aldermac – Lake Fortune area. Quebec Bureau of Mines, Annual Report, Part C, pp. 74–86.

CAMPBELL, I. H., LESHER, C. M., COAD, P., FRANKLIN, J. M., GORTON, M. P., and THURSTON, P. C. 1984. Rare earth element mobility in alteration pipes below massive Cu–Zn sulfide deposits. Chemical Geology, **45**, pp. 181–202.

CATTALANI, S., BARRETT, T. J., MACLEAN, W. H., HOY, L., HUBERT, C., and FOX, J. S. 1990. Géologie et géochimie des gisements de sulfures massifs Horne et Quemont, district de Noranda, Québec. Ministère de l'Énergie et des Ressources du Québec, Report ET 90–07. (In press.)

CATTALANI, S., BARRETT, T. J., and CHARTRAND, F. 1991*a*. Géologie et géochimie du gisement d'Aldermac, district de Noranda, Québec. Ministère de l'Énergie et des Ressources du Québec, Report ET. (In press.)

CATTALANI, S., BARRETT, T. J., MACLEAN, W. H., and HOY, L. 1991*b*. Géologie et géochimie du gisement d'Ansil, district de Noranda, Québec. Ministère de l'Énergie et des Ressources du Québec, Report ET. (In press.)

COOKE, H. C., JAMES, W. F., and MAWDSLEY, J. B. 1931. Geology and ore deposits of the Rouyn–Harricanaw region, Quebec. Geological Survey of Canada, Memoir 166.

COUSINEAU, P. 1980. Organisation des coulées de la formation d'Amulet (partie nord). Ministère de l'Énergie et des Ressources du Québec, DPV 731.

DRESSER, J. A., and DENNIS, T. C. 1949. Geology of Quebec, Vol. III, Economic Geology. Quebec Department of Mines, Geological Report 20.

GALLEY, A. G., SALMON, B., and JONASSON, I. R. 1991. Sphalerite–rich breccias in the footwall to the Ansil copper deposit, Noranda, Quebec. *In* Current research, part C. Geological Survey of Canada, Paper 91-1C, pp. 35–42.

GÉLINAS, L., BROOKS, C., PERRAULT, G., CARIGNAN, J., TRUDEL, P., and GRASSO, F. 1977. Chemostratigraphic divisions within the Abitibi volcanic belt, Rouyn–Noranda, Quebec. *In* Volcanic regimes in Canada. *Edited by* W. R. A. Baragar, L. C. Coleman, and J. H. Hall. Geological Association of Canada, Special Publication 16, pp. 265–295.

GÉLINAS, L., TRUDEL, P. and HUBERT, C. 1984. Chemostratigraphic division of the Blake River Group, Rouyn–Noranda area, Abitibi, Quebec. Canadian Journal of Earth Sciences, **21**, pp. 220–231.

GIBSON, H. L., and WATKINSON, D. H. 1990. Volcanogenic massive sulfide deposits of the Noranda cauldron and shield volcano, Quebec. *In* The northwestern Quebec polymetallic belt. *Edited by* M. Rive, P. Verpaelst, Y. Gagnon, J. M. Lulin, G. Riverin, and A. Simard. Canadian Institute of Mining and Metallurgy, Special Volume 43, pp. 119–132.

GIBSON, H. L., WATKINSON, D. H., and COMBA, C. D. A. 1983. Silicification: hydrothermal alteration in an Archean geothermal system within the Amulet Rhyolite formation, Noranda, Quebec. Economic Geology, **78**: 954–971.

GUNNING, H. C. 1927. Syenite porphyry of Beauchastel Township, Quebec. Geological Survey of Canada, Museum Bulletin 46, pp. 31–46.

HAWLEY, J. E. 1948. The Aldermac copper deposit. *In* Structural geology of Canadian ore deposits. *Edited by* M. E. Wilson. Canadian Institute of Mining and Metallurgy, Geological Division, Montréal, Que., pp. 719–730.

HUNTER, A. D. 1979. The geologic setting of the Aldermac copper deposit, Noranda, Quebec. M.Sc. thesis, Carleton University, Ottawa, Ont.

HUNTER, A. D., and MOORE, J. M., JR. 1983. The geologic setting of the Aldermac copper deposit, Noranda, Quebec. CIM Bulletin, **73**: 128–136.

JONES, P. L., and HUNTER, A. D. 1990. The Aldermac mine area, Beauchastel Township, Quebec. *In* The northwestern Quebec polymetallic belt. Canadian Institute of Mining and Metallurgy, Poster Volume, pp. 30–33.

KAVALIERIS, I., WALSHE, J. L., HALLEY, S., and HARROLD, B. P. 1990. Dome-related gold mineralization in the Pani volcanic complex, North Sulawesi, Indonesia: A study of geologic relations, fluid inclusions, and chlorite compositions. Economic Geology, **85**, pp. 1208–1225.

LE BAS, M. J., LE MAITRE, R. W., STRECKEISEN, A., and ZANETTIN, B. 1986. A chemical classification of volcanic rocks based on the total alkali – silica diagram. Journal of Petrology, **27**, pp. 745–750.

LESHER, C. M., GOODWIN, A. M., CAMPBELL, I. H., and GORTON, M. P. 1986. Trace-element geochemistry of ore-associated and barren, felsic metavolcanic rocks in the Superior Province, Canada. Canadian Journal of Earth Sciences, **23**, pp. 222–237.

MACLEAN, W. H. 1988. Rare earth element mobility at constant inter-REE ratios in the alteration zone at the Phelps Dodge massive sulphide deposit, Matagami, Quebec. Mineralium Deposita, **23**, pp. 231–238.

——— 1990. Mass change calculations in altered rock series. Mineralium Deposita, **25**, pp. 44–49.

MACLEAN, W. H., and HOY, L. H. 1991. Geochemistry of hydrothermally altered rocks at the Horne mine, Noranda, Quebec. Economic Geology, **86**: 506–528.

MACLEAN, W. H., and KRANIDIOTIS, P. 1987. Immobile elements as monitors of mass transfer in hydrothermal alteration: Phelps Dodge massive sulfide deposit, Matagami, Quebec. Economic Geology, **82**, pp. 951–962.

RIOPEL, J., HUBERT, C., CATTALANI, S., and BARRETT, T. J. 1991. Géologie, structure et géochimie du gisement de sulfures massifs de Mobrun, Noranda, Québec. Ministère de l'Énergie et des Ressources du Québec, Report MB. (In press.)

RIVERIN, G., LABRIE, M., SALMON, B., CAZAVANT, A., ASSELIN, R., and GAGNON, M. 1990. The geology of the Ansil deposit, Rouyn–Noranda, Quebec. *In* The northwestern Quebec polymetallic belt. *Edited by* M. Rive, P. Verpaelst, Y. Gagnon, J. M. Lulin, G. Riverin, and A. Simard. Canadian Institute of Mining and Metallurgy, Special Volume 43, pp. 143–151.

SCOTT, W. E. 1987. Holocene rhyodacite eruptions on the flanks of South Sister volcano, Oregon. *In* The emplacement of silicic domes and lava flows. *Edited by* J. H. Fink. Geological Society of America, Special Paper **212**, pp. 35–53.

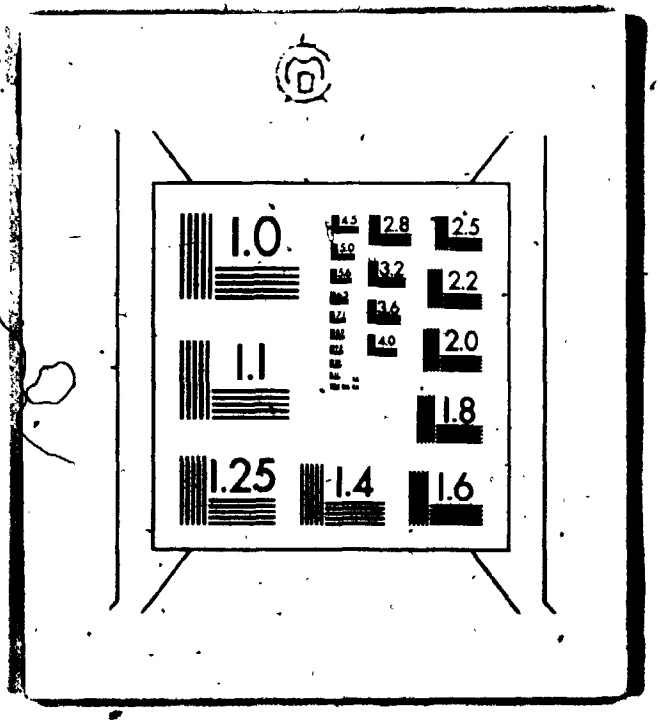
SPENCE, C. D., and DE ROSEN–SPENCE, A. F. 1975. The place of sulphide mineralization in the volcanic sequence at Noranda, Quebec. Economic Geology, **70**, pp. 90–101.

UJIKE, O., and GOODWIN, A. M. 1987. Geochemistry and origin of Archean felsic metavolcanic rocks, central Noranda area, Quebec, Canada. Canadian Journal of Earth Sciences, **24**, 2551–2567.

VERPAELST, P. 1980. Rhyolites et roches associées du complexe volcanique de Duprat. Ministère de l'Énergie et des Ressources du Québec, DPV **752**.

Can. J. Earth Sci. Downloaded from www.nrcresearchpress.com by 207.253.152.193 on 08/22/16
For personal use only.

1



49505

National Library of Canada | Bibliothèque nationale du Canada
CANADIAN THESES ON MICROFICHE | THÈSES CANADIENNES SUR MICROFICHE

NAME OF AUTHOR/*NOM DE L'AUTEUR* Allyne Douglas Hunter

TITLE OF THESIS/*TITRE DE LA THÈSE* The Geologic Setting of the Aldermac Copper Deposit, Noranda , Quebec

UNIVERSITY/*UNIVERSITÉ* Carleton University

DEGREE FOR WHICH THESIS WAS PRESENTED/*GRADE POUR LEQUEL CETTE THÈSE FUT PRÉSENTÉE* M.Sc.

YEAR THIS DEGREE CONFERRED/*ANNÉE D'OBTENTION DE CE DEGRÉ* 1980

NAME OF SUPERVISOR/*NOM DU DIRECTEUR DE THÈSE* Dr. Moore

Permission is hereby granted to the NATIONAL LIBRARY OF CANADA to microfilm this thesis and to lend or sell copies of the film.

The author reserves other publication rights, and neither the thesis nor extensive extracts from it may be printed or otherwise reproduced without the author's written permission.

*L'autorisation est, par la présente, accordée à la BIBLIOTHÈQUE NATIONALE DU CANADA de microfilmer cette thèse et de prêter ou de vendre des exemplaires du film.*

*L'auteur se réserve les autres droits de publication; ni la thèse ni de longs extraits de celle-ci ne doivent être imprimés ou autrement reproduits sans l'autorisation écrite de l'auteur.*

DATED/*DATÉ* December 22, 1979 SIGNED/*SIGNÉ* Doug. Hunter

PERMANENT ADDRESS/*RÉSIDENCE FIXÉ* 117 Heavenor St.
Sault Ste. Marie
P6A 3L3

National Library of Canada
Collections Development Branch

Canadian Theses on
Microfiche Service

Bibliothèque nationale du Canada
Direction du développement des collections

Service des thèses canadiennes
sur microfiche

# NOTICE

The quality of this microfiche is heavily dependent upon the quality of the original thesis submitted for microfilming. Every effort has been made to ensure the highest quality of reproduction possible.

If pages are missing, contact the university which granted the degree.

Some pages may have indistinct print especially if the original pages were typed with a poor typewriter ribbon or if the university sent us a poor photocopy.

Previously copyrighted materials (journal articles, published tests, etc.) are not filmed.

Reproduction in full or in part of this film is governed by the Canadian Copyright Act, R.S.C. 1970, c. C-30. Please read the authorization forms which accompany this thesis.

THIS DISSERTATION
HAS BEEN MICROFILMED
EXACTLY AS RECEIVED

# AVIS

La qualité de cette microfiche dépend grandement de la qualité de la thèse soumise au microfilmage. Nous avons tout fait pour assurer une qualité supérieure de reproduction.

S'il manque des pages, veuillez communiquer avec l'université qui a conféré le grade.

La qualité d'impression de certaines pages peut laisser à désirer, surtout si les pages originales ont été dactylographiées à l'aide d'un ruban usé ou si l'université nous a fait parvenir une photocopie de mauvaise qualité.

Les documents qui font déjà l'objet d'un droit d'auteur (articles de revue, examens publiés, etc.) ne sont pas microfilmés.

La reproduction, même partielle, de ce microfilm est soumise à la Loi canadienne sur le droit d'auteur, SRC 1970, c. C-30. Veuillez prendre connaissance des formules d'autorisation qui accompagnent cette thèse.

LA THÈSE A ÉTÉ
MICROFILMÉE TELLE QUE
NOUS L'AVONS REÇUE

Ottawa, Canada
K1A 0N4

NL 339 (Rev 8/80)

# THE GEOLOGIC SETTING OF THE ALDERMAC COPPER DEPOSIT, NORANDA, QUEBEC

by

(C) ALLYNE DOUGLAS HUNTER, B.Sc.

A thesis submitted to the Faculty of Graduate Studies in partial fulfillment of the requirements for the degree of Master of Science

Department of Geology
Carleton University
Ottawa, Ontario

December, 1979

The undersigned hereby recommend to the Faculty of Graduate Studies acceptance of this thesis, submitted by Allyne Douglas Hunter B.Sc., in partial fulfillment of the requirements for the degree of Master of Science.

53-54

Thesis Supervisor

53-54

Chairman, Department of Geology

## ABSTRACT

This thesis represents a compilation of work and ideas that have been applied to exploration in the Aldermac area from the 1920's to the present. The overall intent of the author is to present a picture of the geology which is compatible with our current knowledge of volcanism and ore genesis.

The Aldermac copper deposit is of proximal volcanogenic type. A number of massive sulphide lenses bore an intimate relationship to a quartz-feldspar porphyritic rhyolite dome, associated fragmentals and laminated, siliceous ("cherty"), volcanic exhalative sediments which probably emanated from this extrusive body.

The stratigraphic succession in the Aldermac area comprises a chemically bimodal suite of intercalated mafic (basaltic to andesitic) and rhyolite flows, pyroclastics and related subvolcanic intrusions. These are cut by gabbro and syenite, intrusions which were attendant to different stages of Archean volcanism and by later, post-Archean diabase dikes. Regional metamorphism attained lower greenschist facies but the rocks lack penetrative deformation.

A salient feature of the geology of the Aldermac terrain is the pervasive silicification of mafic volcanic rocks, either enveloping or stratigraphically below sulphidic zones. Chlorite and sericite are only locally developed in areas of alteration, having a more direct relationship to mineralization. Epidote, calcite and calcium-rich garnet are conspicuous in areas of known mineralization and their recognition is viewed as a future exploration tool.

The geologic setting of the Aldermac deposit is extremely complex and cannot be explained by isoclinal folding; rather it reflects a history of intermittent faulting, and extrusive and intrusive activity, which characterize an active volcanic centre. The Aldermac terrain consists of a number of fault blocks, rotated relative to one another and exhibiting opposing facing directions. The original setting of the area may be visualized as a submarine, graben-like structure or an elongate, trough-shaped caldera like the Mauna Ulu "trench" on the east rift-zone of Kilauea volcano on the island of Hawaii.

Accumulations of sulphide occur in mafic and felsic volcanics alike on both sides of the postulated

volcanic structure. The sulphides are intimately related to both the structural and stratigraphic development of the volcanic pile. It is evident that intense hydrothermal activity must have occurred at one or more stages in order to generate the large number of widely spaced sulphide occurrences.

When the Noranda area is viewed in a historical perspective, Aldermac may prove to be at a very early stage of its exploration potential, perhaps comparable to that of the Amulet area in the late 1920's.

TABLE OF CONTENTS


| | | |
|---|---|---|
| Abstract | | iv |
| Table of Contents | | vi |
| List of Figures | | viii |
| List of Tables | | x |
| List of Plates | | xi |
| I. INTRODUCTION | | 1 |
| I.1 | Location and Physiography | 1 |
| I.2 | Purpose of the Study | 4 |
| I.3 | Methods of Study | 12 |
| I.4 | Exploration History | 14 |
| I.5 | Acknowledgements | 16 |
| II. GEOLOGY OF THE ALDERMAC AREA | | 19 |
| II.1 | General Geology | 19 |
| II.2 | Detailed Geology | 21 |
| II.2.1 | Mafic Volcanic Rocks | 24 |
| II.2.2 | Felsic Volcanic Rocks | 32 |
| II.2.3 | Altered Volcanic Rocks | 41 |
| | i) Silicification | 41 |
| | ii) Epidote Alteration | 52 |
| | iii) Chlorite-Sericite Alteration | 57 |
| II.2.4 | Chemistry of the Volcanic Rocks | 60 |
| II.2.5 | Intrusive Rocks | 73 |
| | i) Diorite-Gabbro (Metadiabase) | 73 |
| | ii) Syenite | 76 |
| | iii) Late Diabase | 80 |
| II.2.6 | Structure | 80 |
| | i) Introduction | 80 |
| | ii) Criteria of Stratigraphic Facing | 83 |
| | iii) Interpretation | 84 |
| II.2.7 | Metamorphism | 87 |

III. ECONOMIC GEOLOGY 92

III.1 $X_1$; The Original Showing The MacKay Lake Zone 92

i) Description 92
ii) Interpretation 99

III.2 $X_2$; The Chance 102

i) Geology 102
ii) Alteration and Minéralization 105
iii) Interpretation 110

III.3 $X_3$; The North Chance 111

III.4 $X_4$; The Aldermac Mine 113

i) Geology of the Deposit 114
ii) The Orebodies 124
iii) Physical Characteristics and Petrography of the Ore 127
iv) Alteration 131
v) Summary 132

III.5 $X_5$; North Contact Tuff 134

III.6 $X_6$; The Archibald Prospect 137

i) Description of Mineralization 139
ii) Geology 141

III.7 Other Sulphide Showings 142

III.8 Summary 145

IV. DISCUSSION AND CONCLUSIONS 146

References 151

Appendix 154

FIGURES


| | | |
|---|---|---|
| Figure 1: | Location map | 2 |
| Figure 2: | General geology map of the Noranda area | 3 |
| Figure 3: | Geology of the Aldermac area | in pocket |
| Figure 4: | Geological map of the Aldermac area, published in 1945 by the GSC | 23 |
| Figure 5: | Geology of Macanda Hill | 26 |
| Figure 6: | Geology of the Sakrison Vent | 48 |
| Figure 7: | AFM diagram of the metavolcanic rocks and gabbro from the Aldermac area | 67 |
| Figure 8: | FeO - FeO/MgO diagram of the metavolcanic rocks and gabbro from the Aldermac area | 68 |
| Figure 9: | $SiO_2$ - FeO/MgO diagram of the metavolcanic rocks and gabbro from the Aldermac area | 69 |
| Figure 10: | The alkali igneous spectrum | 70 |
| Figure 11: | $SiO_2$ - $TiO_2$ diagram of the metavolcanic rocks and gabbro from the Aldermac area | 71 |
| Figure 12: | Cross-section A-B, shown on Figure 3 | 88 |
| Figure 13: | Cross-section C-D, shown on Figure 3 | 89 |
| Figure 14: | Plan of properties held in the Aldermac area | 93 |
| Figure 15: | Geological map, Aldermac mine | 94 |
| Figure 16: | Geology of the Chance Prospect | 103 |
| Figure 17: | Plans of levels, Aldermac mine | 115 |
| Figure 18: | Vertical section, S42° E, Aldermac mine | 115 |
| Figure 19: | Plan of No. 4 level, showing relations of ore to interpreted folding, Aldermac mine | 116 |
| Figure 20: | Plan of the 8th level, Aldermac mine | 117 |
| Figure 21: | Vertical section, 9200 E through the Aldermac mine | 118 |

Figure 22a,b,c: Cartoons depicting the geologic setting and structural development of the Aldermac volcanic terrain in the Archean. 152 153

TABLES

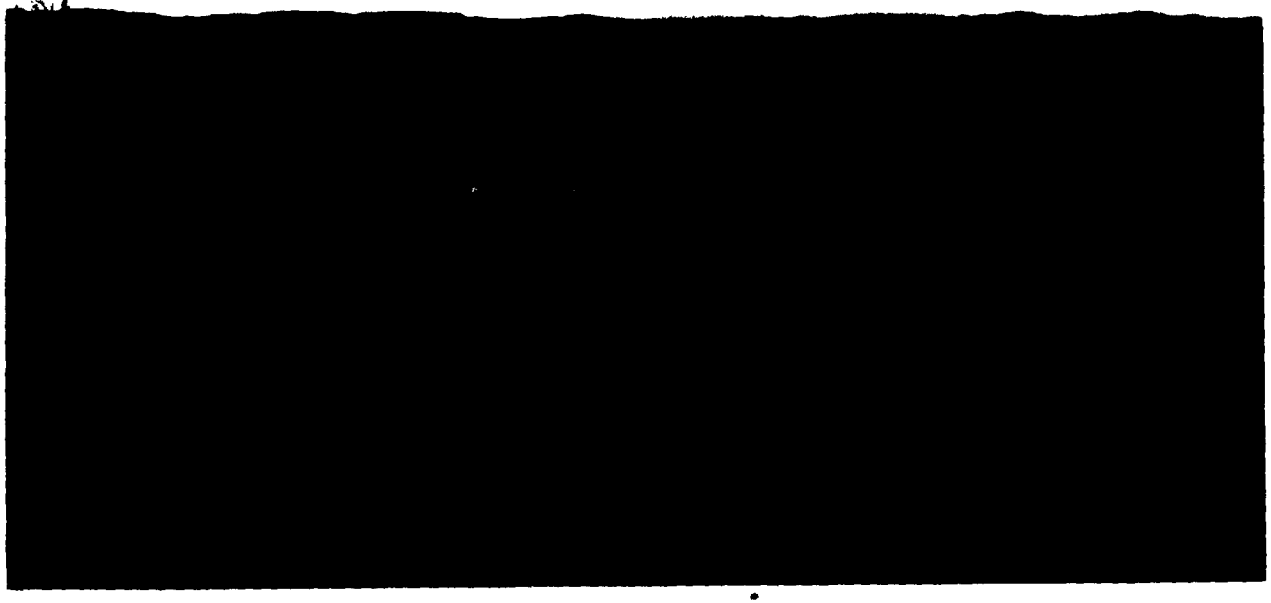

| | | |
|---|---|---|
| Table 1: | Exploration and Mining History of the Aldermac Area | 5 |
| Table 2: | Chemical Analyses of Mafic Volcanic Rocks and Gabbro from the Aldermac Area | 61 |
| Table 3: | Chemical Analyses of Felsic Volcanic Rocks from the Aldermac Area | 63 |
| Table 4: | Chemical Analyses of Silicified Mafic Volcanic Rocks from the Aldermac Area | 64 |
| Table 5: | Lot and range location of Aldermac chemical analyses | 65 |
| Table 6: | Duplicate and Reference Analyses | 161 |
| Table 7: | Petrographic Summary of Chemically Analysed Samples | 162 |

PLATES


| | | |
|---|---|---|
| Plate 1 | Silicified andesite (bimodal breccia) near the top of the Amulet Rhyolite formation. | 10 |
| Plate 2 | Silicified mafic volcanic rock at the North Chance sulphide showing. | 10 |
| Plate 3 | Ribbon breccia member of the Waite Rhyolite formation, 1 km west of the Vauze mine. | 11 |
| Plate 4 | Pillow breccia, approximately 1 km east-northeast of the Aldermac shaft. | 28 |
| Plate 5 | Partial pseudomorph of pyroxene set in microlitic ground mass in porphyritic andesite. | 31 |
| Plate 6 | Andesine phenocryst 0.5 mm long set in a matrix of crudely aligned albite microlites, actinolite and opaques. | 31 |
| Plate 7 | Altered and brecciated material within the rhyolite dome at Macanda Hill. | 33 |
| Plate 8 | Quartz-feldspar porphyritic (QFP) tuff breccia in the northwest corner of the map area (Fig. 3). | 34 |
| Plate 9 | Flow banded, locally amygdaloidal rhyolite on the southeast margin of the rhyolite dome on Macanda Hill. | 36 |
| Plate 10 | Polished slab of flow banded rhyolite like that of Plate 9. | 36 |
| Plate 11 | A large, metasomatized block of rhyolite 3 m across, in the rhyolite dome at Macanda Hill. | 37 |
| Plate 12 | Pumiceous tuff from a dike at Macanda Hill. | 38 |
| Plate 13 | Closeup of pumice from same specimen shown in Plate 12. | 38 |
| Plate 14 | Photomicrograph of flow banded rhyolite from same locality as that of Plate 10. | 40 |
| Plate 15 | An example of intrusive QFP in thin section. | 40 |

| | | |
|---|---|---|
| Plate 16 | Extremely siliceous spherulitic rhyolite. | 42 |
| Plate 17 | A block of rhyolite from the rhyolite dome at Macanda Hill in thin section. | 42 |
| Plate 18 | Porphyritic rhyolite in thin section. | 43 |
| Plate 19 | Sericitized plagioclase and round quartz phenocrysts in flow laminated tuffaceous rhyolite. | 43 |
| Plate 20 | Incipient "mottle" silicification in andesite. | 45 |
| Plate 21 | Intensely silicified area within a mafic flow at the Sakrison Vent. | 46 |
| Plate 22 | Photomicrograph of intensely silicified amygdaloidal andesite at the top of the Sakrison Vent. | 46 |
| Plate 23 | Ribbon-like zone of silicification in andesite. | 49 |
| Plate 24 | Intensely silicified mafic volcanic fragment from a mafic tuff breccia unit 0.5 km east of the Chance showing. | 53 |
| Plate 25 | Silicified mafic hyaloclastite from the Waite Rhyolite formation-ribbon breccia member. | 54 |
| Plate 26 | Intensely silicified amygdaloidal mafic volcanic fragment from a mafic tuff breccia unit near the Chance showing. | 54 |
| Plate 27 | Drill core from 995 ft., hole M76-1; illustrating hydrothermal alteration at the Archibald Prospect. | 56 |
| Plate 28 | Calcic garnet, quartz and pyrite filling a vesicle in mafic volcanic rock, from drill core of hole M76-1 (946 ft). | 56 |
| Plate 29 | Bleached and spotted mafic volcanic rock of the MacKay Lake showing. | 59 |
| Plate 30 | Poikilitic texture in syenite. | 78 |
| Plate 31 | Altered and mineralized mafic lava of the MacKay Lake showing. | 96 |

| | | |
|---|---|---|
| Plate 32 | Silicified and chloritized mafic flow rock from the original Aldermac No.2 lens. | 96 |
| Plate 33 | Mineralized breccia from the MacKay Lake showing. | 97 |
| Plate 34 | Silicified fragments in pillow breccia at the Sakrison Vent. | 101 |
| Plate 35 | Bedded mafic tuff of the Chance showing. | 106 |
| Plate 36 | Polygonal fractures in siliceous volcanic rock of the Chance showing. | 109 |
| Plate 37 | Two examples of tuff from the Aldermac mine waste dumps. | 122 |
| Plate 38 | Layered sphalerite bearing massive sulphides from the Aldermac waste dumps. | 129 |
| Plate 39 | Pseudobreccia from the Aldermac waste dumps. | 133 |



Frontispiece -- The Aldermac copper deposit underlay low swampy ground near the south contact of a syenite body beneath the area covered by rusty weathering tailings (immediately to the right of centre). Sulphide bearing siliceous tuff, within the large outcrop area directly behind the derelict mine installations, is laterally equivalent to the mined-out orebodies. A large kame-like glacial gravel deposit is prominent beyond and to the right of the old mine. View west from the late diabase dike on Macanda Hill.

COLOURED PAPER
PAPIER DE COULEUR

# CHAPTER I

## I. INTRODUCTION

### I.1 Location and Pyhsiography of the Aldermac Area

The Aldermac area is situated in the Abitibi belt (Fig. 1), ten miles west-south-west of Rouyn-Noranda, Quebec, within the west central portion of Beauchastel Township (Fig. 1). It is readily accessible from Rouyn via Highway 117 (formerly 59), and the Quertin et Fils gravel pit road, which meets the highway approximately one mile east of the village of Arntfield (Fig. 2).

The area studied and presented on the accompanying geologic map (Fig. 3) is largely within Range VI, west central Beauchastel Township. The west and east boundaries are approximately lots 11-12 and 25-26 respectively.

The terrain immediately surrounding the old Aldermac deposit is on the height of land within the township. The rock exposures are prominent and mainly very large, commonly 150-300 m long, and constitute approximately 40% of the total area studied, as shown in Fig. 3. The outcrops are well drained, essentially free of lichen, and are typically separated by well defined areas of low swampy ground characterized by thick alder growth.

Pleistocene glacial gravel and clay deposits are extensive in some areas. Gravels are exposed in a large commer-

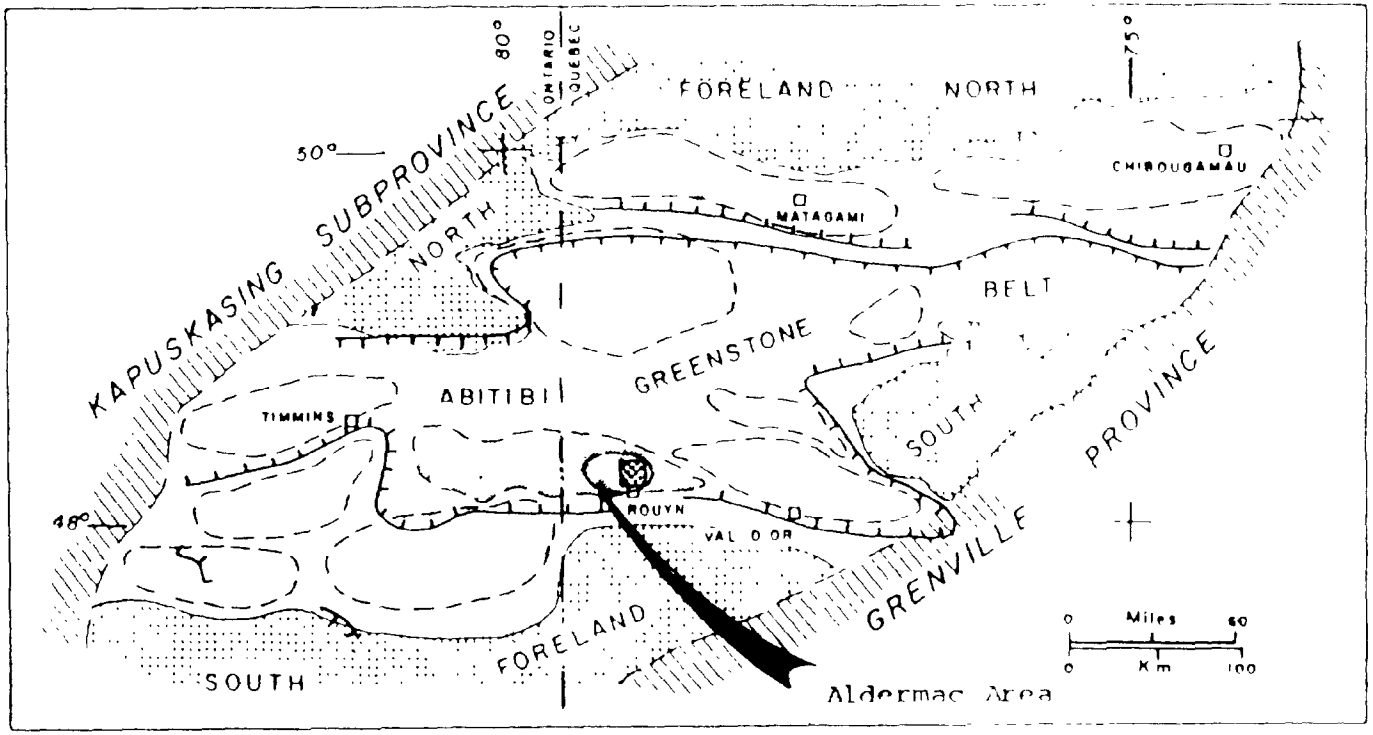



Figure 1: Location of the Blake River Group (lightly shaded area) and the Central Noranda area (heavily shaded square) in the Abitibi Greenstone Belt. Volcanic complexes (dashed lines) and shelf to basin transition (lines with hachures towards basin) are outlined, (from Goodwin and Ridler, 1970). The Aldermac area is located by the arrow and the ellipse defines an area within which there has been little deformation.

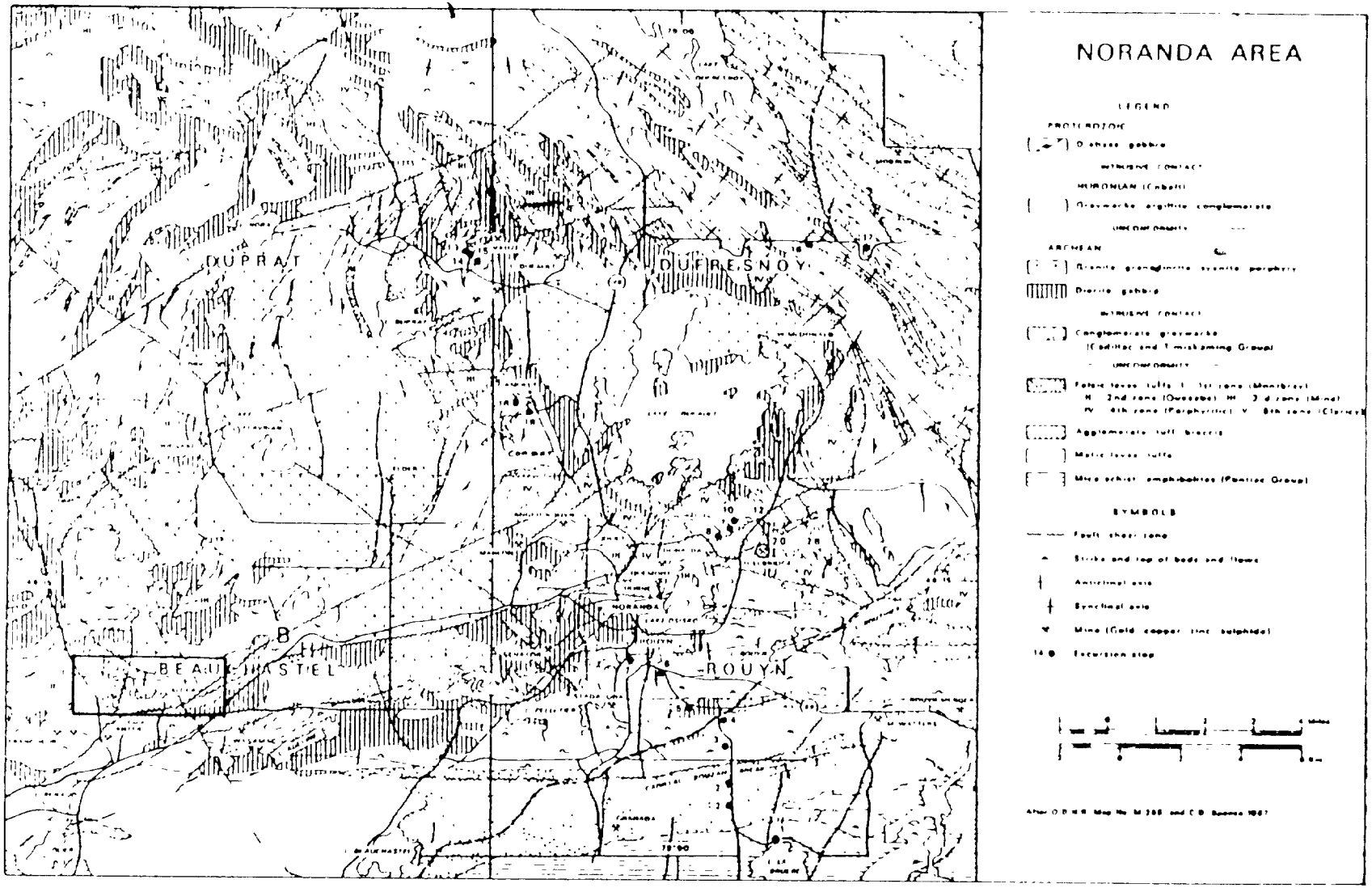



Figure 2 -- Geology of the Noranda area (from Spence, 1967). The Aldermac area (see Fig. 3) is shown within the rectangle, outlined in red. Note the Beauchastel (B) and Horne Creek (H) faults and excursion stops, some of which are referred to in the text.

cial pit immediately west of the old Aldermac shaft (see Frontispiece). Many fields, the sites of active and past farms, attest to the presence of clay deposits.

## I.2 Purpose of the Study

The geology of the Aldermac mine was last described by J.E. Hawley (1948). He dealt very ably but exclusively with the volcanic rocks which hosted the deposit, and the syenite mass to the north. This limitation was reasonable since the sulphides were then considered to be genetically related to this syenite body.

From 1958 to 1962, Consolidated Zinc Corporation worked in the area immediately west of the Aldermac mine (Table 1). The efforts of this company were the first at Aldermac motivated by the concept that massive sulphide deposits like those in the Amulet Hills north of Noranda (Stop 18, Fig. 2) were volcanogenic. People were beginning to believe that the occurrence of such deposits could be predicted. This new exploration philosophy is considered to have been a significant factor in the discovery of the Vauze deposit in 1957, according to J. Boldy (1977).

For many years, H.C. Sakrison has studied volcanic breccias which host massive sulphide deposits. He first introduced me to the Aldermac area in May, 1976. We discussed, among other aspects of the geology, what were then termed bimodal breccia units.[1] He believed these rocks to

[1] comprising siliceous blocks ("rhyolite") in a mafic matrix.

TABLE 1: EXPLORATION AND MINING HISTORY OF THE ALDERMAC AREA

| Year(s) | Company or Individual | Prospect or Mine | Nature of Work | Comments |
|---|---|---|---|---|
| 1923 | A.A. MacKay Prospector | Aldermac | First staking of Aldermac ground included syenite contact and sulphide stain-gossan zone north of MacKay Lake. | The property was originally staked due to its proximity to the syenite intrusion. The surface mineralized zones were discovered later. |
| 1923 | Chance Syndicate | The Chance | Prospecting and trenching on and near this very impressive, locally massive sulphide showing about 1km W.S.W. of MacKay Lake zone. | Refer to Fig. 16 for detailed surface geology. |
| 1923-1925 | Towagmac Exploration Company | Aldermac Nos. 1, 2, and 3 deposits | Dip needle survey, trenching and drilling. | No. 1 zone is a chalcopyrite area of fracture controlled sulphides within the main gossan.<br>No. 2 is described as a py + cp rich stratiform lens near the north boundary of this same gossan-stain zone (see Fig. 3 and Fig. 16).<br>No. 3 deposit was detected as a magnetic anomaly in a low swampy area 250 m (800 ft) north of No. 2 (see Frontispiece). It was ultimately developed into the Aldermac mine. |
| 1926-1927 | Chance Syndicate Tonopah Canadian Mines Co. | The Chance North Chance | Diamond drilling - 1,273 m (4,000 ft). | Most of the work done was testing the depth of the Chance showing. The maximum vertical test was |

(TABLE 1 CONTINUED)

| Year(s) | Company or Individual | Prospect or Mine | Nature of Work | Comments |
|---|---|---|---|---|
| | | | | 100 m (approx. 300 ft) below surface. |
| 1925-1929 | Aldermac Mines Ltd. Towagmac Expl. Co. | Aldermac mine | Three compartment shaft sunk to the 1,125 ft (8th level). Exploration drift ran 330 m (1,000 ft) east on that level. Most of the exploratory and development work was carried on at this level, and over 1,000 m (3,300 ft) of drifting was done up to October, 1929. | In 1927, Noranda Mines Ltd. took an option on the property and the shaft was deepened from the 500 ft level to the 1,125 ft level. Work was discontinued in October, 1929. The diabase contacts were drill tested from the 8th level (see Fig. 20). |
| 1931 | Aldermac Mines Ltd. | Aldermac mine | A 223 tonnes (250 tons) per day mill was constructed. | Operations resumed in this year, but production was not steady and there is no information available regarding this. |
| 1933-1943 | Aldermac Mines Ltd. | Aldermac mine | Main production period, when the bulk of the ore was treated. | Total ore mined: 2,091,571 tons; produced: 30,845 tons of copper, 10,675 ounces of gold, 389,100 ounces of silver. 557,400 long tons of pyrite were shipped. The average copper content of all ore treated over the life of the mine was 1.65%. Although the content of sphalerite was appreciable, no ZnS concentrates were produced because the smelter at Noranda did not accept |

(TABLE 1 CONTINUED)

| Years | Company or Individual | Prospect or Mine | Nature of Work | Comments |
|---|---|---|---|---|
| | | | | ZnS concentrates. Aldermac copper concentrates were heavily penalized due to their zinc content. The mine was closed down when the economic mine reserves were exhausted. |
| 1937 | Aldermac Mines Ltd. | Aldermac mine | Mill was enlarged to 890 tonnes (1,000 tons) per day capacity and steady production began. | The concentractor made two products: a high-grade copper concentrate (20% Cu-90% recovery) and a pyrite concentrate high in sulphur (50% S, 46% Fe). |
| 1958-1962 | Consolidate Zinc Corp. | The Chance North Contact | Geological mapping, ground magnetic survey, and diamond drilling, 10 holes: 2,650 m (8,321 ft). | First geological drilling done in the Aldermac area (holes B-23, B-24; Fig. 3) on a postulated dome-like structure in the rhyolite. Most of the holes tested the main Chance showing. |
| 1966 | Teck Corp. | The Chance North Chance North Contact Tuff | There is no record of exploration work of any kind for the period 1962-1972. | The Keevil Group (Teck Corporation) acquired the Chance property which then became Geophysical Engineering (Geo. Eng.). For property boundaries see Fig. 14 and Fig. 3. |
| 1972-1973 | Cominco Ltd. | Geo. Eng. | Geological mapping, ground geophysics (E.M.), litho-geochemistry, diamond drilling; 5 holes; 1,740 m (5,464 ft). | Cominco option. Most of these holes tested geological targets, some of which were supported by favourable litho-geochemistry. |

(TABLE 1 CONTINUED)

| Years | Company or Individual | Prospect or Mine | Nature of Work | Comments |
|---|---|---|---|---|
| 1974-1978 | New Insco Mines Ltd. | West Wasa, Macanda ]* Geo. Eng. Horne Fault Mines (West Group) | Geological mapping, litho-geochemistry, diamond drilling; 13 holes, for a total of 4,053 m (12,727 ft) to date. | *Options combined and now recognised as West Macanda Resources. Holes drilled shown on Fig. 3 and Fig. 5. The Archibald Prospect ($X_6$) is purely a geological drilling discovery (1975-76). The drilling was testing a thick, pyritiferous tuff thought to overlie chloritized, spotted mafic tuff, tuff breccia, and pillow breccia. |

be intimately related to sulphide deposits at Amulet, Aldermac, and near the Vauze mine (Stop 15, Fig. 2), and as a result of his earlier chemical studies, thought that they represented silicified mafic volcanic rocks. Plates 1, 2, and 3 are representative of bimodal breccias from the areas cited above. The identification of this form of alteration at Aldermac has proven very important and may be considered to have upgraded the exploration potential of the area. The problem that remained however, and which was dealt with during the course of this study, was to recognise and map out areas of silicification and then attempt to relate these to sulphide deposition.

The presence of quartz-feldspar porphyritic rhyolite (QFP) and bimodal breccia units similar to those of the Amulet-Millenbach area was deemed encouraging, and revived exploration efforts at Aldermac. Recognition of these rocks coupled with ubiquitous chloritic/sericitic altered volcanics and abundant sulphide showings prompted drilling programmes in the 1970's. The most recent drilling (1975 - 1977) revealed a new sulphide prospect ($X_6$, Archibald prospect, see Fig. 3).[2]

The Aldermac deposit has never been considered in a regional, volcanogenic framework. Furthermore, the mine and the other historically significant showings south, south-west, and east of it have never been studied from a structural-

[2] Prospects and showings discussed in the thesis are numbered 1-6, indicated on Fig. 3 and Fig. 14 by a pick and hammer symbol, and denoted in text as $X_1$ - $X_6$.

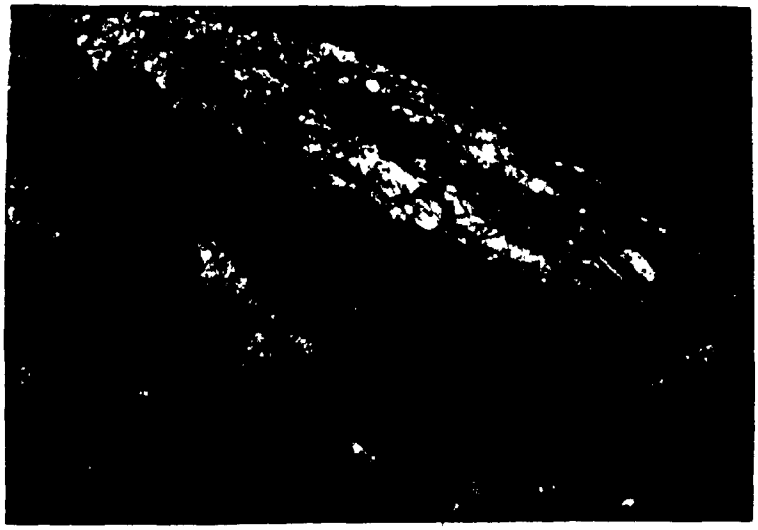


Plate 1 -- Silicified andesite (bimodal breccia) near the top of the Amulet Rhyolite formation at the Amulet "C" deposit (Stop 19, Fig. 2).



Plate 2 -- Silicified mafic volcanic rock at the North Chance showing (Fig. 3, $X_3$). Note ribbon-like (fracture controlled) area of alteration near the hammer head.

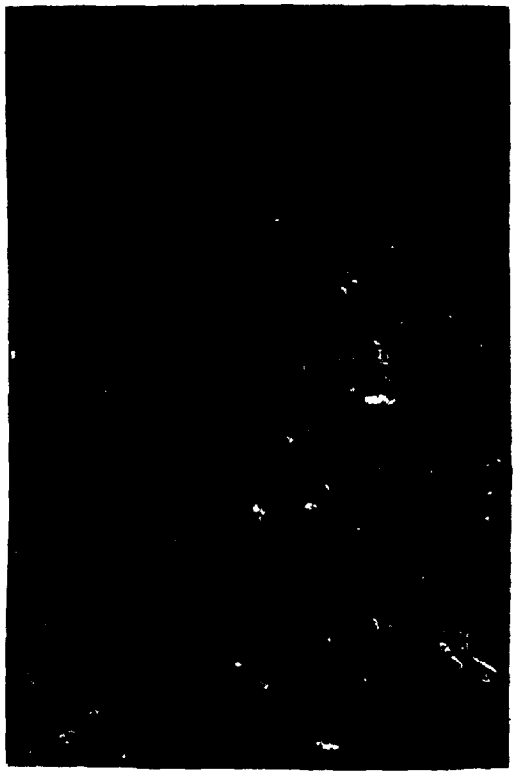


Plate 3 -- Ribbon breccia member of the Waite Rhyolite formation, 1 km west of the Vauze mine; an example of silicification in andesite pillow breccia and hyaloclastite, which grades upward from a pillowed andesite unit known as the Waite Andesite formation (Stop 15, Fig. 2).

stratigraphic viewpoint. It was felt that there are sufficient outcrop and data from exploratory diamond drilling for such a study to be undertaken.

The objectives of this study of the Aldermac terrain were to:

a) map and describe the physical nature of the volcanic rocks and intrusions, and to supplement this with chemical analyses and petrographic work;

b) examine in detail the sulphide showings and attempt to relate these to the volcanic rocks which host them;

c) examine bimodal breccia and its relationship to sulphide mineralization, which in the Amulet area, 16 km to the north-east, appears to be intimate;

d) assess the sulphide showings, the recent drilling discoveries, and the old Aldermac deposit within a structural/stratigraphic framework.

The overall intent then is to present a picture of the geology which is compatible with our current understanding of volcanism and ore genesis.

## I.3 Methods of Study

From May to November of 1976, I worked in Noranda in the employ of New Insco Mines Limited. My responsibilities were primarily related to the Aldermac area, where the company was engaged in a diamond drilling programme. Concurrent with the exploratory drilling, grids were established, for the purpose

of geological mapping, on the hilly terrain east of the old mine. Due to the complexity of the geology, very detailed mapping ( 1:600 ) was required, especially in the area where the drilling was ongoing. In addition, the northeastern portion (north of the MacKay Lake fault) of the map area (Fig. 3) was mapped at a scale of 1:2500 (1" = 200'). Grid mapping was also conducted east and west of the map area within Range VI, Beauchastel township. This was done primarily to meet the assessment requirements of the Ministère des Terres et Forêts du Québec, but also to examine the known sulphide showings and then to study these in terms of the regional geological picture. Most of this work was done by myself, although H.C. Sakrison did some mapping concurrently and also the previous summer.

In August of 1978, with the advantage of having worked at Aldermac and having pondered the geology of the area, I mapped or remapped about half the exposures throughout the map area (Fig. 3). Some of the principal showings and the rocks immediately west and south of the old mine were mapped in detail at a scale of approximately 1:1250, utilizing "flagged-in" grids.

All available diamond drill core was examined and drill core logs were studied with the intention of producing structural cross sections (A-B and C-D, shown on Fig. 3). The only preserved core is that of New Insco Mines Limited, stored north of Noranda at Lake Dufault.

Thin sections, polished thin sections, and polished rock slabs comprising a suite of altered and unaltered volcanics, intrusions, and altered sulphide bearing rocks were studied. The samples examined include material from the drill core of the recently discovered Archibald Prospect ($X_6$, Fig. 3).

Forty-two whole rock chemical analyses were performed on carefully selected specimens of mafic volcanics, felsic volcanics, gabbro, and "rhyolitic" (silicified) portions of bimodal breccias. These analyses were done on the automated X-ray fluorescence apparatus at the University of Ottawa, (see Appendix).

A very important aspect of this study was to compile all existing surface and mine exploration data, particularly that pertaining to previous mapping and core logging. The structural cross sections presented in this study could not have been attempted without this compilation.

## I.4 Exploration History of Aldermac

The first staking at Aldermac is reported to have occurred in 1923. The staker, A.A. MacKay and another prospector by the name of W. Alderson would later have the deposit named after them.

A.V. Corlet, who later became Aldermac mine manager, examined the property in 1924. His interest was immediately focused on a large area of stained rock and gossan on the north side of MacKay Lake. Early exploration on these rusty out-

crops located two small zones of "heavy" to massive sulphides, where chalcopyrite in addition to pyrite is still conspicuous. These are historically known as the Numbers 1 and 2 deposits (shown as $X_1$ on Fig. 3).

The Aldermac ore body was discovered in the autumn of 1925. A dip needle survey detected some anomalies in low swampy ground 250 m north of the original Number 2 showing. These were subsequently trenched and drilled and the Number 3 deposit (Aldermac Number 3 lens) was found. During the sinking of the shaft, the largest known ore body, the Number 4, was encountered. A vertical projection of the Number 4 ore body is shown on the geological map (Fig. 3, $X_4$). The Number 3 and Number 4 sulphide masses constituted the bulk of what is known as the Aldermac deposit.

The main production period for the Aldermac mine was from 1933 to 1943. All operations ceased in October of 1943 since the massive sulphides at the deepest levels in the mine were considered uneconomic, and because deep drilling below these levels failed to discover any ore grade material.

Exploratory long-hole drilling was very comprehensive within the mine, and some drilling was done east of the known deposits on the eighth level (see $X_4$, Aldermac Mine, in Economic Geology section), but there is no record of surface diamond drilling outside the area of underground exploration.

The first "geological" drilling[3] done at Aldermac occurred in the late 1950's and early 1960's (Table 1), and in 1972 stratigraphic targets were drilled in an area about 0.8 km west of the mine. The most recent exploration was done with the concept of "favourable stratigraphy" in mind. New Insco Mines Limited drilled 13 holes in the period from 1974 to 1977, testing strictly geological targets, intent upon obtaining stratigraphic information. One of these holes intersected previously unknown sulphide mineralization approximately 0.6 km east of the old mine shaft (Fig. 3). This sulphide zone awaits further drill testing ($X_6$, the Archibald Prospect).

A comprehensive account of exploration and mining activity is presented in Table 1. This is a summary of data from government survey reports, journals, and assessment and mining company files.

## I.5 Acknowledgements

I am very grateful to my wife, Celia, who has encouraged me from the beginning, first by urging me to go back to school, and then by actively supporting my efforts while there, including the editing and typing of the thesis.

Dr. J.M. Moore acted as principal supervisor and I thank him sincerely for the opportunity he provided for me to undertake this study. Dr. J.M. Franklin (G.S.C.) visited the thesis

[3] Drilling designed to test certain lithologic contacts, such as "cherty" tuff (exhalite) at the interface of a rhyolite dome and a mafic flow.

area, made himself available for discussion, and read and improved the initial and final manuscripts. His show of interest and help is greatly appreciated. Dr. D.H. Watkinson contributed valuable criticism and provided funds for chemical analyses.

Both H.L. Gibson and J.A. Ayer, fellow students and friends, have provided valuable discussion on many occasions. They, with the author, studied petrological, chemical, and economic aspects of the Aldermac rocks as a class project for Geology 520, a graduate course at Carleton University, supervised by D.H. Watkinson. Harold Gibson's own thesis study in Noranda is closely related to certain aspects of the Aldermac project, and his observations were of great benefit to myself.

The efforts of New Insco Mines Limited initiated the study, and I wish to thank D. Hume, and especially G. Archibald, H.C. Sakrison and C. Authier for sharing their many years of combined work experience in Noranda, and for allowing me considerable freedom in my work. It was a pleasure to work and to discuss historical aspects of the Noranda area with C. England and C. Authier.

St. Joseph Explorations Limited provided some financial assistance and allowed me one month in 1978 in which to do field work at Aldermac. Chemical analyses were performed by R. Hartrey at the University of Ottawa and by X-Ray Lab-

oratories of Toronto. R. Taylor at Carleton University made very good thin sections, and J. Baker performed X-ray diffraction analyses on a number of samples. The final geological map was drafted by Franco Costello, and the final copy of the thesis was typed by S. Pelletier.

CHAPTER II

# Geology of the Aldermac Area

## II.1 General Geology

The Abitibi Orogenic Belt of Archean age is the largest single continuous tectonic unit of its type in the Canadian Shield, and contains eleven volcanic complexes (Fig. 1).

The Noranda-Benoit volcanic complex, the best understood volcanic domain, straddles the Ontario-Québec border and occupies a southerly position within the Abitibi belt. The rocks constituting the complex are known as the Blake River Group (Fig. 1). Variolitic mafic volcanics form a characteristic marker horizon at the base of the Group, which outlines the complex as shown in Fig. 1 (Dimroth et al., 1975). The only felsic volcanic centre known in the complex lies at Rouyn-Noranda in the eastern part.

The Blake River Group is believed to interfinger with the Pontiac Group of flyschoid sediments (Gunning and Ambrose, 1939) which is described by Dimroth et al., (1975) as part of a large turbidite fan and basin fill which underlies a vast area south of the Noranda volcanic complex.

The deposition of sediments of the Temiskaming Group, characterized by volcanogenic turbidites and conglomerate with minor volcanics, may in part correlate with the last stage of Pontiac deposition (Dimroth et al., 1975). Al-

though local unconformities have been established (Goodwin and Ridler, 1970), the Temiskaming Group is believed to interdigitate with the Blake River Group. South of Noranda, these sediments form an east-trending, faulted, asymmetrical synclinorium which is located between the Pontiac and Blake River assemblages (Fig. 2).

Sedimentary rocks of the Aphebian Cobalt Group unconformably overlie all Archean rocks and form the very prominent Kekeko Hills south of the Aldermac area.

Late Precambrian quartz and olivine-bearing diabase dikes cut all aforementioned rocks and trend north, northwest and northeast. One dike, 0.5 km east of the Aldermac shaft is traceable for tens of kilometres.

The regional grade of metamorphism in the Abitibi belt has attained the greenschist facies and the volcanics have been deformed into a series of tight isoclinal folds (Goodwin and Ridler, 1970). However, in the Noranda area a large elliptical-shaped region may be oulined (Fig. 1) within which there has been little deformation, and the rocks locally exhibit subgreenschist mineral assemblages (Jolly, 1978). Within this area faults and intrusions are the most prominent features; in addition, a variety of intrusive rocks bears a close spatial relationship to the faults. The structural setting of the Noranda area has been likened to that of a caldera (de Rosen Spence, 1976).

A variety of mafic and felsic volcanic rocks are well represented at Aldermac. However, the dominant features of the geology are the mafic intrusions and a centrally located syenite mass. Also, faults and lineaments are prominent; the MacKay Lake Fault is part of a regional fracture system which extends eastward to Lake Osisko and Lake Dufault at Noranda (Fig. 2). The Cadillac-Larder Lake Break occurs approximately 3 km south of Aldermac where it is concealed beneath the Kekeko Hills (Ambrose and Ferguson, 1945). The intensely sheared and carbonatized greenstones underlying the low flat area between these hills and Aldermac harboured past-producing gold deposits, including the Francoeur, Arntfield, and Wasa Lake mines.

## II.2 Detailed Geology of the Aldermac Area

G.S.C. Map 45-17B, produced by Ambrose and Ferguson, was the best available for the Aldermac area until the present study (see Fig. 4). Several features of this map are:

a) the area is shown as underlain predominantly by "acid" volcanic rocks, mafic volcanics being subordinate;

b) the southern contact of a large syenite intrusion lies near the Aldermac deposit;

c) an elongate, trough-shaped area of mafic volcanics west of the mine is coincident with the axis of an inferred syncline, which trends approximately east-west. The author's mapping shows that if this structure existed it would have to have a variable plunge along its length, since its east-

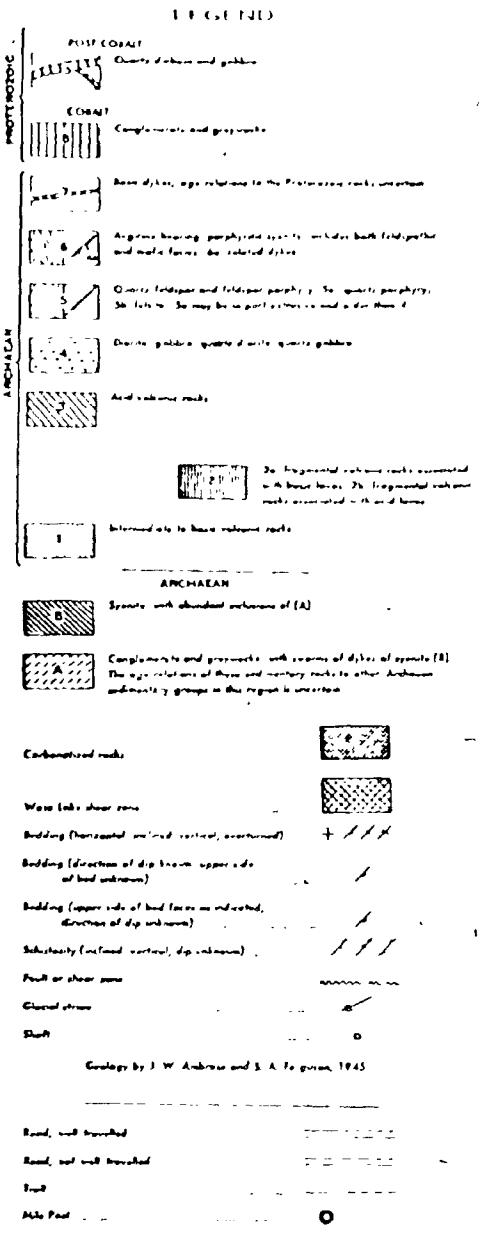



Figure 4: Map Legend

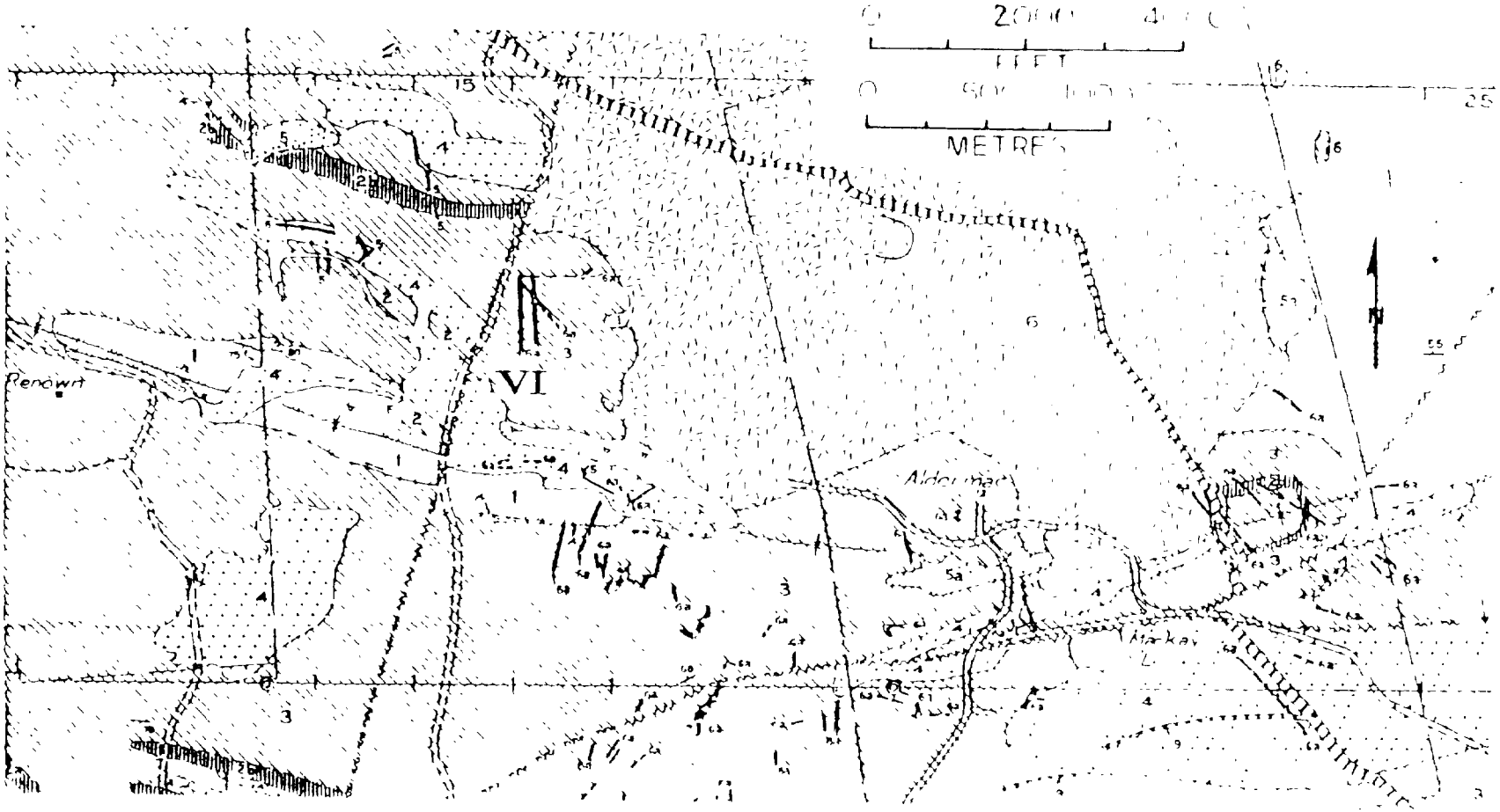



Figure 4 -- Geological map of the Aldermac area (part of GSC Map 45-1?B, Ambrose and Ferguson, 1945).

ern closure plunges steeply west, yet west of the mine the fold axis may be inferred to be almost horizontal.

The present study reveals the geology to be much more complex than that previously presented. On the basis of detailed mapping the volcanic rocks have been divided into two major groups, mafic and felsic. In addition to these a third category has been distinguished as "altered volcanics". These latter rocks have been found to be the silicified equivalents of the mafic volcanics and have in the past been mapped as rhyolite. The silicified rocks are recognised on the basis of textural/structural features and on chemical grounds. The map legend (Fig. 3) begins with the number 3 in order to conform with the previous mapping and diamond drill logs of New Insco Mines Ltd. The numbers 1 and 2 refer to volcanic stratigraphy occurring outside the map area.

### II.2.1 Mafic Volcanic Rocks

Mafic volcanic rocks are distributed throughout the map area. They, and their altered equivalents, are more abundant than the felsic volcanics. However, because of the alteration, primarily silicification, of large areas of andesite, much of the terrain has in the past been interpreted to be underlain by rhyolite (see Fig. 4).

These rocks are variable in colour on weathered surfaces, ranging from dun-greenish brown to pale-to-very-dark green.

The "unaltered" mafic volcanics exhibit the mineral assemblage albite + actinolite + epidote + chlorite + titanite + quartz + white mica, and their variation in colour appears to be a function of that amphibole, and the chlorite and oxide content of individual specimens. Fresh surfaces are dark green to black.

For the purpose of mapping, units were subdivided into flows, pillowed or massive; pillow breccias; and tuff and tuff breccia. The degree of vesicularity and the size and relative abundance of any phenocrysts were carefully noted. In a general way, these distinctions were valid in very detailed mapping (1:600 or 1:2500) but were useful only in an area of continuous outcrop, such as on Macanda Hill (Fig. 5), where map units are traceable.

At Aldermac, individual flows or tuff-breccia horizons cannot be traced more than 150 m. No significant marker horizons were detected on surface, but there may be an analog to the "C contact" and "main contact" tuffs of the central Noranda mining camp (Simmons et al., 1973). This is the North Contact tuff ($X_5$, Fig. 3) which crops out about 1 km west of the Aldermac shaft. This tuff, which marks the base of the unaltered andesite, was intersected in Zinc Corporation and Cominco drill holes, and may have a strike length of over 1 km.

Pillow structures are well developed immediately south of the North Contact tuff. To the west, within the same andesite unit, there are good pillowed exposures.

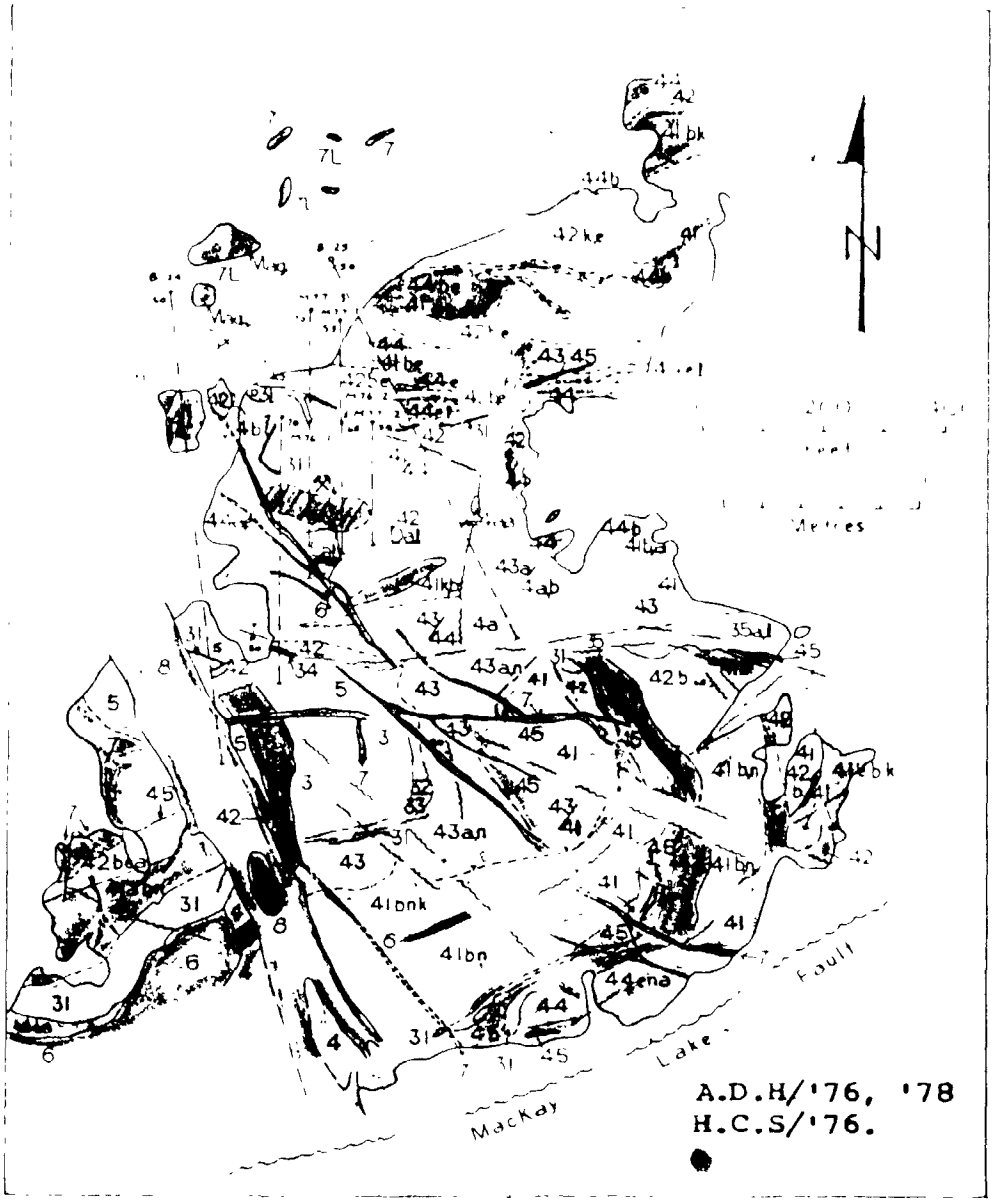



Figure 5 -- Geology of Macanda Hill. This map area is shown on Fig. 3. The legend of Fig. 3 applies to this figure. H.C.S. is H.C. Sakrison.

The only other area where these flow structures are well displayed is east of the old mine on Macanda Hill and the area north of this hill.

Rocks mapped during the course of this study as isolated pillow breccias are considered to be very similar to those described by Carlisle (1963) on Quadra Island, British Columbia. Plate 4 shows a typical exposure of pillow breccia. There is a large proportion of very fine material, interpreted to be hyaloclastite, supporting diversely shaped, both angular and amoebiform, lava fragments. Intercalated with these rocks are mafic tuff and tuff breccia. Both bedding and fragments are indistinct, being conspicuous only locally on weathered surfaces without lichen, and are virtually unrecognizable on fresh surfaces.

The mafic fragmentals are very poorly sorted, consisting of angular blocks up to 0.5 m across set in fine - to coarse-grained tuff. Within some beds, the framework is intact, but within others matrix far outweighs lapilli and block-size material. They have been designated as tuff breccia on the geologic map.

Many of the blocks are markedly porphyritic and/or amygdaloidal; others are highly epidotized; still others



Plate 4 -- Pillow breccia, approximately 1 km east-northeast of the Aldermac shaft. This lithology is best developed in the northeast portion of the map area. Lens cap is 5 cm across.

are of low vesicularity similar to pillow breccia fragments. Some silicified mafic volcanic blocks have also been observed. The tuffaceous matrix to the blocks is characterized by chlorite (at least two varieties) + actinolite + plagioclase + quartz + opaques ± titanite. Little or no epidote is present. There are however highly epidotized tuff and tuff-breccia occurrences, which are spatially associated with areas of intense hydrothermal alteration marked by silicification and sulphide mineralization. These will be discussed below in detail, in the section entitled "Altered Volcanic Rocks" Chapter II.2.3).

The mafic flow rocks are commonly amygdaloidal and porphyritic. Amygdules comprise quartz, epidote, albite ± chlorite ± actinolite in highly variable amounts and proportions. Their size and shape is equally variable, ranging from 4 cm (egg size) to less than 1 mm, and although commonly round, they are also elongate and in places flattened. The most flattened ones have been seen to lie parallel to cooling cracks in some instances. Quartz is by far the most common vesicle-filling mineral, but epidote, amphibole and chlorite are also conspicuous. The percentage of amygdules ranges from five to thirty. Some scoriaceous blocks in tuff-breccia units are representative of the most vesicular material.

In a typical mafic flow rock phenocrysts of feldspar range considerably in size with a maximum dimension of from 3 to 4 mm. They exhibit seriate and micro-glomeroporphyritic textures. The feldspar is invariably altered or saussuritized, albite prevailing, but one determination of approximately $An_{35}$ (andesine) was made on very fresh looking material occurring about 1 km east-north-east of the mine shaft. The feldspar phenocrysts are set in an extremely fine-grained matte of acicular amphibole and albite microlites with minor epidote, titanite and opaques.

Several occurrences of mafic phenocrysts were noted; these accompany feldspar phenocrysts set in a microlitic-textured groundmass (Plate 5). They are pyroxene pseudomorphs, composed of light green pleochroic amphibole. One such grain was noted to have a relict colourless pyroxene core. Optically, this core is positive with an intermediate 2V, indicating it to be a clinopyroxene.

Feldspar in the groundmass defines very well developed microlitic textures, with length to width ratios of microlites commonly greater than or equal to 10:1. This texture is shown in Plate 6, and attests to the remarkable preservation of primary features despite metamorphism. In relatively coarse-grained aphyric

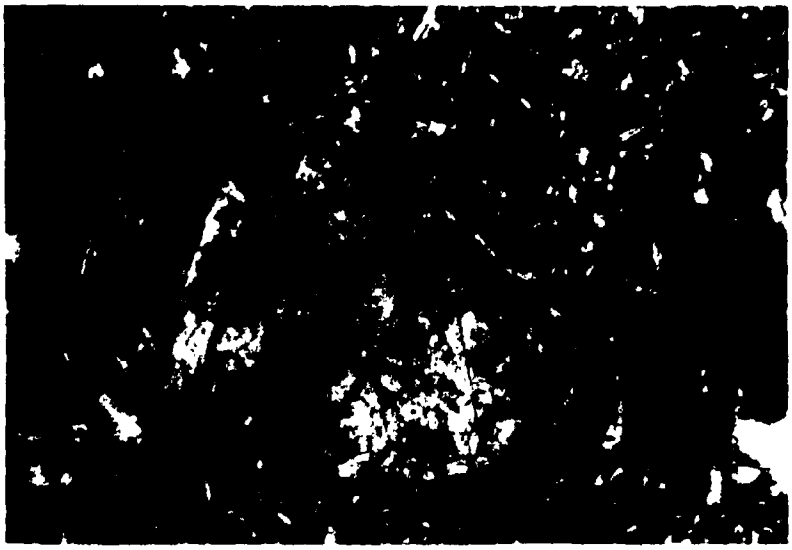


Plate 5 -- Partial pseudomorph of pyroxene set in microlitic groundmass in porphyritic andesite (sample A-35, see Table 2). The light coloured areas of the phenocryst were determined to be relict clinopyroxene which has been partly altered to pale green amphibole. The pyroxene is 0.4 mm in maximum dimension and is set in a matrix of albite, actinolite and opaques.

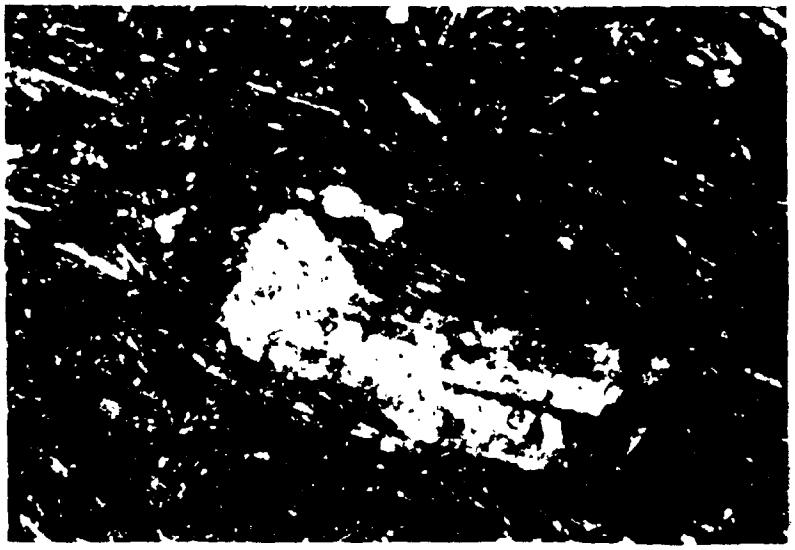


Plate 6 -- Andesine phenocryst 0.5 mm long set in a matrix of crudely aligned albite microlites, actinolite, and opaques. Sample locality near that of Plate 5, in the east-central portion of the map area (Fig. 3).

flows, intergranular texture, characteristic of the mafic intrusions, is well developed.

II.2. Felsic Volcanic Rocks

Rhyolite exposures characteristically weather light grey, light yellow-brown and light brown (see Plate 7). Fresh surfaces are commonly very dark green and brown and in some cases black.

Texturally, rhyolite is commonly porphyritic, the groundmass being aphanitic in most instances. Feldspar is an ubiquitous phenocryst accompanied by highly variable amounts of quartz. In many cases, quartz eyes or phenocrysts are observed only in thin section, but a striking exception are those rocks termed quartz feldspar porphyry (QFP). This is a rock type identical to that described by B.D. Simmons et al., (1973) occurring in the Millenbach mine.

In the Aldermac area, QFP usually forms sill-like bodies. One such body, having a strike length of over 0.5 km and an average width of 30 m occurs just 200 m south of the shaft. Another concordant unit with an associated tuff-breccia crops out in the northwestern part of the map area (see Plate 8). It has a strike length of approximately 1 km and an apparent thickness



Plate 7 -- Altered and brecciated material within the rhyolite dome at Macanda Hill. This is an internal facies of the dome, partly surrounded by a zone of crumble breccia and tephra.

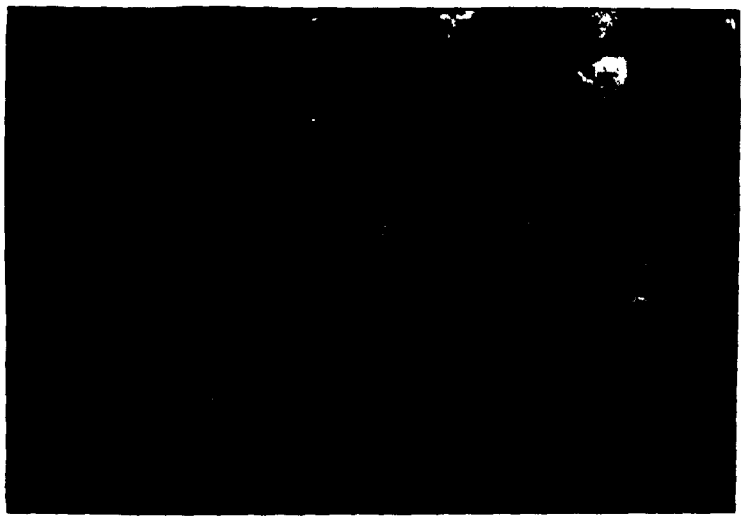


Plate 8 -- Quartz-feldspar porphyritic (QFP) tuff breccia in the northwest corner of the map area (Fig. 3). This forms a mappable unit which overlies a massive homogeneous QFP. Note the bleached (silicified) appearance of many fragments. Lens cap at upper left is 5 cm across.

of from 100 to 125 m.

Small, dome-like fragmental bodies of QFP have been mapped, for example immediately northwest of the old mine shaft. Rhyolite exposed on Macanda Hill (Fig. 5) is also interpreted to be an example of a dome. This is a very complex rhyolite mass, composed largely of flow-laminated and auto-brecciated material and very large, extremely siliceous blocks, up to 3 m long (Plates 7, 9, 10, and 11). Quartz and feldspar phenocrysts are only locally conspicuous, for example in mixed crumble breccia[4] and pyroclastics on the east and south margin of the dome.

About 100 m east of the dome is an elongate exposure of quartz crystal-rich, pumiceous tuff. This tuff is very subtly foliated and lies along an interpreted syn-volcanic fault, the same structure that defines the north contact of the rhyolite dome. It is locally discordant to bedded mafic fragmental rocks. The pumice fragments peculiar to this felsic body commonly exhibit very intricate and delicate-looking forms including hair-like projections (See Plates 12 and 13). Combined field and petrographic evidence then, indicate this particular rock to be a pyroclastic intrusion or a tuff

[4] Material sloughed off the outer, rapidly cooling "skin" of an expanding lava dome.



Plate 9 -- Flow banded, locally amygdaloidal rhyolite on the southeast margin of the rhyolite dome on Macanda Hill. This is intercalated with blocky crumble breccia and quartz crystal-rich pyroclastics.

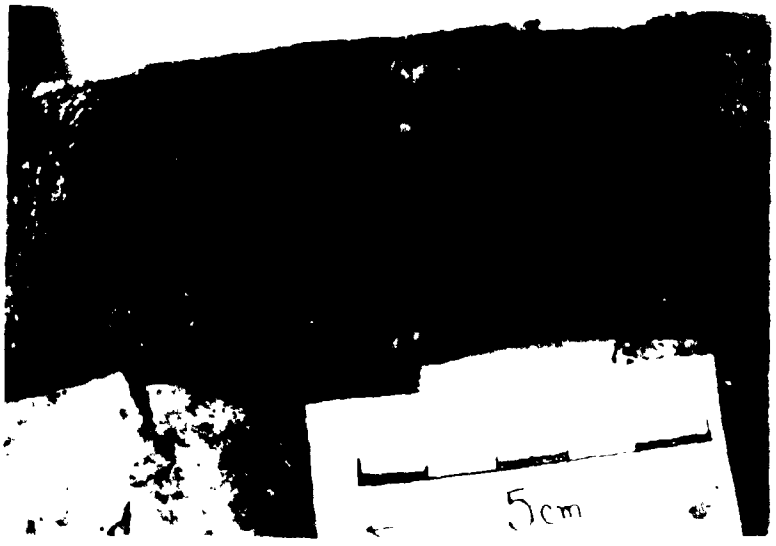



Plate 10 -- Flow banded rhyolite like that of Plate 9. The banding is defined by the relative proportion of chlorite and the degree of vesicularity. Perlitic texture like that shown in Plate 14 is observed in some bands. This example comes from the extreme west-central part of the map area.



Plate 11 -- A large, silicified block of rhyolite, 3 m across (sample A-11, Table 3) in the rhyolite dome at Macanda Hill (note also Plates 7, 9, and 10). Lens cap is 5 cm across.

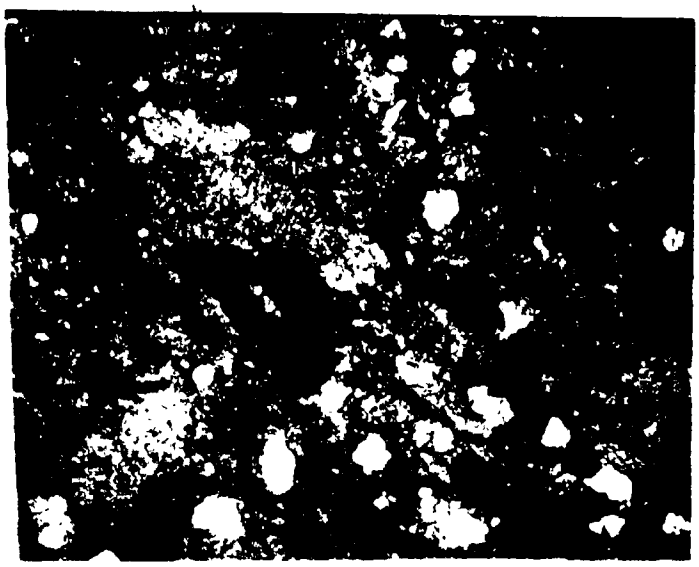


Plate 12 -- Pumiceous tuff from a dike at Macanda Hill. There are fragments of pumice at the centre of this photomicrograph. Quartz eyes and siliceous rock fragments are conspicuous features. Maximum dimension of field is 2 cm. Plane - polarized light.

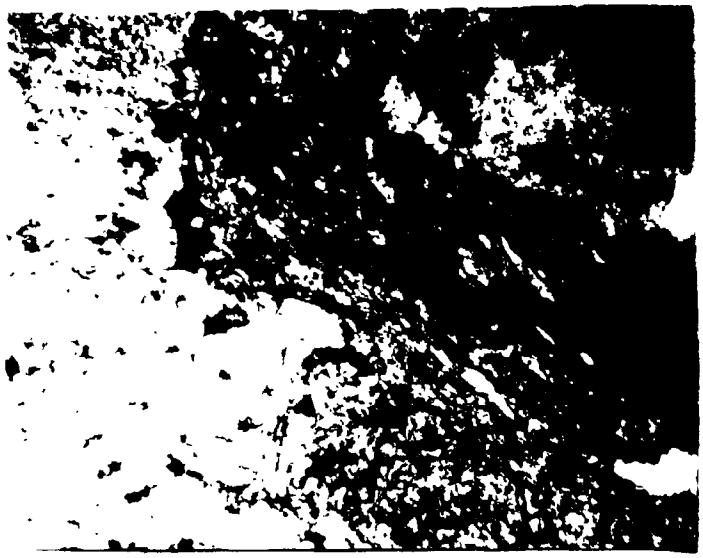


Plate 13 -- Closeup of pumice from same specimen shown in Plate 12. The pumice particle is defined by chlorite and opaque(s). Note the elongate-tubular vesicles and the delicate (locally cuspidate) outline of the pumice. Maximum dimension of field is 5.5 mm. Plane-polarized light.

dike (personal commun., M.B. Lambert, 1979). The orientation of the dike is subparallel that of the MacKay Lake Fault and a rhyolite unit within and immediately south of this fracture system.

Other well exposed rhyolite domes and/or flows have been mapped. These occur on the Guertin et Fils gravel pit road about 60 m north of the main gate and within the west-central portion of the map area (see Fig. 3). Here the felsic volcanics have, in addition to some of the features described above, well developed flow banded amygdaloidal zones (Plates 9 and 14) and primary cooling joints.

The QFP carries up to 15% by volume combined quartz and albite phenocrysts. The quartz is equant, subhedral and ranges from 0.2 to 2.5 mm across. Plagioclase feldspar commonly occurs in clusters of several subhedral grains up to 4.0 mm across. It is epidotized and easily discernible on fresh or cut surfaces. The groundmass is like that of most rhyolite samples studied, a microscopic intergrowth or matte of quartz and albite, with larger domains composed predominantly of sutured and polygonized quartz (Plate 15). Minor constituents include sericite, chlorite, epidote, titanite, carbonate and

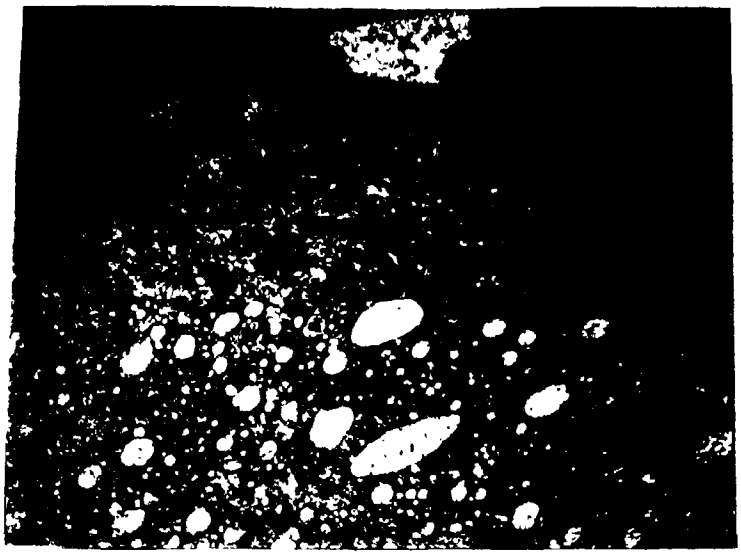


Plate 14 -- Flow banded rhyolite. Note lower amygdaloidal layer and upper perlitic textured layer. Field of view is 2 cm in maximum dimension. Same locality as that of Plate 10. Plane - polarized light.

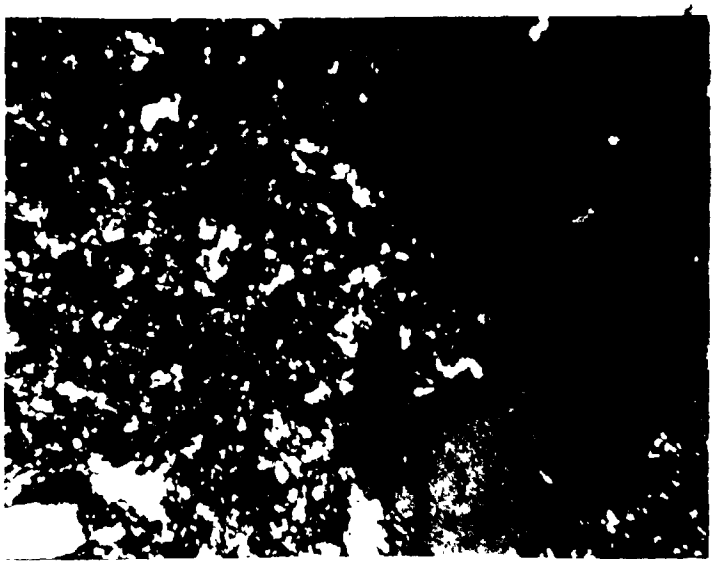


Plate 15 -- An example of intrusive QFP (sample A-45, Table 3) in thin section. Note the large partially resorbed quartz phenocryst. The groundmass is largely quartz and albite. Field of view is 5.5 mm. This example occurs 0.3 km southwest of the Aldermac mine shaft (shown in Fig. 6). Cross-polarized light.

and opaques.

The typical rhyolite samples that were examined are texturally monotonous, the main variable being the amount, proportion, and size of albite and quartz phenocrysts. However, in some very siliceous specimens, the quartz occurs as round or ovoid "eyes" rather than subhedral grains. In addition, some specimens show well developed microspherulitic and perlitic textures. Plates 12 to 19 inclusive show the variety of textures observed.

The amount of sericite and epidote varies considerably from specimen to specimen, and acicular actinolite is conspicuous in only a few thin sections. Flow banding is defined predominantly by the relative proportion of chlorite, epidote and sericite. However, in some cases, extremely fine, elongate, quartz-rich lenticles define a subtle foliation. The quartz of these is coarser grained than that of the groundmass, and chlorite in places occurs in the central portion of the lenticle (Plate 19).

II.2.3 Altered Volcanic Rocks

i) Silicification

Silicified mafic volcanic rocks are denoted as 4a, or

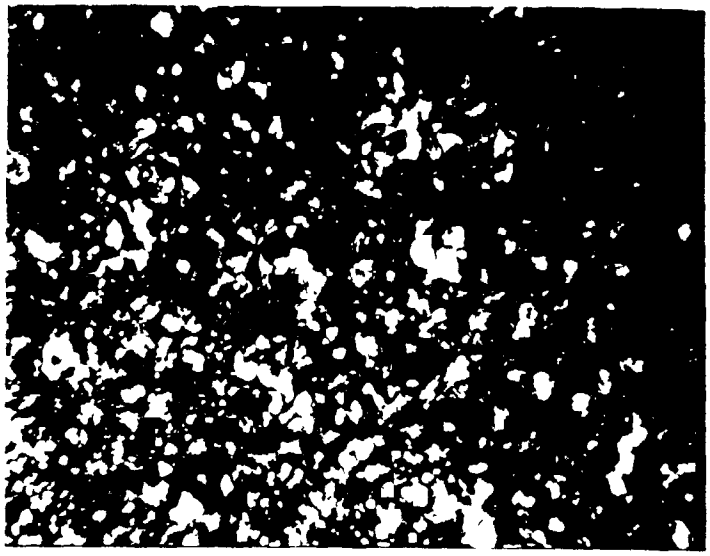


Plate 16 -- Extremely siliceous (sample A-81, Table 3) spherulitic rhyolite (note upper left). This example is a block in a rhyolite flow, 0.8 km south-southwest of the Aldermac mine shaft. Field of view is 5.5 mm in the maximum dimension. Cross-polarized light.

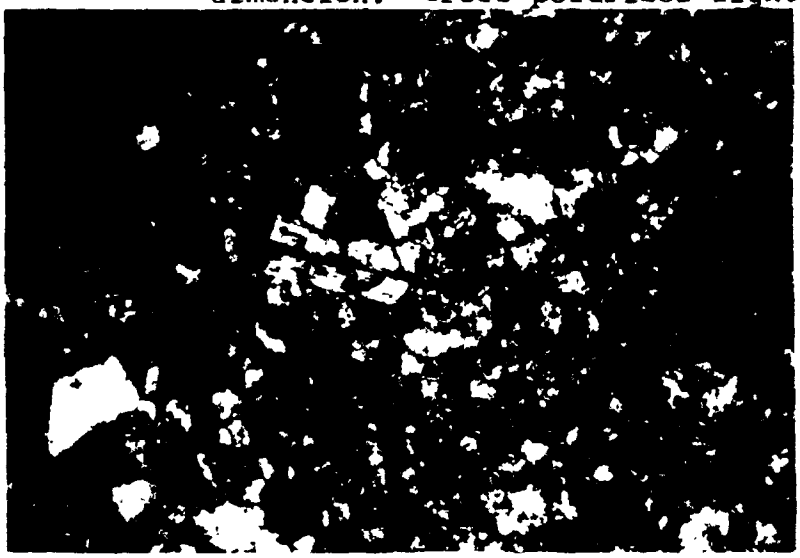


Plate 17 -- A block (Plate 11) of rhyolite from the rhyolite dome at Macanda Hill in thin section. The albite crystal in the centre is 0.6 mm long. Note the groundmass texture and compare it to Plates 20 and 22. Cross-polarized light.

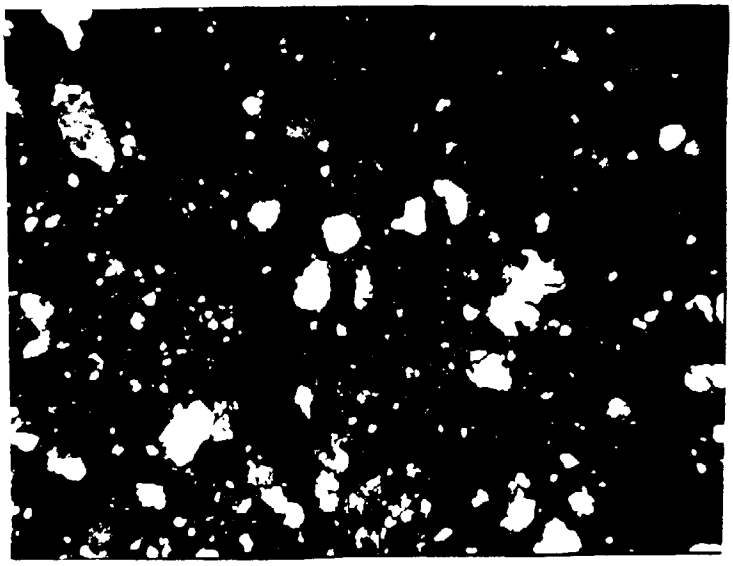


Plate 18 -- Porphyritic rhyolite. Many of the quartz eyes are only 0.3 mm across and thus the rock is not conspicuously porphyritic in outcrop. Compare to Plate 15 and refer to chemical analysis A-70 (Table 3). Field of view 5.5 mm. Cross polarized light,

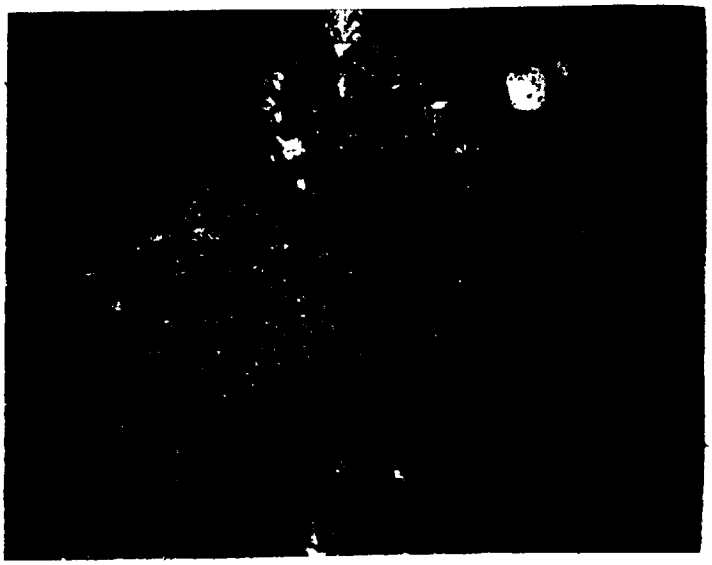


Plate 19 -- Sericitized plagioclase and round quartz phenocrysts in flow laminated tuffaceous rhyolite. Note the quartz lenticles and threads, accentuated by chlorite, which defines the primary structure. This rock contains large blocks including the one shown in Plate 16. Field of view 2 cm. Plane-polarized light.

4aa on Fig. 3. Unit 4a denotes weak or incipient alteration where there are bleach-haloes around amygdules and/or the groundmass is mottled. The mottling may be a very subtle feature (Plate 20), or it may be quite conspicuous where a network of tiny silica-rich veinlets is developed. In such cases the texture is still well preserved, and the colour index is indicative of mafic volcanics.

The more extreme example of silicification is denoted by 4aa (Plates 21 and 22). Mafic volcanic rocks have been intensely silicified within a triangular area whose apices are broadly defined as Macanda Hill, the North Chance showing, and the large exposures south of the Chance prospect ($X_2$, $X_3$, and $X_6$, Fig. 3). The most outstanding feature of the alteration is its close relationship to structural elements of the area. The MacKay Lake Fault and less persistent parallel faults have an intimate relationship to areas of intense silicification, as they do to diorite intrusions and feeders to felsic intrusions (e.g., the Macanda Hill tuff dike). The Aldermac terrain is a complexly faulted one and it is noteworthy that areas of intensely altered rock are characterized by faults of several orientations. The settings of the Chance and and Archibald Prospects exemplify this relation.

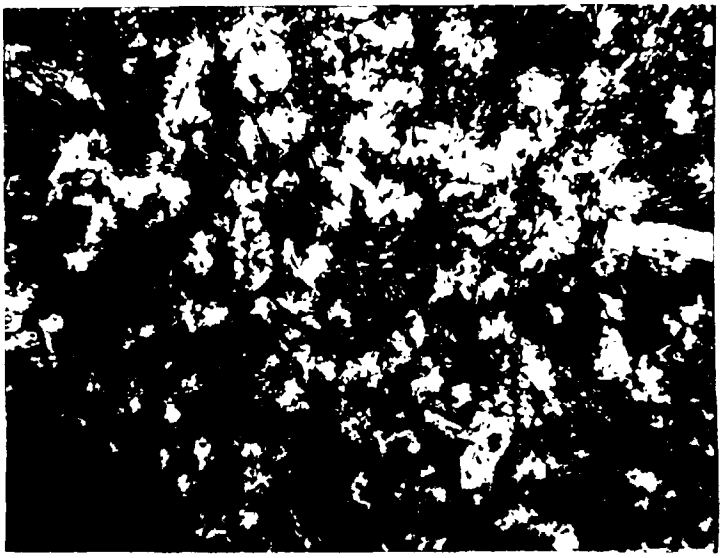


Plate 20 -- Incipient "mottle" silicification in andesite (sample A-60, Table 2). Note the well defined albite microlites and the silica rich patches throughout. Before this sample was examined in thin section, it was judged to be representative of an unaltered mafic flow rock. Field of view 5.5 mm. Plane-polarized light.



Plate 21 -- Intensely silicified area (sample A-44, Table 4) within a mafic flow at the Sakrison Vent (occurs 0.3 km south-west of the Aldermac shaft, see Fig. 6). Ten-cent piece included for scale is 1.7 cm in diameter.

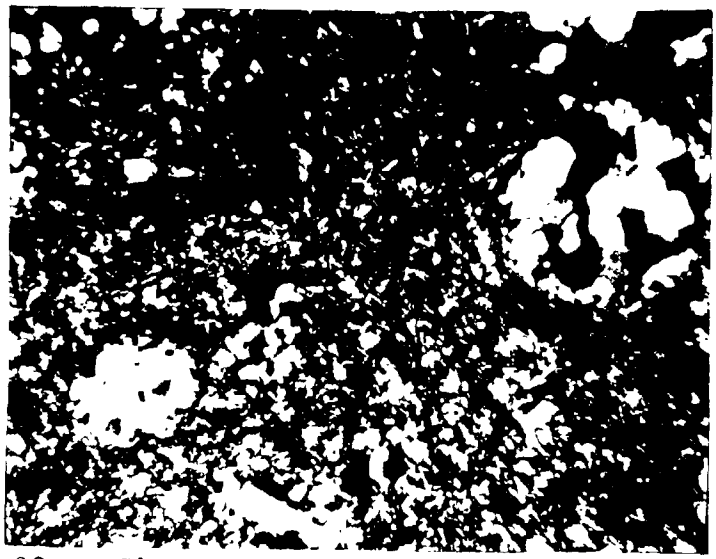


Plate 22 -- Photomicrograph of intensely silicified amygdaloidal andesite at the top of the Sakrison Vent (sample A-65, Table 4). Note the well preserved microlitic texture despite the destruction of the original mafic minerals. Field of view 5.5 mm. Cross-polarized light.

One very good megascopic example of the discordant nature of silicified zones will be discussed in detail in the economic geology section below. This, the Sakrison Vent (see Fig. 6) occurs immediately west of the Mackay Lake sulphide zone ($Y_1$, Fig. 3). Here, an area of silicification crosscuts mafic flow and fragmental units. To either side of this altered area the volcanics exhibit local patchy silicification, which upon close inspection is seen to develop commonly in the more vesicular or fractured areas of the flows or flow units. In some instances (Plate 23) silicification proceeded along what have been interpreted in the field to be flow or flow unit contacts. Clearly the most important factor here is the primary permeability of the rocks. These field relations indicate this discordant zone of alteration to represent a hydrothermal vent which intermittently was the locus of magmatic activity.

At Aldermac, some intensely silicified fragments, patches and ribbons (fracture controlled silicification) record their original cooling and crystallization features. In these, amygdaloidal structure and microlitic groundmass textures are well preserved. The texture of silicified mafic volcanic rocks can be used

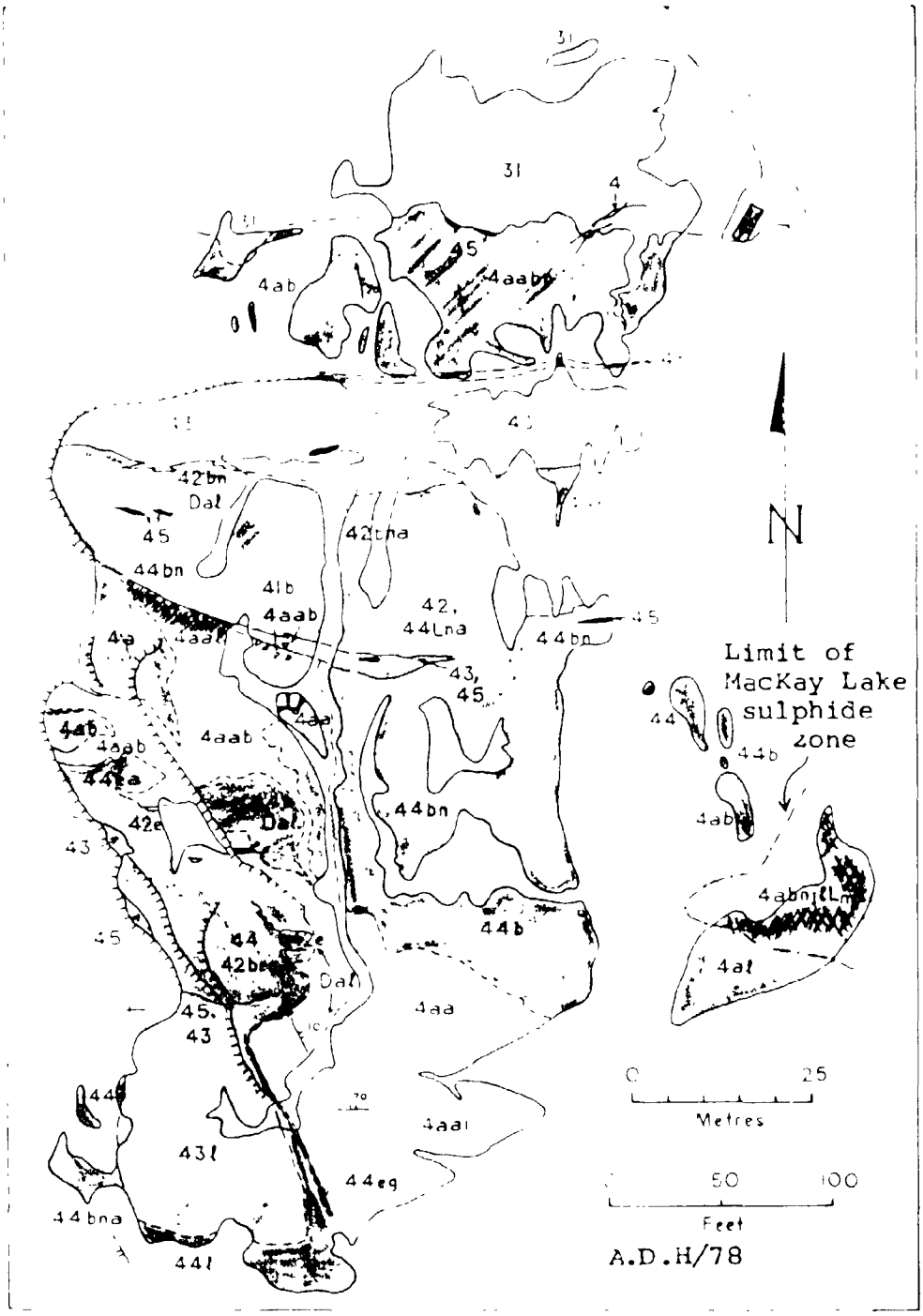



Figure 6 -- Geology of the Sakrison Vent. This map area is outlined on Fig. 3. The legend of Fig. 3 applies also to this map. Outcrops here are shown in solid outline. Cross-hatching marks an area of disseminated and fracture controlled sulphides (a stain zone). Hachured lines represent cliff faces.

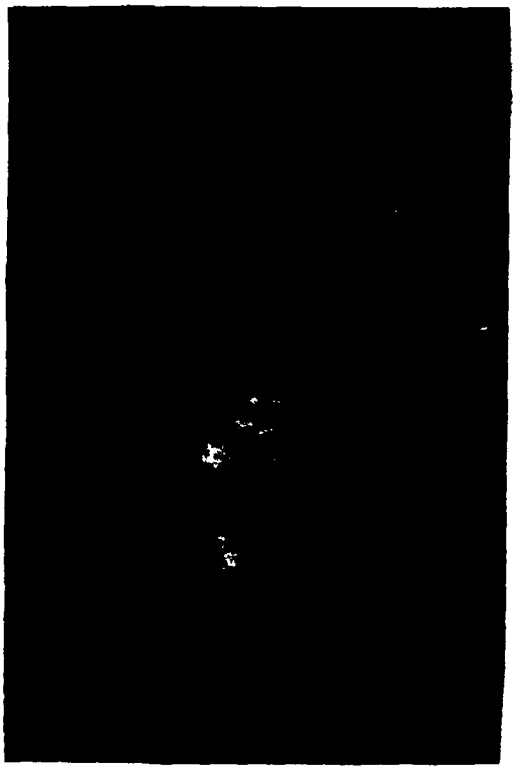


Plate 23 -- Ribbon-like zone of silicification in andesite. This developed along an originally permeable feature such as a flow or flow-unit contact. From the east-central portion of the map area near the locale of sample A-37 (shown on Fig. 3).

as a criterion for distinguishing these from rhyolite (compare Plates 12-19 to Plates 20-22). For example, one exposure was mapped as rhyolite until a thin section revealed a high proportion of well developed microlites (Plates 20 and 22). The chemistry of the specimen was subsequently found to support the petrographic evidence that the sample was originally mafic in composition (sample A-83, Table 4).

In thin section, these rocks are distinguished by their microlitic texture characteristic of basalts and andesites, and by the sparsity of mafic minerals. The minerals quartz and albite predominate; the former encloses albite phenocrysts and microlites and in some instances is seen in a polygonal sutured form, pseudomorphing plagioclase. In addition, epidote, titanite, ± carbonate, amphibole and opaques occur in the groundmass. In some specimens, there appears to be no amphibole, and chlorite was rarely observed. The mineral titanite is noticeably abundant in one analysed specimen (see A-12, Table 4).

Amygdules in silicified mafic volcanic rocks are typically and conspicuously filled with quartz and epidote. However, unlike their unaltered equivalents, amygdules also commonly contain calcite and garnet.

The garnet is usually pale orange or yellow-brown to honey-coloured, and has the optical characteristics of a grossular-andradite species. This has been verified by X-ray diffraction analysis.

At Aldermac, silicification is the most extensive and best developed form of metasomatism. It is also an important aspect of the geology of some deposits near Noranda. The Amulet Rhyolite formation (de Rosen Spence, 1976), the footwall to most of the Amulet deposits, is intensely silicified in its upper portion, from the Amulet "C" (Fig. 2) to the Millenbach deposit (personal commun., C.D.A. Comba, Falconbridge Copper Limited, 1978). The latter is over 2 km down dip from the near-surface Amulet "C" deposit, attesting to the regional significance of silicification. H.L. Gibson (1979) recently mapped a section through the Amulet Rhyolite very near the new Corbet shaft (see Fig. 2, Stop 18, near Amulet). He finds that as much as 80% of this "rhyolite" formation is actually silicified mafic volcanics. He has studied this form of metasomatism and tried to quantitatively assess chemical transfer. According to his work, silica is definitely added to silicified rocks (Gibson, 1979).

At Aldermac, rocks originally referred to as "bimodal breccias" were suspected by H.C. Sakrison of being silicified mafic volcanic rocks. This identification has been confirmed; bimodal breccias are metasomatized basalts and andesites. The white siliceous "blocks" or ribbons in many cases are patches or fracture-controlled

areas of silicification, not discrete fragments. There are however examples both at Aldermac (see Plates 24,25 and 26) and in H.L. Gibson's Amulet Rhyolite section where true silicified fragments occur in tuff or andesite flows. This relation indicates that silicified zones or vents contributed material to fragmental units. Altered material was also incorporated in later lava flows.

ii) Epidote Alteration

Another signature of hydrothermal alteration in the Aldermac terrain is epidote and the closely associated minerals calcium-rich garnet and calcite.

These minerals are well represented at most of the sulphide showings described below, but epidote is by far the most conspicuous. Once garnet was first recognized, it became possible to find it wherever on looked for it, in areas of altered volcanics. It is not common in the extremely silicified mafic volcanics, but is conspicuous in epidote-rich "patches" within much larger areas characterized by silicification.

The best example of the occurrence of the alteration-trio epidote + garnet + calcite is found in drill core of the Archibald Prospect; however the garnet was not recognized during drilling. The garnet is commonly a pale orange-brown colour. All three minerals occur in amygdules and fractures. Hydrothermal alteration proceeded outwardly from these origin-



Plate 24 -- Intensely silicified amygdaloidal mafic volcanic fragment (sample a-12, Table 4) from a mafic tuff breccia unit 450 m east of the Chance showing ($X_2$, Fig. 3). The fragment shown has dimensions of 7 cm by 4.5 cm.

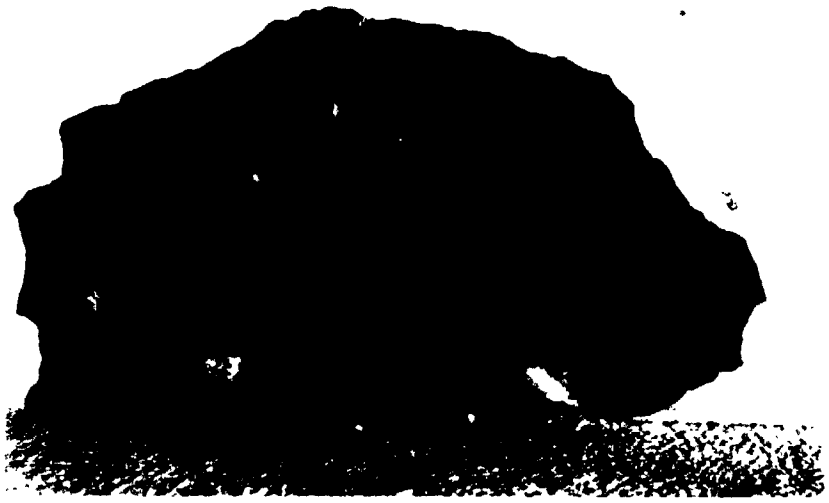


Plate 25 -- Silicified mafic hyaloclastite from the Waite Rhyolite formation-ribbon breccia member. This sample was collected from the same exposure shown in Plate 3. The polished slab is 19 cm long and the fragment in the upper left is 4.5 cm across.



Plate 26 -- This specimen from 0.5 km east of the Chance showing is analogous to that of Plate 25. Silicified mafic volcanic fragments occur in a mafic tuff breccia matrix. Length of the polished slab is 17 cm.

ally permeable features in the volcanics. Incipient alteration manifests itself as sub-millimetre epidote-rich bleach-haloes around amygdules which are filled with epidote, garnet, calcite, and quartz. Primary fractures are defined by concentrations of these same minerals, in places connecting amygdules and accounting for larger patches of progressively altered rock. In extremely altered examples where the original mafic volcanic rock is intensely fractured, remnants of less altered rock have highly epidotized margins (Plates 27 and 28) and the fractures themselves are filled predominantly with garnet.

Epidote and garnet are especially conspicuous in altered rock examined on the Aldermac waste dumps. They, along with calcite, have been observed at the Chance, North Chance, Mac-Kay Lake and Archibald sulphide showings and prospects. These minerals are an indicator of hydrothermally altered zones in the volcanics just as are the other types of alteration. Their close spatial association with mineralization could be an important indicator, particularly where geological drilling for "blind" sulphide deposits is concerned.

Field work at Aldermac has proven that there is a close spatial relationship between silicification and epidote alteration. Where both types of alteration are well developed and where there are associated sulphide occurrences (e.g., The Chance, Sakrison Vent) epidote alteration is prominent immediately outside the mineralized zone. The intensely silici-

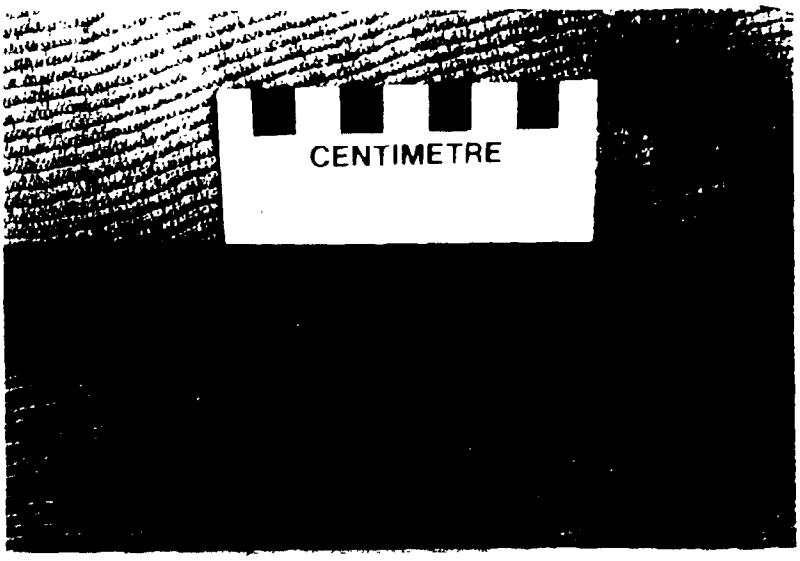



Plate 27 -- Drill core from 995 ft, hole M76-1 (Archibald Prospect, Fig. 5). This rock is pseudobreccia produced by intense hydrothermal alteration of mafic volcanic rock. The darker areas are occupied predominantly by calcic garnet; the light areas are composed primarily of epidote. The intermediate grey "fragments" are remnants of bleached grey mafic volcanic rock.



Plate 28 -- Calcic garnet, quartz and pyrite filling a vesicle in mafic volcanic rock, from drill core of hole M76-1 (946 ft). The amygdule is 4.5 mm across. Cross-polarized light.

fied rocks are more intimately related to the sulphide mineralization, and at the Sakrison Vent (Fig. 6) are seen to have a cross-cutting relationship with an epidotized mafic flow. Recent mapping by H.L. Gibson (personal commun., 1979) at the Millenbach deposit and on surface in the Amulet area has shown alteration characterized by epidote + quartz to be slightly earlier than well developed zones of silicification.

iii) Chlorite-Sericite Alteration

The well documented (Riverin, 1977) typical alteration minerals associated with Noranda-type proximal volcanogenic sulphide deposits, chlorite and sericite, are found in close association with most of the sulphide showings and the Aldermac sulphide lenses discussed in the economic geology section of this study. In fact, a significant observation made by Bruce (1931) was that chlorite was intimately related to the Aldermac sulphide deposits. Hawley (1948) observed that the No. 4 orebody passed into disseminated sulphides in a chloritic alteration zone of tuffs and agglomerates below the 1,400 foot (445 m) elevation, again suggesting the coeval development of chlorite and sericite with the sulphides. At the Millenbach mine, these minerals predominate in "pipes" immediately beneath the orebodies. No such "pipe geometry" has ever been documented for the Aldermac mine or any of the other sulphide showings.

Hydrothermally produced areas of chlorite-sericite alter-

ation in the volcanics are typically marked by a spotted texture which, where it is defined by phyllosilicate-rich porphyroblasts, has long been known in Noranda and termed "dalmatianite". This texture at Noranda has developed in the thermal aureole of the Lake Dufault Granodiorite and was therefore overprinted on the altered volcanics by contact metamorphism (de Rosen-Spence, 1969; Kelly, 1975).

Throughout the Aldermac area, the "spots" are commonly defined by aggregates of chlorite, but in sericitized rocks spots consist of concentrations of biotite with minor quantities of quartz, sericite, and opaques.

Where chlorite spots are well developed, they range in size from 1.0 to 10.0 mm. The spots are seen in thin section to be concentrations of subhedral shreds and plates of chlorite. Accompanying this chlorite are minor amounts of quartz, $\pm$ biotite, $\pm$ sericite and opaques. Chlorite in the groundmass commonly is optically distinct, by its birefringence, from the coarser grained chlorite species defining the spotted texture. The spots have overgrown primary volcanic features, such as cooling cracks in lava and pyrite and chalcopyrite mineralization filling these (Plate 29) and thus clearly postdate them. They are thus metamorphic in origin and probably grew during the thermal events associated with the emplacement of the syenite intrusive complex and (?) the gabbro-diorite intrusions.

Chlorite and sericite alteration, where severe, results



Plate 29 -- Silicified and spotted mafic volcanic rock of the MacKay Lake showing. The spotted texture is analogous to "dalmatianite" at the Amulet "A" and "C" deposits. The spots are superimposed on stringer-type, pryrite + chalcopyrite mineralization indicating their origin to be metamorphic. The largest "spots" are about 1 cm in diameter.

in complete destruction of the original igneous texture of the volcanics. Where outlines of feldspar are noted, they are seen to be replaced by sericite. In contrast, the original texture of silicified volcanics is often preserved.

Both types of alteration discussed previously may be closely related to the deposition of volcanogenic sulphides, but alteration marked by chlorite and sericite appear to be the most intimately related. At Aldermac, chloritic alteration has been observed to postdate intense silicification, as may be demonstrated at the Sakrison Vent where the main silicified zone is cut by a mafic feeder dike which itself is chloritized and exhibits dalmatianite texture. The alteration pipes beneath the massive sulphide bodies of the Millenbach mine are superimposed on intensely silicified volcanic rocks, demonstrating the chlorite and sericite to represent a later type of alteration which was coeval with the deposition of the sulphide deposits.

### II.2.4 Chemistry of the Volcanic Rocks

Whole rock chemical analyses were performed on a representative suite of mafic and felsic volcanic rocks (see Tables 2 and 3). In addition, a number of examples of intensely silicified, mafic volcanic rock and a few samples of siliceous rock of dubious origin were analysed (Table 4). This was done to see if the known silicified mafic rocks are chemically distinct and to assess their chemistry along with the "unaltered"

| Sample No. | A-5e | A-19 | A-35 | A-37 | A-40 | A-46* | A-47 | A-48 | A-48A | A-60 | A-76 | A-87 |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| $SiO_2$ | 61.52 | 55.03 | 53.14 | 53.07 | 57.36 | 49.76 | 60.73 | 61.50 | 50.35 | 62.23 | 48.89 | 59.20 |
| $Al_2O_3$ | 12.44 | 17.00 | 18.13 | 15.58 | 15.59 | 15.05 | 15.30 | 15.13 | 17.14 | 14.95 | 16.97 | 18.81 |
| $Fe_2O_3T$ | 10.15 | 8.68 | 9.69 | 12.16 | 10.73 | 11.89 | 8.85 | 8.79 | 10.54 | 7.38 | 11.77 | 7.98 |
| MgO | 3.50 | 4.44 | 4.68 | 4.94 | 3.47 | 7.08 | 2.91 | 2.27 | 7.46 | 2.66 | 6.67 | 3.01 |
| CaO | 5.59 | 9.18 | 7.47 | 8.04 | 6.53 | 11.93 | 5.76 | 4.25 | 8.45 | 5.45 | 10.86 | 1.86 |
| $Na_2O$ | 2.15 | 3.31 | 3.13 | 3.05 | 3.51 | 1.54 | 4.58 | 6.02 | 1.85 | 6.08 | 2.95 | 5.19 |
| $K_2O$ | 1.15 | 0.86 | 1.53 | 0.31 | 0.19 | 0.45 | 0.52 | 0.13 | 0.52 | 0.29 | 0.49 | 1.19 |
| $TiO_2$ | 1.20 | 0.96 | 0.99 | 1.54 | 1.66 | 1.04 | 1.04 | 1.28 | 1.15 | 1.50 | 1.07 | 0.62 |
| $P_2O_5$ | 0.15 | 0.10 | 0.09 | 0.17 | 0.22 | 0.06 | 0.18 | 0.27 | 0.12 | 0.25 | 0.12 | 0.08 |
| MnO | 0.18 | 0.16 | 0.20 | 0.25 | 0.20 | 0.19 | 0.15 | 0.20 | 0.12 | 0.18 | 0.17 | 0.13 |
| S | N.D. | 0.03 | 0.04 | 0.02 | 0.01 | 0.05 | 0.01 | 0.04 | 0.00 | 0.09 | 0.01 | 0.00 |
| L.O.I. | 0.83 | N.D. | N.D. | N.D. | N.D. | N.D. | N.D. | N.D. | N.D. | N.D. | N.D. | N.D. |
| Total | 98.87 | 99.75 | 99.09 | 99.13 | 99.47 | 99.04 | 100.03 | 99.84 | 97.70 | 101.06 | 99.97 | 98.07 |

Table 2: Chemical analyses of mafic volcanic rocks and gabbro (A-46*). All sample locations are shown on Fig. 3. $Fe_2O_3T$ = Total Fe calculated as $Fe_2O_3$; this applies also to Table 3 and Table 4.
All analyses were done on the XRF apparatus of the University of Ottawa by R. Hartrey, with the exception of A-5e done at X-Ray Laboratories, Toronto. N.D. - Not determined. L.O.I. - Loss on ignition.

| Sample No. | AM-1 | A--1 | A--2 | A--4 | A--5 | A-11 | A-14C | A-45 | A-70 | A-71 |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| $SiO_2$ | 71.73 | 71.20 | 72.43 | 70.09 | 81.83 | 77.02 | 81.02 | 77.20 | 74.10 | 76.00 |
| $Al_2O_3$ | 10.84 | 12.33 | 13.08 | 13.16 | 9.00 | 11.41 | 8.63 | 11.18 | 12.57 | 11.22 |
| $Fe_2O_3T$ | 5.32 | 2.78 | 3.49 | 4.59 | 1.68 | 1.49 | 1.48 | 2.44 | 4.90 | 2.96 |
| MgO | 1.04 | 0.29 | 0.44 | 0.50 | 0.20 | 0.01 | 0.05 | 0.01 | 0.75 | 0.37 |
| CaO | 6.27 | 1.80 | 1.98 | 3.28 | 2.16 | 0.65 | 1.03 | 0.51 | 1.02 | 1.06 |
| $Na_2O$ | 2.83 | 1.21 | 3.97 | 3.44 | 3.68 | 4.02 | 4.49 | 4.77 | 6.09 | 6.13 |
| $K_2O$ | 1.15 | 8.12 | 3.06 | 3.81 | 0.23 | 3.33 | 0.24 | 2.38 | 0.26 | 0.23 |
| $TiO_2$ | 0.32 | 0.40 | 0.44 | 0.46 | 0.16 | 0.22 | 0.27 | 0.16 | 0.39 | 0.23 |
| $P_2O5$ | 0.05 | 0.09 | 0.09 | 0.09 | 0.01 | 0.02 | 0.04 | 0.00 | 0.06 | 0.01 |
| MnO | 0.16 | 0.08 | 0.09 | 0.13 | 0.04 | 0.03 | 0.07 | 0.03 | 0.09 | 0.06 |
| S | 0.11 | 0.03 | 0.02 | 0.05 | 0.03 | 0.01 | 0.00 | 0.00 | 0.01 | 0.00 |
| Total | 99.82 | 98.33 | 99.09 | 99.60 | 99.02 | 98.21 | 97.32 | 98.68 | 100.24 | 98.27 |

Table 3: Chemical analyses of felsic volcanic rocks. All samples are located on Fig. 3 except AM-1 a representative sample of massive rhyolite from the Aldermac waste dump and 0-1 and 0-11, collected immediately west of the map area approximately 100 m north of the motor access road (within Horne Fault Mines Ltd., West Group)

| Sample No. | A-74 | A-80 | A-80A | A-81 | A-84 | A-112A | A-118 | 0--1 | 0-11 |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| $SiO_2$ | 73.63 | 83.34 | 76.95 | 85,47 | 74.48 | 80.44 | 73.81 | 79.37 | 80.05 |
| $Al_2O_3$ | 12.62 | 9.49 | 11.88 | 8.35 | 11.88 | 10.65 | 12.31 | 9.30 | 8.52 |
| $Fe_2O_3T$ | 4.50 | 0.90 | 3.57 | 0.73 | 3.98 | 1.92 | 2.94 | 2.18 | 2.43 |
| MgO | 0.56 | 0.00 | 0.63 | 0.00 | 0.52 | 0.26 | 0.22 | 0.36 | 0.80 |
| CaO | 2.98 | 0.56 | 1.45 | 0.61 | 4.15 | 1.48 | 2.22 | 1.58 | 1.91 |
| $Na_2O$ | 3.52 | 4.77 | 1.06 | 4.28 | 1.48 | 4.48 | 1.69 | 2.84 | 3.21 |
| $K_2O$ | 1.20 | 0.50 | 2.89 | 0.44 | 2.05 | 0.50 | 5.39 | 1.34 | 0.92 |
| $TiO_2$ | 0.38 | 0.21 | 0.27 | 0.19 | 0.28 | 0.39 | 0.23 | 0.25 | 0.22 |
| $P_2O_5$ | 0.05 | 0.00 | 0.03 | 0.02 | 0.02 | 0.07 | 0.02 | 0.03 | 0.03 |
| MnO | 0.06 | 0.03 | 0.06 | 0.03 | 0.13 | 0.06 | 0.08 | 0.05 | 0.03 |
| S | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.14 | 0.02 | 0.02 | N.D. | N.D. |
| L.O.I. | N.D. | N.D. | N.D. | N.D. | N.D. | N.D. | N.D. | 3.42 | 0.82 |
| Total | 99.50 | 99.80 | 98.79 | 100.12 | 99.11 | 100.27 | 98.93 | 100.75 | 98.94 |

Table 3: (continued)
Analyses of samples 0-1 and 0-11 were performed at X-Ray Laboratories, 1978.

TABLE 4

| Sample No. | A-12 | A-13B | A-23 | A-32 | A-44 | A-56 | A-65 | A-83 | A-87a | A-101 | A-103 |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| $SiO_2$ | 76.71 | 78.04 | 78.11 | 74.21 | 77.44 | 70.28 | 75.62 | 69.03 | 80.16 | 76.88 | 77.26 |
| $Al_2O_3$ | 12.01 | 11.80 | 10.65 | 11.51 | 11.69 | 14.10 | 11.00 | 15.12 | 9.80 | 12.18 | 13.32 |
| $Fe_2O_3T$ | 0.92 | 0.91 | 1.16 | 3.53 | 0.87 | 3.99 | 1.63 | 3.80 | 1.73 | 1.09 | 1.01 |
| MgO | 0.00 | 0.19 | 0.19 | 0.00 | 0.01 | 0.81 | 0.21 | 0.75 | 0.38 | 0.04 | 0.05 |
| CaO | 4.77 | 2.43 | 2.46 | 0.26 | 4.18 | 3.38 | 3.79 | 2.58 | 1.35 | 1.03 | 0.96 |
| $Na_2O$ | 3.30 | 4.03 | 4.37 | 6.08 | 4.34 | 5.25 | 5.09 | 6.23 | 4.34 | 4.79 | 5.37 |
| $K_2O$ | 0.41 | 1.52 | 0.23 | 0.89 | 0.20 | 1.11 | 0.33 | 1.23 | 0.32 | 2.71 | 1.43 |
| $TiO_2$ | 1.23 | 0.49 | 0.70 | 0.37 | 0.69 | 0.92 | 0.48 | 0.81 | 0.31 | 0.40 | 0.48 |
| $P_2O_5$ | 0.41 | 0.10 | 0.16 | 0.05 | 0.21 | 0.28 | 0.13 | 0.29 | 0.07 | 0.08 | 0.09 |
| MnO | 0.05 | 0.07 | 0.02 | 0.00 | 0.05 | 0.11 | 0.15 | 0.13 | 0.04 | 0.05 | 0.04 |
| S | 0.04 | 0.01 | N.D. | 1.16 | 0.02 | 0.06 | 0.00 | 0.01 | 0.00 | 0.01 | 0.00 |
| L.O.I. | N.D. | N.D. | 0.36 | N.D. | N.D. | N.D. | N.D. | N.D. | N.D. | N.D. | N.D. |
| Total | 99.85 | 99.59 | 98.41 | 98.06 | 99.70 | 100.29 | 98.43 | 99.98 | 98.50 | 99.26 | 100.01 |

Table 4: Chemical analyses of silicified mafic volcanic rocks.
Sample locations are found on Fig. 3.
Data of sample A-23 originated from X-Ray Laboratories, Toronto.

| Mafic Volcanic Rocks and Gabbro * | | Felsic Volcanic Rocks | | Silicified Mafic Volcanic Rocks | |
|---|---|---|---|---|---|
| Sample No. | L/R | Sample No. | L/R | Sample No. | L/R |
| A-48 | 12/V1 | A-70 | 13/V1 | ★ A-32 | 16/V-V1 |
| A-48 A | 12/V1 | A-71 | 14/V1 | A-101 | 17/V1 |
| A-76 | 14/V1 | A-74 | 14/V1 | A-103 | 17/V |
| A-19 | 16/V1 | A-1 | 19/V1 | A-12 | 18/V1 |
| * A-46 | 19/V-V1 | A-112 | 19/V | * A-23 | 19/V1 |
| A-47 | 19/V-V1 | A-81 | 19/V | * A-44 | 19/V1 |
| A-60 | 19/V1 | A-80 | 19/V | A-56 | 19/V1 |
| A-5e | 23/V1 | A-80 a | 19/V | A-65 | 19/V1 |
| A-35 | 24/V1 | A-45 | 19/V1 | A-13 b | 19/V1 |
| A-37 | 24/V1 | A-14 c | 20/V | + A-87 | 25/V1 |
| A-40 | 24/V1 | A-4 | 20/V1 | + A-87 a | 25/V1 |
| | | A-2 | 20/V1 | | |
| | | A-11 | 23/V1 | | |
| | | A-118 | 23/V1 | | |
| | | A-5 | 23/V1 | | |
| | | A-83 | 24/V1 | | |
| | | A-84 | 24/V1 | | |

Table 5: Location by lot and range (L/R) of the chemical analyses presented in Tables 2, 3, and 4 and plotted on Fig. 3. See the Appendix for a brief discussion pertaining to the chemical analyses and for an explanation of those samples denoted by the symbols ★ , * and +.

volcanics. For this purpose, the chemical data have been plotted on an AFM diagram (Fig. 7) and on FeO vs FeO/MgO and SiO vs. FeO/MgO diagrams (see Figs. 8 and 9, after Miyashiro, 1974). The chemical data also appear on Fig. 10, an alkali plot (after Hughes, 1973) and a $TiO_2$ vs. $SiO_2$ diagram (Fig. 11) was constructed.

It will be seen in Table 2 that the mafic volcanic specimens analysed have the composition of andesite, basalt, and rocks intermediate between basalt and andesite.

About half the mafic volcanic samples analysed lie in or close to the "spilite field" of the alkali plot (Fig. 10), yet these samples were originally considered to be representative of unaltered material. They are texturally and mineralogically well preserved with abundant, fresh-looking plagioclase, however their high content of $Na_2O$ relative to $K_2O$ may point to sea-floor metasomatism of a nature described by Hughes (1973). The erratic alkali content of the mafic volcanics is also reflected in the AFM diagram where most of the "spilitic" analyses[5] lie in the calc-alkaline field. This diagram must be used with care when one is dealing with a hydrothermally altered volcanic terrain, since most of the mafic volcanics and the rhyolites analysed lie in the tholeiitic fields of Figs. 8 and 9, diagrams which do not consider the alkali

[5] (Note samples A-65, A-87a, A-23, A-44 and A-12 in Table 4 and AM-1, A-80, A-81 and A-5 in Table 3).

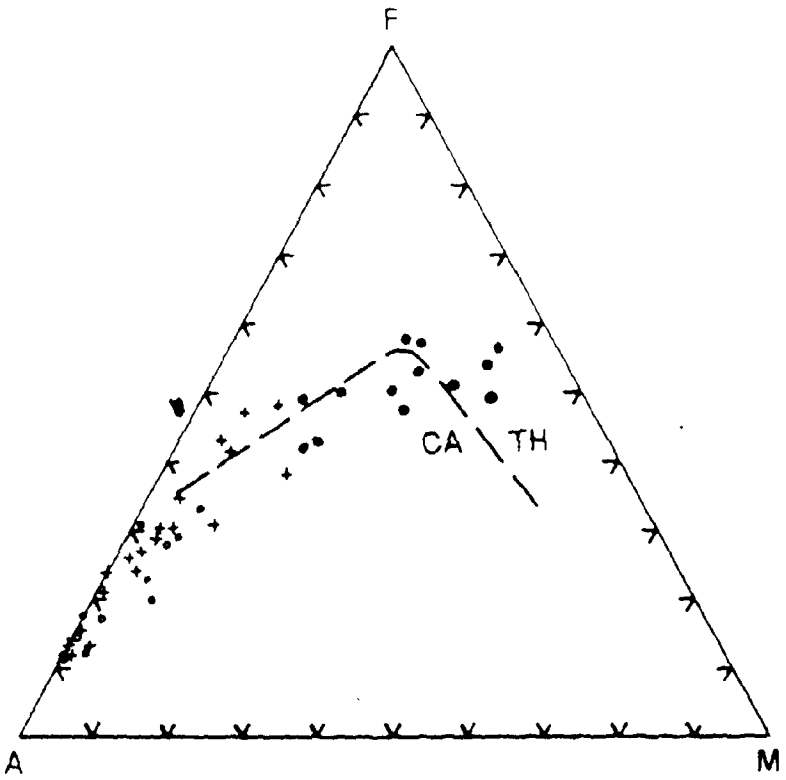



Figure 7: AFM-- $(Na_2O + K_2O)$ : $(FeO_T)$ : $(MgO)$ diagram. Tholeiitic (TH) - Calc-alkaline (CA) boundary after Irvine and Baragar (1971). Solid circles: unaltered mafic volcanics and gabbro, crosses: felsic volcanics; open circles: silicified mafic volcanics. The same symbols are used also in Figures 8, 9, 10 and 11, and the letter "G" signifies the gabbro analysis.

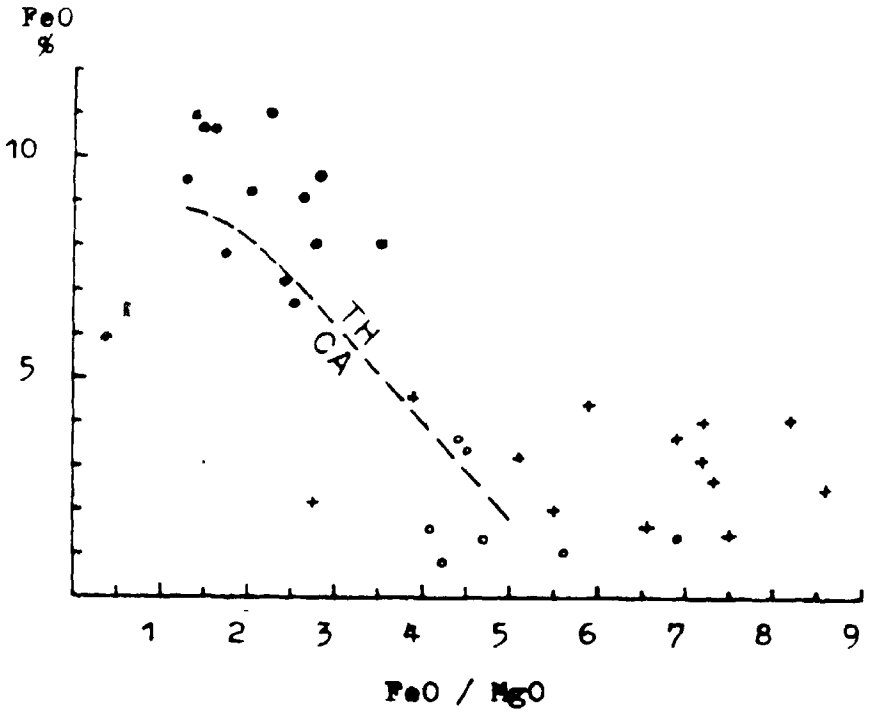



Figure 8: Plot taken from Miyashiro (1974). Calc-alkaline (CA) and tholeiitic (TH) fields are indicated. Felsic volcanics (+) and silicified mafic volcanic rocks (0) with very high FeO/MgO (see Tables 3 and 4) plot outside the limit of the abscissa.

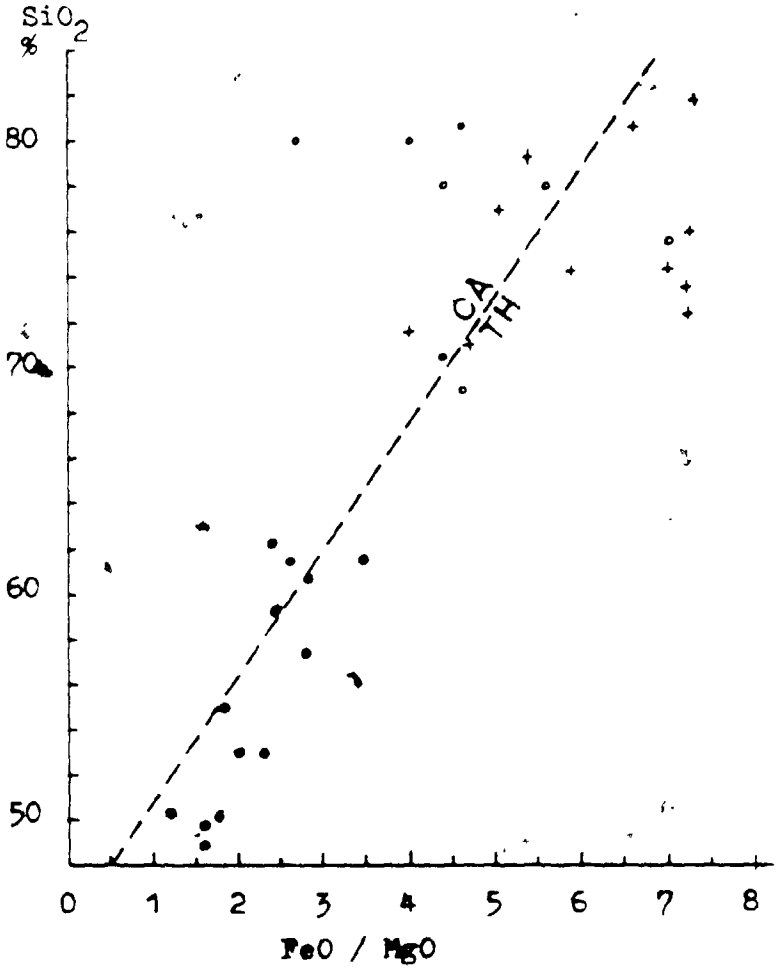



Figure 9: Plot taken from Miyashiro (1974) Calc-alkaline (CA) and tholeiitic (TH) fields are indicated. Felsic volcanic (+) and silicified mafic volcanic rocks (0) with very high FeO/MgO (see Tables 3 and 4) plot to the right of the top right hand corner of the diagram.

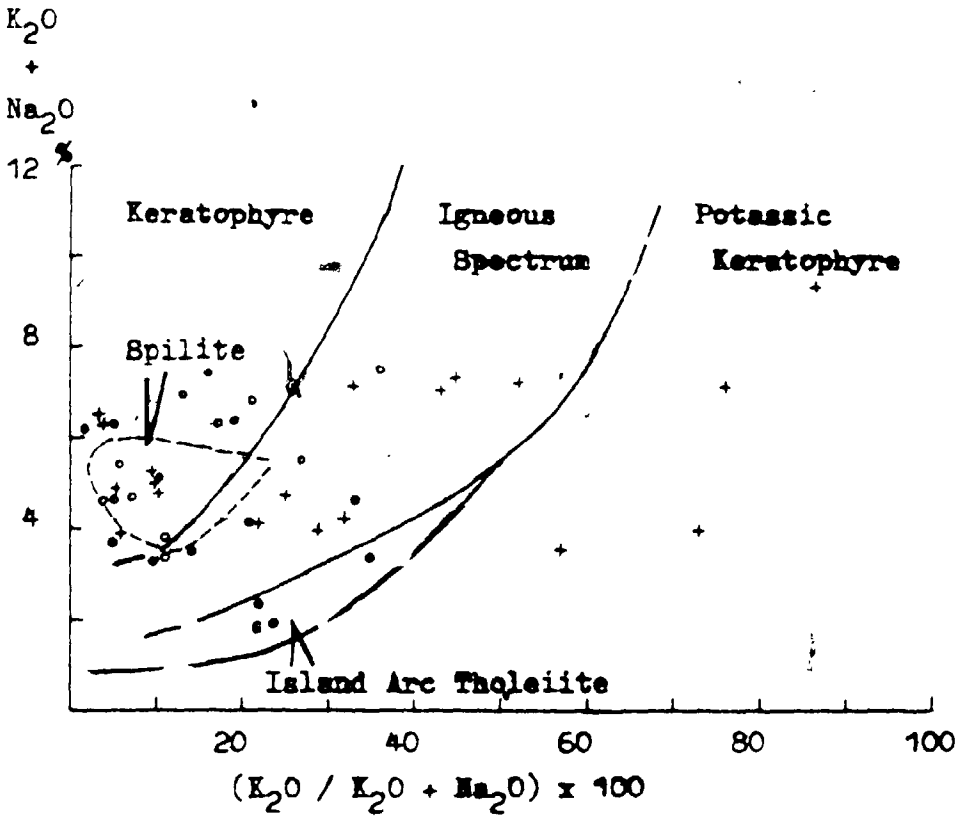



Figure 10 — Alkali plot after Hughes (1973). The island arc tholeiite field was incorporated into the diagram by Stauffer et al., (1975).

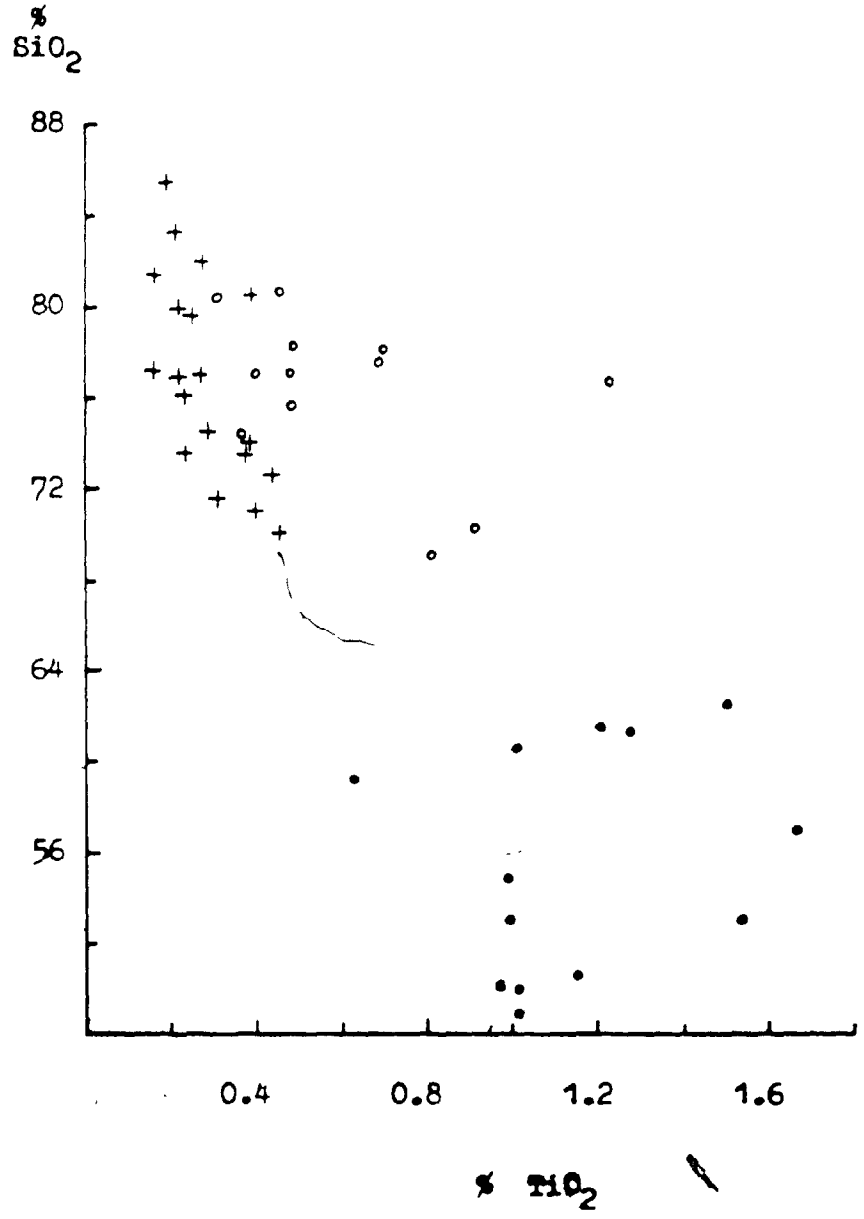



Figure 11: Plot of $SiO_2$ vs $TiO_2$

content of the rocks.

There is a significant chemical "gap" between the most siliceous andesite (62.23% $SiO_2$) and the rhyolite of lowest silica content (70.09% $SiO_2$). Many of the rhyolites are extremely siliceous. They too have locally been silicified, and some of the samples were chosen to illustrate that this type of alteration occurs throughout the volcanic succession. More than half of the rhyolite analyses lie outside Hughes' igneous spectrum (Fig. 10), and all but two of these lie in the calcalkaline field of the AFM diagram, yet Figs, 8 and 9 show most of the rhyolites to lie within the tholeiitic field along with the mafic volcanic rocks. Again, these observations indicate that the rhyolites originally had tholeiitic affinities, and that their position in the calc-alkaline field of the AFM diagram reflects metasomatism and not a magmatic trend.

All but one of the silicified, mafic volcanic rocks lie outside the igneous spectrum of the alkali plot, and half of these in the spilite field, strongly indicating them to have distinctly anomalous chemistry for rocks which qualify as rhyolite on the basis of their silica content. Without exception, silicified mafic volcanics lie within the calc-alkaline field of the AFM diagram. Their position is largely a function of a metasomatic process whereby the rocks were markedly depleted in MgO and FeO. At least half the silici-

fied mafic rocks would be considered of calc-alkaline association if viewed in Miyashiro's diagrams, yet the "unaltered" mafic rocks are mainly well within the tholeiitic field of these same chemical plots.

A generally applying chemical feature of the silicified rocks is their high content of $TiO_2$ relative to rhyolites of comparable silica contents. It will be seen from the chemical plot of $TiO_2$ vs. $SiO_2$ (Fig. 11) that the rhyolites exhibit a regular decrease in $TiO_2$ with increasing $SiO_2$ content. The silicified mafic volcanic rocks do not exhibit such a regular variation, and at a $TiO_2$ value of about 0.40%, there is an overlapping relationship with rhyolites containing between 70% and 75% $SiO_2$. Where one encounters a siliceous volcanic rock with a $TiO_2$ content in this "overlap region" of the diagram, a petrographic examination of the particular specimen using textural material previously discussed, commonly will determine it to be rhyolite or silicified mafic volcanic rock.

### II.2.5 Intrusive Rocks

#### i) Diorite-Gabbro (Metadiabase)

The early mafic intrusive rocks form large sill-like bodies which cut all volcanic rocks and postdate all sulphide mineralization at Aldermac. Larger, elongate, plug-like bodies were mapped south of MacKay Lake and in the south-west portion of the map area.

However, without the sub-surface geological information, one can only speculate on their three-dimensional geometry. They are in some instances laterally extensive, as is the intrusion which occupies the MacKay Lake Fault, near the Chance sulphide showing, and extends eastward more than 2 km.

This rock is dominantly very uniform, massive, medium to coarse-grained and equigranular in outcrop. Very locally, large, dark green pyroxene pseudomorphs up to 1 cm across occur in a fine-grained mesostasis. The rock commonly is pale greenish-grey to greenish-brown on weathered surfaces, and has a medium to dark green colour on fresh surfaces.

These intrusions are readily distinguishable from the texturally similar, cross-cutting, late Precambrian diabase dikes. The latter are very fresh-looking and dun-brown weathering rocks, which in thin section exhibit much unaltered pyroxene and plagioclase. In contrast, the feldspar of the older "metadiabase" is greenish-white and completely altered. Epidote is conspicuous in veinlets, a feature one does not see in the unmetamorphosed late diabase.

The colour index of the older gabbro-dioritic rocks varies from about 25 to 40, whereas 45 to 50 is common for the younger dikes.

In thin section, textures are well preserved and the relationship of the mafics and feldspar is best described as in-

tergranular or diabasic. Only rarely was sub-ophitic texture observed. In this case, large pyroxene pseudomorphs, 0.3 to 1.0 cm in size, contain numerous feldspar grains usually less than 1 mm in the largest dimension. One exposure exhibits about 10-15% of these large pseudomorphs set in an intergranular matrix.

The original lath - and blade-shaped plagioclase is completely saussuritized. The mafics are now mainly light green, pleochroic actinolitic amphibole and chlorite. The actinolite has replaced clinopyroxene, as optically continuous patchy remnants of this mineral were observed within large amphibole grains. No orthopyroxene was observed in thin section, although some weathered surfaces exhibit textural and colour variations of the mafics which indicate that there were originally two pyroxenes present. There are patches of interstitial granophyric material and from 1 to 2% of opaques.

A chemical analysis (A-46) is presented in Table 2. It clearly shows these mafic intrusions to have the chemical composition of a tholeiitic basalt. This result is not unlike those obtained from similar rocks studied in the central Noranda area, and discussed immediately below.

Identical rocks have been described from the central Noranda area (e.g. Dufresnoy diorite, Wilson, 1941). Lickus (1965) described some four generations of mafic intrusions occurring at the Vauze mine. It was clear to him and C.D. Spence that

some of these fed spatially associated mafic flows. Chemical studies verified this relation. The large, very coarse-grained "flat diorite" that covers the Vauze deposits is gabbroic in composition. It is representative of very large volumes of basaltic magma which intruded major synvolcanic fracture systems after deposition of the Vauze ore.

Thus, these mafic intrusions occupy fracture systems which probably fed stratigraphically higher effusions, subsequently eroded (Dufresnoy Tholeiitic Series, Dimroth et al., 1973; Gelinas et al., 1977). At Aldermac, they at least partially occupy pre-existing synvolcanic structural discontinuities, for example, the MacKay Lake Fault and a fracture which parallels the late diabase dike on Macanda Hill (Fig. 5). These early fracture systems are very significant in that somewhere along them, there may have been loci of synvolcanic hydrothermal activity and sulphide deposition.

ii) Syenite

This large intrusive complex underlies about half the thesis area presented in Fig. 3. The main body has an elongate geometry and extends in a north-northwest direction for 6 km, with the Aldermac mine at its southern end (Fig. 2).

The complexity of the syenite was first pointed out by H.C. Gunning (1927). The syenite is a plexus of dikes of highly variable texture and colour index. Gunning noted an

earlier phase of very mafic character. This is described as dark green, fine-grained to porphyritic, and in places trachytic. This author's mapping included with the most mafic rocks biotite-rich lamprophyric phases sometimes containing conspicuous magnetite. This rock is found on the south-east border of the intrusion and as isolated dikes removed from the main body. Its relative age within the syenite mass could not be established. The colour index can be as high as 60-70, and thus the field term gabbro has also been used and appears in the map legend (Fig. 3). Successively younger phases are lighter in colour, with feldspar becoming more abundant. Gunning states that the final phases are very leucocratic and composed of feldspar and quartz. This has been observed in the present study and verified by petrographic work. A good example is that of a composite dike where the latest intrusion has a mode of 85% microcline + albite and 10-15% quartz. The remainder is made up of titanite, allanite and opaques. The texture of this specimen is particularly interesting and is exhibited in Plate 30. The earlier dike is also syenite but it is coarser grained, has tabular feldspar phenocrysts, and is distinctly more mafic.

Most exposures of the syenite are spectacularly porphyritic, feldspar phenocrysts being locally so abundant as to make the matrix inconspicuous. The habit of the feldspar is generally tabular, and although the grain size is highly variable, some platy crystals measure over 10 cm across. Commonly

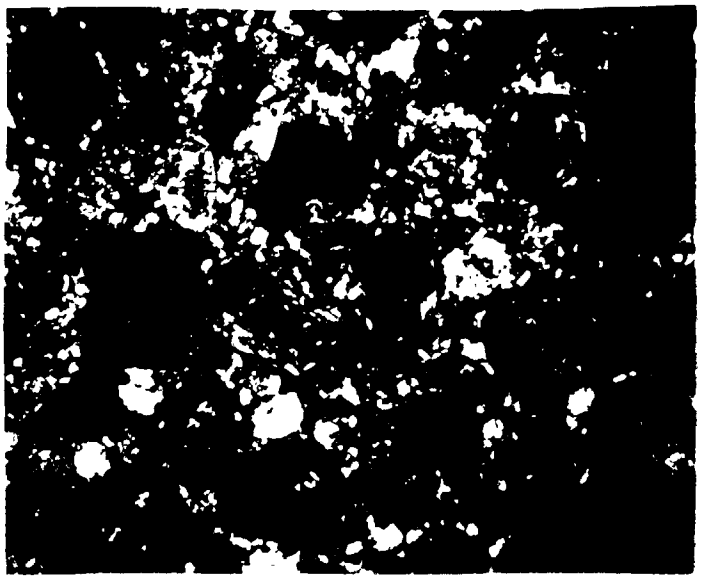


Plate 30 -- Poikilitic texture in syenite. Albite grains are included in large 3.0 mm to 5.0 mm microcline crystals. Albite and quartz compose the interstitial matrix. This is a representative of a late phase of the syenite intrusive complex. Field of view 2.0 cm. Cross-polarized light.

the seriate, tabular K-feldspar occurs in a mauve to dark red-brown, medium-grained to aphanitic groundmass.

The most conspicuous mineral in the groundmass is light green aegirine-augite with acicular habit, but Gunning reported in addition blue amphibole, titanite, apatite, rutile, magnetite, and zircon. He also observed albite, orthoclase, and microperthite, the latter two commonly occurring in trachytoid textured dikes.

The Aldermac syenite body would appear to represent a very high level, sub-volcanic magma reservoir with its associated hypabyssal dikes and plug-like satellites. Syenite dikes show markedly variable trends about the main intrusion and they seem to occupy fractures radial to it, probably produced during the emplacement of this complex. The volcanics immediately east of the syenite face toward this intrusion, opposite to the direction expected if the syenite's emplacement was diapiric. The volcanics also face the small satellite body located north of the Chance showing (see Fig. 3). These observations are considered in some detail in the structural geology section. The syenite intrusions are probably the remnant roots of the youngest Archean volcanic rocks preserved in the Aldermac area. Alkalic volcanics have been described within the Temiskaming Group about 55 km to the west at Kirkland Lake (Cooke and Moorhouse, 1969). Due to the rarity of alkalic volcanism in the Archean record, it appears probable

that the Aldermac syenite is correlative. As yet no absolute age studies have been done on the syenite complex.

iii) Late Diabase

The youngest intrusion at Aldermac is a northerly-trending diabase dike. It can be traced through the syenite porphyry north of the mine where it swings sharply northwest. The dike is best seen on Macanda Hill, where it is locally over 30 m wide.

Besides the obvious cutting relationships, its physical and petrographic characteristics readily distinguish it from the older gabbroic (metadiabase) rocks. Original clinopyroxene and labradorite are preserved.

The dike appears to be displaced about 30 m by the Mac-Kay Lake Fault. However, because it is known to dip $70^{\circ}$ west, north of this fault, then the apparent right-hand lateral movement could result from essentially vertical displacement.

II.2.6 Structure

i) Introduction

The structural framework of the Aldermac area is interpreted on the geological map (Fig. 3). The structural complexity is immediately apparent. Faults and lineaments dominate and at first glance, a roughly east-west structural grain predominates. On closer inspection, structural trends

are seen to be divergent throughout the map area. Thus the trends are east-southeast in the western half of the map, but are east-northeast in the central, and northeast in the eastern part of the map. They are again east-southeast in the extreme northeast part of the map. Clearly then, there are a number of structural "domains" which are bounded by faults and major lineaments. These domains are best described as fault blocks within which are yet smaller structural entities (see especially Fig. 5).

That the syenite complex is intimately related to the tectonic setting is best evidenced by the radial pattern of dikes that emanate from it. Faults and lineaments parallel dike orientations throughout the area. Earlier structures cut by syenite dikes, for example the MacKay Lake Fault, are discordant to this pattern.

There is no evidence of penetrative deformation having affected the map area, there being no secondary penetrative fabric in the rocks. This conclusion is supported by petrographic work which has demonstrated that the rocks are texturally very well preserved despite being metamorphosed. Locally the rocks are intensely fractured and/or jointed, but even these orientations are variable, reflecting perhaps some primary jointing, at least locally. As an example, columnar joints are well developed in rhyolite west of the map area (Spence, 1963). Shearing is restricted to features

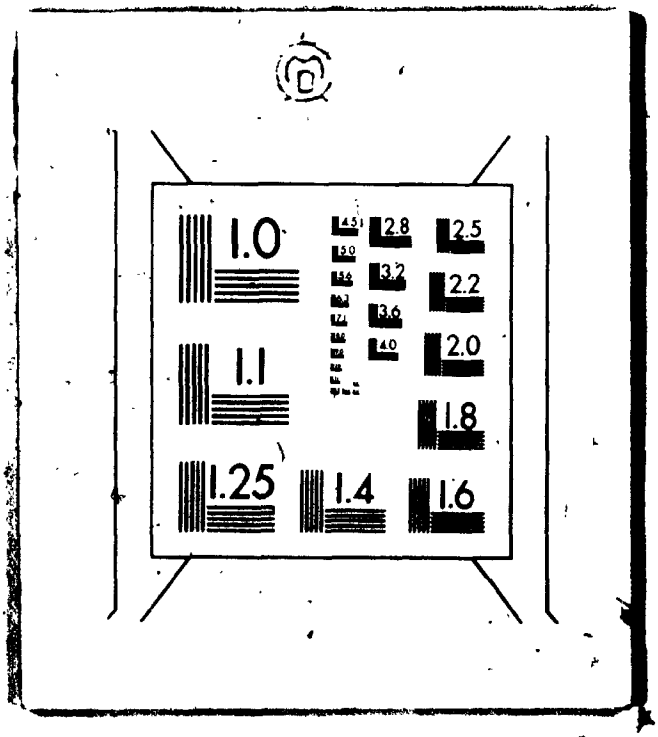
such as the MacKay Lake Fault and areas marked by chloritic and/or sericitic alteration, where the rocks were more susceptible to deformation. Shearing in the areas of alteration seems to parallel pre-existing structures and to be of very local extent.

The MacKay Lake Fault is part of a regionally significant structure. East of the map area, it is continuous with the Horne Creek and Beauchastel-Area Creek Faults (as shown on the regional map, Fig. 2). The fault is, based on diamond drilling (Hawley, 1948), steeply south-dipping, trending east-northeast, and comes within 450 m of the Aldermac shaft as it traverses the southern part of the map area. It has a very strong expression on ¼ mile: 1 inch air photographs. Outcrops near the fault are locally intensely fractured and the fault is very well represented in drill holes W-1 and W-6 (see Fig. 3).

The intimate relationship of the MacKay Lake Fault both to sulphide mineralization (Hawley, 1948) and to a thick, sill-like body of diorite is apparent. The fault is an expression of a structurally weak zone or fracture system, which may have been produced during the construction of the Aldermac volcanic complex. It has since become prominent as a locus of shearing, later than the intrusion of the diorite which in part occupies it.

2 2

OF / DE



ii) Criteria of Stratigraphic Facing

Top determinations were based on several different criteria. These include pillow shapes, grain gradation in well-bedded tuffs and, in one outcrop, the truncation of a markedly discordant feeder-hydrothermal alteration zone against an overlying flow.

Pillow structures are best developed in the extreme eastern portion of the map area, but there are also good exposures within the elongate "trough-shaped" mafic volcanic unit (best seen in Fig. 4), 1 km west of the Aldermac shaft. In this latter area the flows face south, a conclusion drawn on the basis of pillows which is supported by the fining of well-bedded tuffs within these flows. Only a few isolated facing directions were determined in the former area. Thus, structural information gained from pillowed outcrops is quite limited.

Much of the exposed basalt and andesite is not conspicuously pillowed. Structural information is thus usually gained from inter-bedded tuffs, but there are only about a half dozen different localities where grain gradation in these is distinct enough to make any determination.

An exceptional outcrop exhibiting a well defined facing direction occurs approximately 300 m southwest of the Aldermac shaft (see Fig. 6). Here, massive, very locally pillowed andesite grades northward into pillow breccia, succeeded by tuff breccia and finally tuff. A feeder dike in the same outcrop appears to become extrusive in the same direction.

Sympathetic to both these observations, a discordant alteration zone or vent is truncated by a unit of tuff and massive andesite. The indication again is that the sequence faces north.

iii) Marker Horizons

There are no definite marker horizons such as the tuff that occurs at andesite-rhyolite contacts in the central Noranda camp. However, the mafic tuff which crops out approximately 0.8 km west of the Aldermac mine ($X_5$, North Contact Tuff) may be considered to be an analogous lithology. It shows good potential to be a useful stratigraphic marker on the basis of previous diamond drilling (e.g. Cominco drill hole 73-1, Fig. 3). At Aldermac, there is a possible "marker package" of rocks occurring south of the mine and having an east-west extent of 2 km. This is the QFP sill and possible extrusive equivalents, and the spatially associated altered and mineralized andesitic lavas and fragmental rocks. It is tempting to consider the QFP and associated fragmental rocks exposed near the mine and in the northwest corner of the area to be equivalent.

iv) Interpretation

The geology of the Aldermac area was last interpreted in 1945 by J.W. Ambrose and S.A. Ferguson. Part of their map (Fig. 4) is included so that other possible interpretations may be readily considered. On their map, Ambrose and Ferguson have drawn a broadly arcuate fold axial trace, convex

southward. The structural information at their disposal made this feasible for two reasons:

a) the east end of their syncline appeared to be a horseshoe-shaped closure, and;

b) the trough-shaped andesite exposure west of the mine could represent the core of a very gently plunging fold with rhyolite repeated both north and south on the limbs.

A number of recent observations now make this interpretation essentially untenable. These are briefly:

a) there do not appear to be any north-facing exposures within the andesite "trough" west of the mine;

b) the eastern closure of the proposed syncline has an apparent steep, westward plunge. The structure is not a simple horseshoe-shaped one as Figure 5 clearly shows. The geometry is not consistent with what appears to be a gentle to horizontal plunge for the structure west of the mine;

c) neither field work nor petrographic examination of the rocks reveals the slightest trace of a secondarily imposed fabric; i.e. a cleavage or lineation. The rocks are not penetratively deformed, yet the inferred syncline would need to be isoclinal.

The Aldermac terrain is clearly a complexly faulted one where stratigraphic units interfinger, lateral variations are rapid, and there are no definite marker horizons.

There is most definitely deformation at Aldermac, as witnessed by opposed facing directions but a fold axial trace

cannot be defined. What then is the nature of the structure? Our best clue comes from an examination of the geology of Macanda Hill (see the section on the Archibald Prospect and Fig. 5). Here an arcuate structure previously interpreted as a fold seems to consist of rotated fault slices. The structure is "cut off" to the north by an east-west fault. Field evidence, specifically the fact that a rhyolite tuff dike was emplaced along this fault and that this same structure has in part controlled the emplacement of a rhyolite dome, suggests that the rhyolite dome in this locality was emplaced after the deposition and block faulting of the andesite units surrounding it. This means that the structure is in all probability a primary synvolcanic one. On the basis of the intersection of bedding attitudes the structure plunges steeply west, in marked discordance to its attitude west of the mine.

That the Macanda Hill geology may be related to a much larger volcanic structure is supported by other evidence. For instance, the mine sequence faces south (see $X_4$, Aldermac Mine structural evidence), opposite that established for the "marker package" of rocks only 250 m to the south. Even more convincing evidence than this is the geology of the Chance Showing (Fig. 3). There, the rocks face north and dip in that direction at an angle of 45°. A reversal occurs between there and the mafic volcanic rocks to the north. Field evidence strongly indicates that this reversal must occur in the valley to the north of the Chance. This valley is occupied by a

syenite body, a geometrically complex satellite of the main intrusion. Since this syenite is filling a paleo-fracture system or system of faults, it could be interpreted to be occupying a rift-like structure.

Figures 12 and 13 are cross sections of the Aldermac area drawn to show the structural complexity of the terrain and the relationship of the principal sulphide showings and the Aldermac copper deposit. The cross-sections serve to illustrate the tectonic hypothesis presented in this study.

The passive deformation of a volcano-tectonic structure by block faulting and intrusive activity associated with volcanism better explains the observable structural features and data, than the syncline proposed by J.W. Ambrose et al., (1945).

### II.2.7 Metamorphism

The "unaltered" mafic volcanics exhibit the mineral assemblage albite + actinolite + epidote + chlorite + titanite. Quartz and white mica are ubiquitous. These rocks are, except for obvious phenocrysts, extremely fine-grained and possess no discernible secondary fabric. Volcanic textures are beautifully preserved, with microscopic albite crystals mimicking the original microlitic groundmass textures common to andesites and basalts. It is not uncommon to see an alignment of albite microlites which is considered to be a primary characteristic of the mafic flows. Also, clinopyroxene and andesine, as phenocrysts, have locally been preserved.

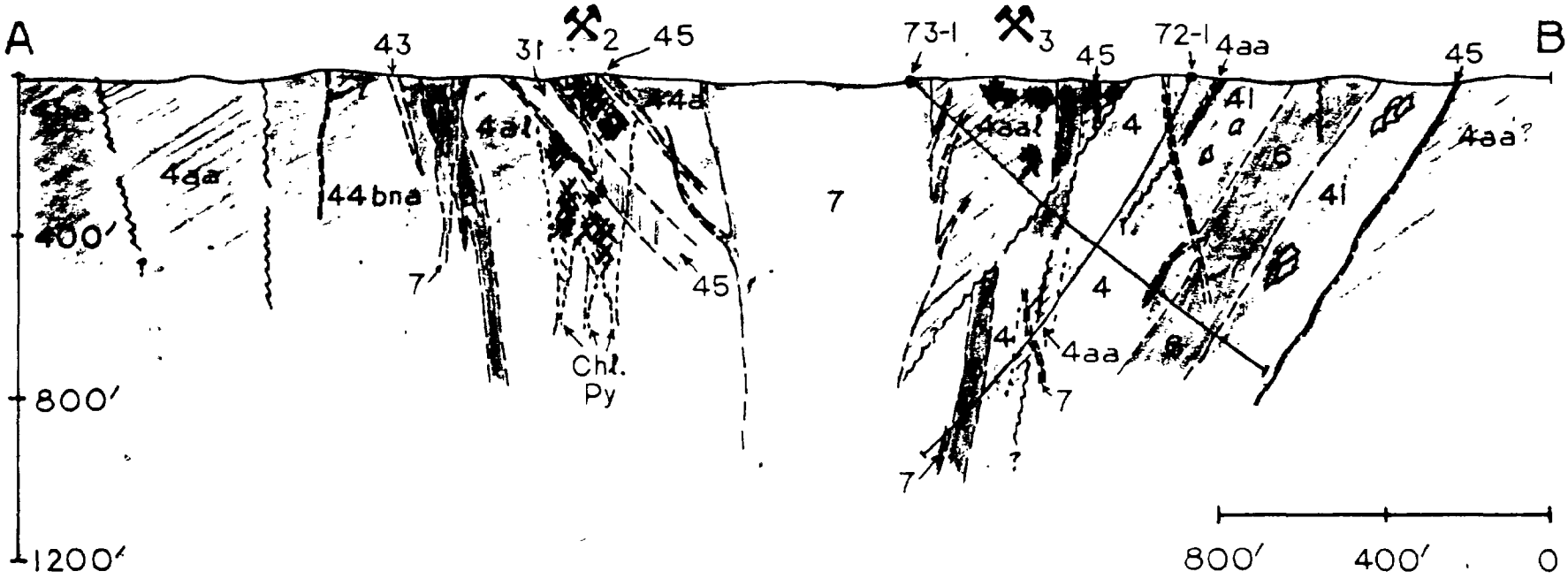



Figure 12 -- Cross-section (A-B, Fig. 3) of the Aldermac area, showing the relationship of the Chance and North Chance showings and the North Contact Tuff to the structure. The cross-hatching represents zones of fracture-controlled sulphides and magnetite in veins, stringers and joints. The cross-section was constructed by the author utilizing the data of Chance ($X_2$) drill holes plotted on Fig. 3.

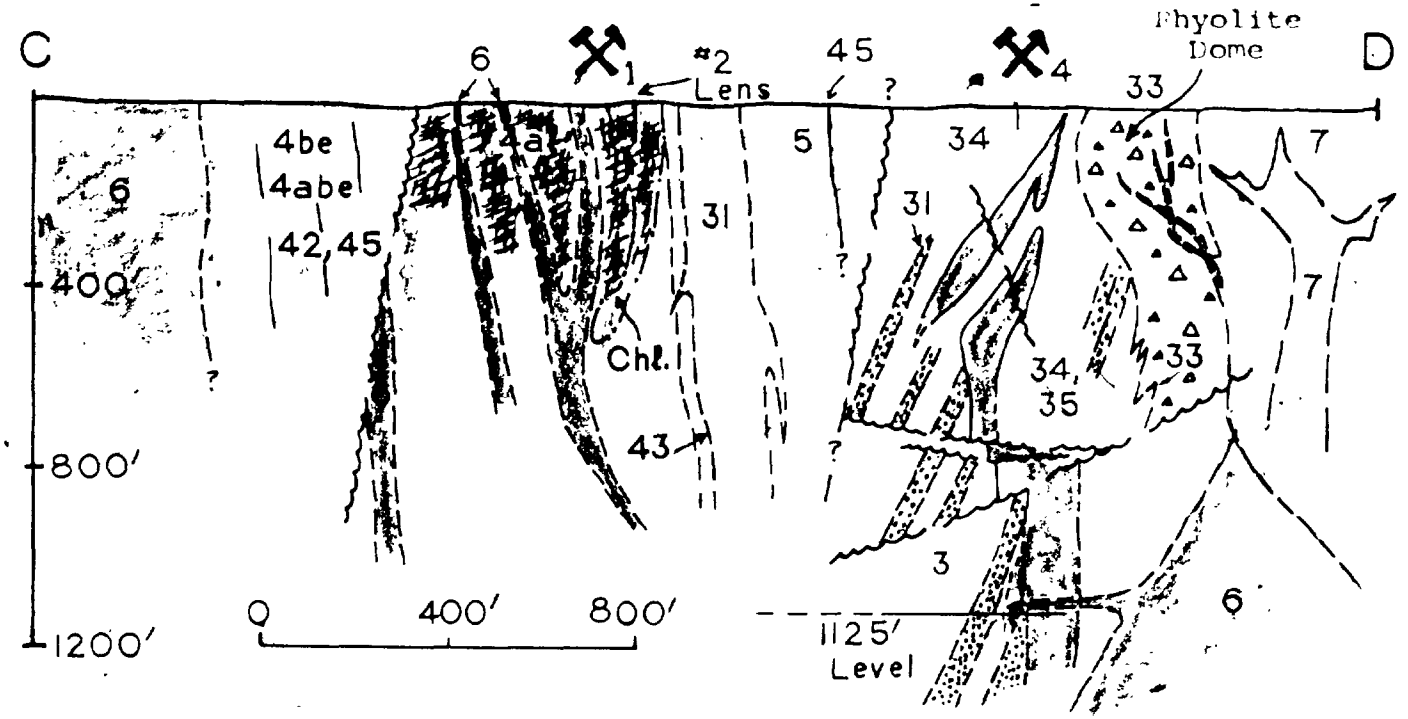



Figure 13 — Cross-section (C-D, Fig. 3) showing the relationship of the MacKay Lake sulphide zone to the Aldermac mine. Aldermac mine vertical section 9200 E (Fig. 21) has been projected westward. Section was drawn by the author utilizing mine exploration data and drill hole sections (West Wasa Mines Ltd.) for the MacKay Lake zone.

No minerals characteristic of very low grade or the sub-greenschist facies, such as prehnite or pumpellyite (Winkler, 1974), were observed. It appears appropriate to describe the rocks as belonging to the chlorite zone of the greenschist facies of regional metamorphism. This is consistent with W.T. Jolly's metamorphic interpretation (1978) of the Blake River Group immediately west of Noranda.

Areas of chlorite and/or sericite alteration within the volcanics are characterized by textural, and to some extent mineralogical, distinctions. Spotted rock at Aldermac is very similar to that observed associated with the Amulet deposits, although not as well developed. Dalmatianite as it is known at Amulet is a texture produced by porphyroblasts of cordierite-anthophyllite ± biotite set in a chlorite + sericite + quartz-rich assemblage. A.de Rosen-Spence (1969) and J.M. Kelly (1975) showed the cordierite-anthophyllite assemblage to postdate volcanogenic sulphide deposits and to have been a product of isochemical contact metamorphism. This metamorphic event occurred during the emplacement of the Dufault granodiorite stock.

At Aldermac, the analogous texture is defined by chlorite and biotite-rich aggregates (see section entitled Altered Volcanic Rocks) set in a chlorite + sericite + quartz alteration of andesite. Again, field evidence and petrographic work show the "spots" (see Plate 29) to postdate alteration in the volcanics. They may have grown in response to the thermal

event related to the intrusion of the syenite complex.

Contact metamorphism was not investigated in this study. Almandine garnet was observed in fractures in mine dump samples and as 1-2 mm euhedral porphyroblasts in silicified rock of the MacKay Lake showing. This mineral was recently recognized in the Millenbach Mine (personal commun., Gibson, 1978) where it is considered to have a contact metamorphic origin.

The rocks of the Aldermac terrain have been affected by regional and contact metamorphic events. Mineral assemblages observed in the volcanics are varied, and are complicated by virtue of the metasomatism which predated metamorphism. Thus, for example, minerals found in altered zones reflect some primary alteration assemblage which has been upgraded by metamorphism. Calcium rich garnet illustrates this well (Chapter II. 2.3 ii), since unlike epidote it has not been reported in modern geothermal systems and therefore may be inferred to be a product of metamorphism.

# CHAPTER III

## Economic Geology

There are a number of altered and mineralized zones within the volcanics. These have both historical and economic significance, and will be discussed in chronological order below. This is how they appear on Fig. 3, the original showing being number 1 ($X_1$) and the most recent discovery number 6 ($X_6$). Figure 14 is a plan showing the current property boundaries in the Aldermac area.

### III.1 $X_1$ = The Original Showing, The MacKay Lake Prospect

#### i) Description

The maximum surface dimensions of this prominent area of sulphide-stained rocks and gossans are 550 m by 160 m. Available drilling data show this mineralization to extend as much as 220 m below surface and to be essentially vertical. Data gained from drill holes W-1 and W-6 (shown on Fig. 3) combined with surface mapping indicate stratigraphy to be vertical to steeply north-dipping; thus the mineralized zone appears to be in the gross sense concordant.

Dip needle surveying and trenching revealed two small, heavily mineralized areas (Fig. 15). The sulphides of these, the Nos. 1 and 2 "lenses" were described thus by Cooke et al. (1931; p. 176):

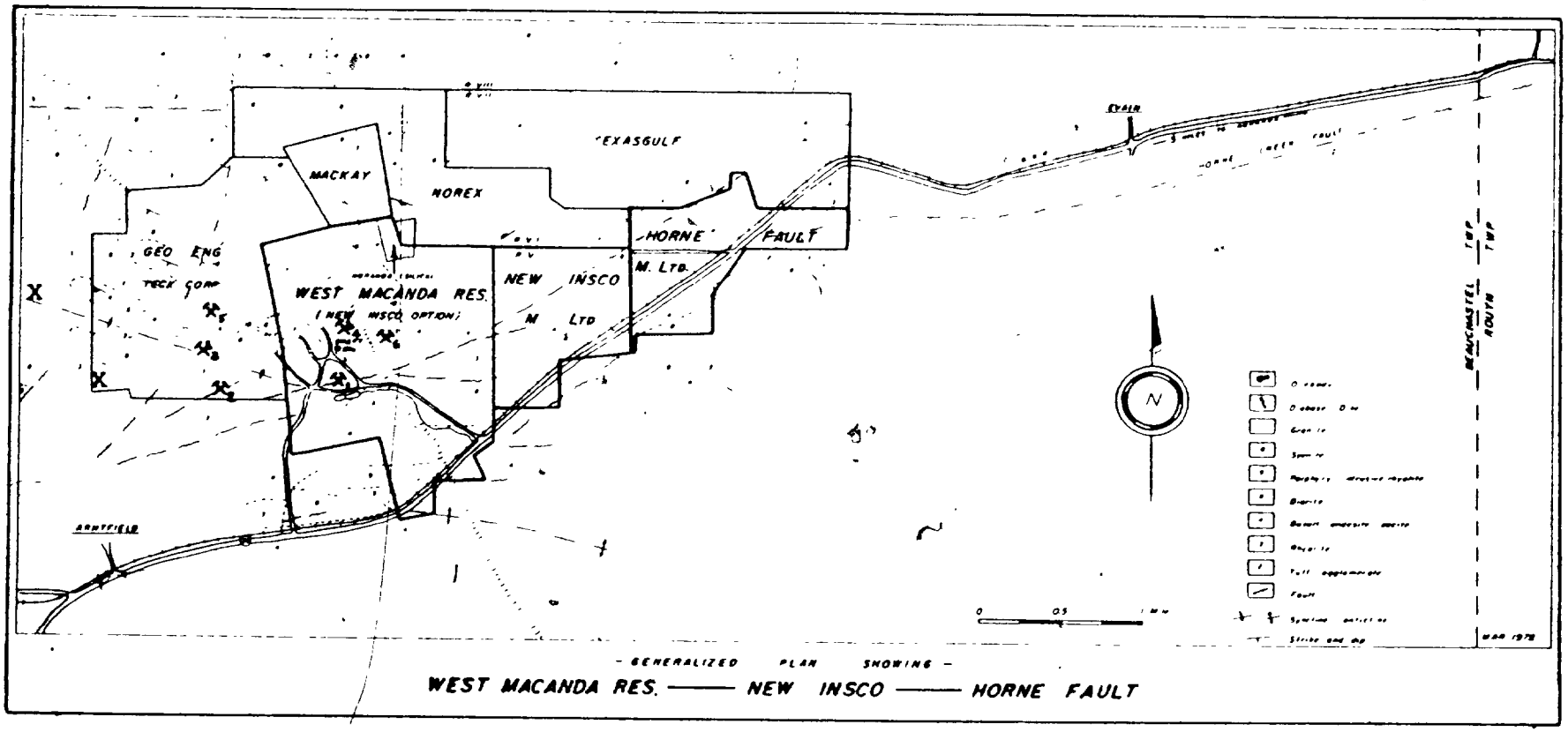



Figure 14: Plan of properties held in the Aldermac area. Drawn for New Insco Mines Ltd., by C. Authier (1978). Geology taken from Q.D.N.R. compilation map (1962). The main sulphide showings discussed in the text are shown by the crossed pick and hammer symbol with subscript numerals. The X's indicate the other sulphide showings briefly discussed in the text.

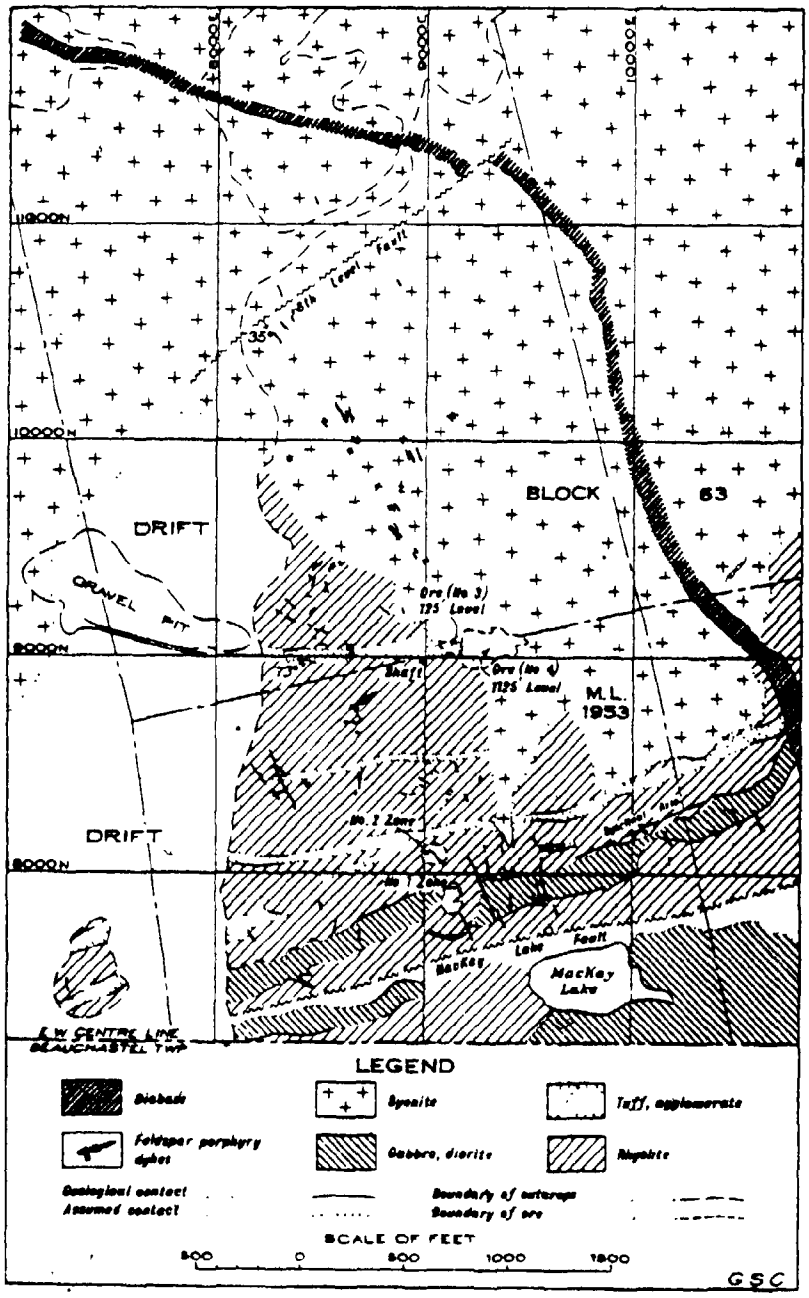



Figure 15 -- Geological map, Aldermac mine (Hawley, 1948). The No. 2 lens is shown within the MacKay Lake Prospect, stippled on Fig. 3.

> "The No. 1 showing in this spotted rock is a small shatterzone lying apparently almost flat, and filled with pyrite and some chalcopyrite. It is only about 25 feet across. About 25 feet to the northeast there is another spot of heavy mineralization. The No. 2 showing is about 200 feet to the north. It is a lens traceable on the surface for about 130 feet, and striking due east. The middle two feet of the lens is almost solid sulphides, and the surrounding rock is heavily impregnated with sulphides, throughout a total width of about 15 feet. There is rather more chalcopyrite in this showing than in No. 1."

The No. 2 showing is now recognized by a trench immediately west of the road, about 250 m almost due south of the Aldermac shaft. The material in and around it is very heavily mineralized and carries by far the best chalcopyrite mineralization to be seen anywhere on surface. Polished sections from here reveal the mineralization to include both sphalerite and magnetite, the content of the latter explaining why the No. 2 was discovered as a result of a dip needle survey.

The rusty nature of the exposure makes it very difficult to recognize primary volcanic features or to determine how the sulphides are distributed. The cutting and polishing of many samples was therefore necessary. Pyrite is by far the principal sulphide. It is only very locally seen to be accompanied by conspicuous chalcopyrite. The sulphides occur in amygdules and fractures as well as a fine dissemination throughout. Specimens exhibit at least two generations of fractures, well illustrated by Plates 31, 32, and 33.

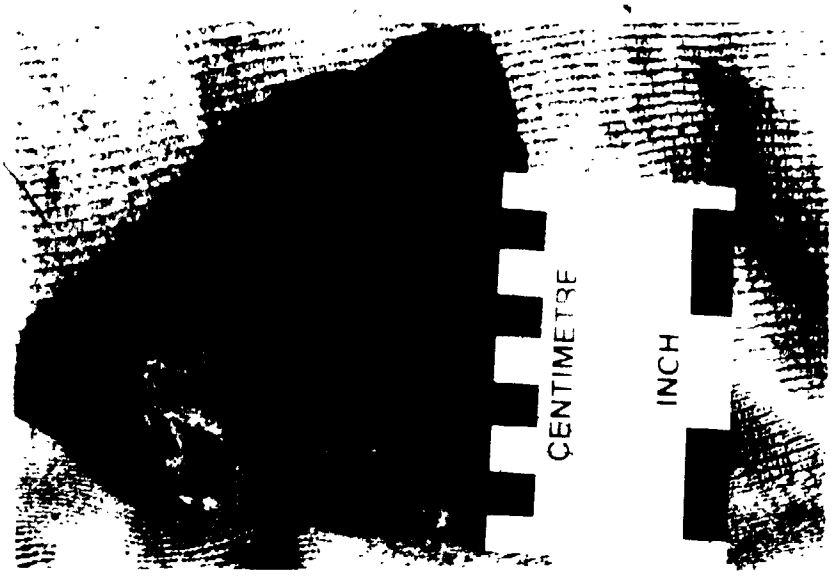



Plate 31 -- Altered and mineralized mafic lava of the MacKay Lake Prospect. Silicification has proceeded along original cooling cracks and sulphides were deposited in these fractures. The dark upper part of the sample is biotite rich. Note the spotted texture. This specimen comes from the extreme western edge of the showing, near the road.

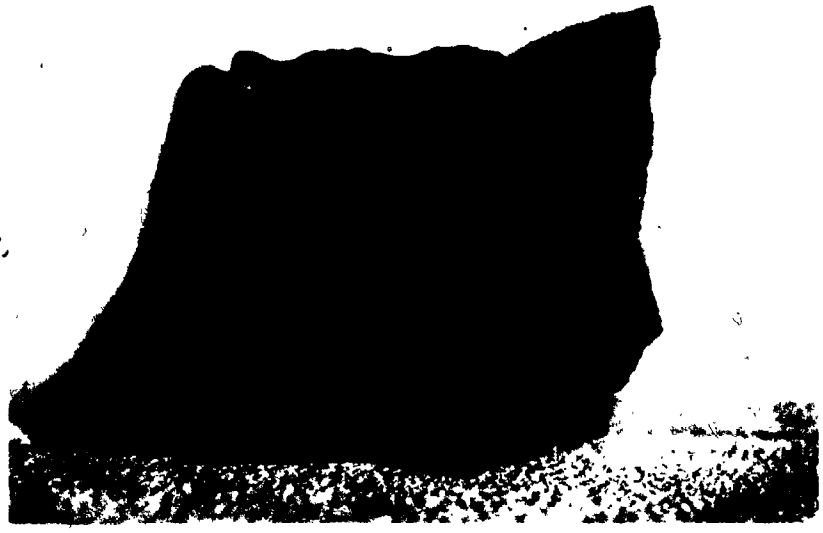


Plate 32 -- Silicified and chloritized mafic flow rock from the original Aldermac No. 2 lens (within the MacKay Lake sulphide showing). Note the broadly arcuate cooling (?) fractures in the lava and another crosscutting generation of fractures. Pyrite and chalcopyrite occur in fractures and amygdules. The polished slab measures 13 cm across the base.



Plate 33 -- Mineralized breccia from the MacKay Lake Prospect. This is mafic volcanic rock, silicified, chloritized and sericitized as a result of hydrothermal alteration. Sulphides, chlorite and sericite are prevalent in the interstices between grey, siliceous fragments. This rock is very similar to that of the Archibald Prospect subsurface, mineralized zone. This sample was collected about 60 m west of the original No. 2 lens.

The arcuate fractures exhibited in Plate 32 are suggestive of concentric cooling cracks (called "laminations" by de Rosen Spence, 1976) in pillowed lavas which are well displayed elsewhere, outside the MacKay Lake mineralized zone. Some exposures record the highly fractured and brecciated nature of the host volcanics. There can be no doubt the mineralized zone is within mafic lavas and associated breccias.

A number of polished thin sections were examined. These invariably contain trace amounts of very fine-grained chalcopyrite and sphalerite. Rock chips from this showing analysed by New Insco Mines Limited are anomalous in Cu and Zn. The values obtained range from 82 to 2,220 p.p.m. and from 75 to 13,025 p.p.m. respectively.

The mafic volcanics have been pervasively altered throughout the mineralized zone. Most commonly the rock has a light grey, bleached appearance on fresh surfaces. Here quartz forms the bulk of the rock and the adjective "silicified" best describes this type of alteration, but the minerals chlorite, sericite, biotite, epidote, and garnet are locally prevalent. Patches of chloritized and/or sericitized volcanics give the rock either a dark green or light, creamy-yellow colour. Some areas are rich in biotite and thus black on fresh surfaces. Garnet and epidote are conspicuous in still other areas, as vesicle and fracture fillings in massive, texturally and structurally well-preserved mafic lava.

It was not possible to resolve geometrically the different alteration assemblages into, for example silicified, sericite, chlorite, or biotite zones, as has been done for some of the deposits in the central Noranda camp. There, alteration pipes characteristically have chlorite-rich cores which grade out into sericite-rich altered volcanics (see both Lickus, 1965 and Riverin, 1977). The alteration assemblages are quite varied and appear to be irregularly distributed within the MacKay Lake zone.

ii) Interpretation:

The No. 2 lens is on strike with tuffaceous material both to the east and west. The lens appears to be the lateral equivalent to mafic tuff and tuff breccia, well exposed approximately 180 m to the west. The mineralization is thus interpreted to represent a local small seafloor accumulation of sulphides deposited near the top of pervasively brecciated and mineralized andesite.

To the west, outside the MacKay Lake mineralized zone, the character of the volcanics is best evidenced. An excellent exposure, termed the Sakrison Vent, is depicted in Figure 6. The rocks here represent a discordant fracture system in the volcanics which fed magma to the surface and was also the locus of intense hydrothermal activity.

The andesite (see chemical analysis A-60, Table 2) is only locally massive; most of the exposure is best described

as pillow breccia and tuff breccia. As shown in Figure 6, the succession appears to fine northward, from massive and weakly pillowed lava at the base through pillow breccia and tuff breccia to massive tuff at the top. The whole is covered by a massive, silicified mafic flow. This succession is reminiscent of pillow breccias described by D. Carlisle (1963).

The succession described above truncates a discordant zone of intense silicification (refer to chemical analysis A-65, Table 4 and Fig. 3). Tuff occurring at the same stratigraphic position as the top of this discordant zone contains silicified andesite blocks. Field relations indicate that this silicified zone is cut by a spotted, chloritized mafic dike. The overlying tuff breccia also is very chloritic.

The stratigraphic relationships shown in Figure 6 are complex, and indicative of a paleovent. Plate 34 provides sound evidence that extrusive and hydrothermal activity overlapped, adding a further element of complexity. Only minor sulphides occur at the top of the silicified zone but the laterally equivalent rocks of the MacKay Lake Prospect are heavily mineralized. The subsurface orientation and character of these mineralized and altered zones is not known, and this can only be appreciated by exploratory drilling. Seafloor accumulations of sulphides occur at the surface in the MacKay Lake zone and may exit elsewhere at depth. For example, at the bottom of drill hole W-6, a QFP unit hosts a high

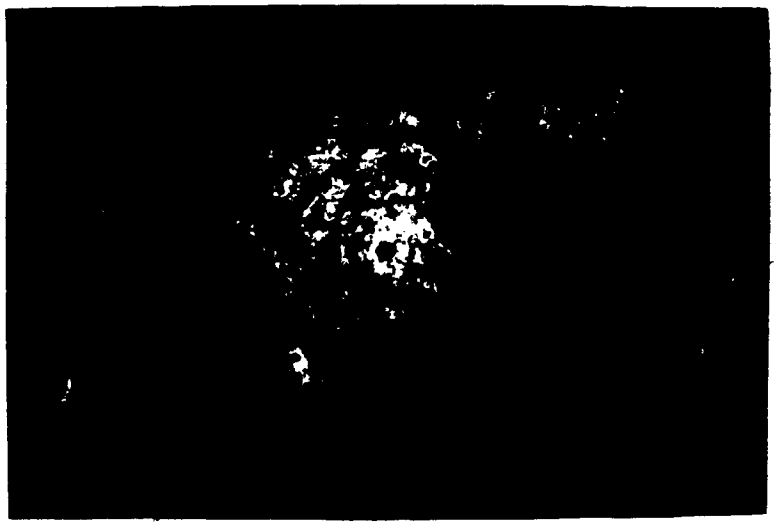


Plate 34 — Silicified fragments in pillow breccia at the Sakrison Vent (see Fig. 6). The silicification predated the extrusion of the mafic lava encompassing these altered fragments. This pillow breccia originated from a spatially associated feeder dike, substantiating that magma extrusion and hydrothermal activity overlapped. Lens cap is 5 cm across.

proportion of mineralized andesite and silicified andesite fragments. The QFP may be extrusive at this elevation, 410 m vertically below surface.

## III.2 $X_2$ The Chance

This showing is named after the syndicate which originally held a group of claims containing what is now recognized as the Chance property. In 1923, when the first serious prospecting, stripping, and trenching was being done, the Chance was only one of some 15 veins or individual prospects being examined. Most of these, it appears, were silicified zones in the volcanics, but MacKay (1923, Chance Syndicate company files) also reported persistent low gold values and molybdenite at contacts between syenite and the volcanics.

The Chance is the most important of these mineralized zones, and was subjected to the most exploratory work. It lies approximately 1,100 m west-south-west of the Aldermac shaft, adjacent to the township centre line (Fig. 3).

The mineralization lies wholly within volcanic rock. The showing was remapped by the author during August, 1978, after a grid had been established with 32 m (100 ft) line spacings and stations at 16 m intervals along the lines. The resulting map is presented as Fig. 16.

### 1) Geology of the Chance Deposit

The geology of the showing is varied and presents a challenge to interpretation, particularly in the area of the heaviest mineralization. H.C. Cooke et al., (1931, p. 222) des-

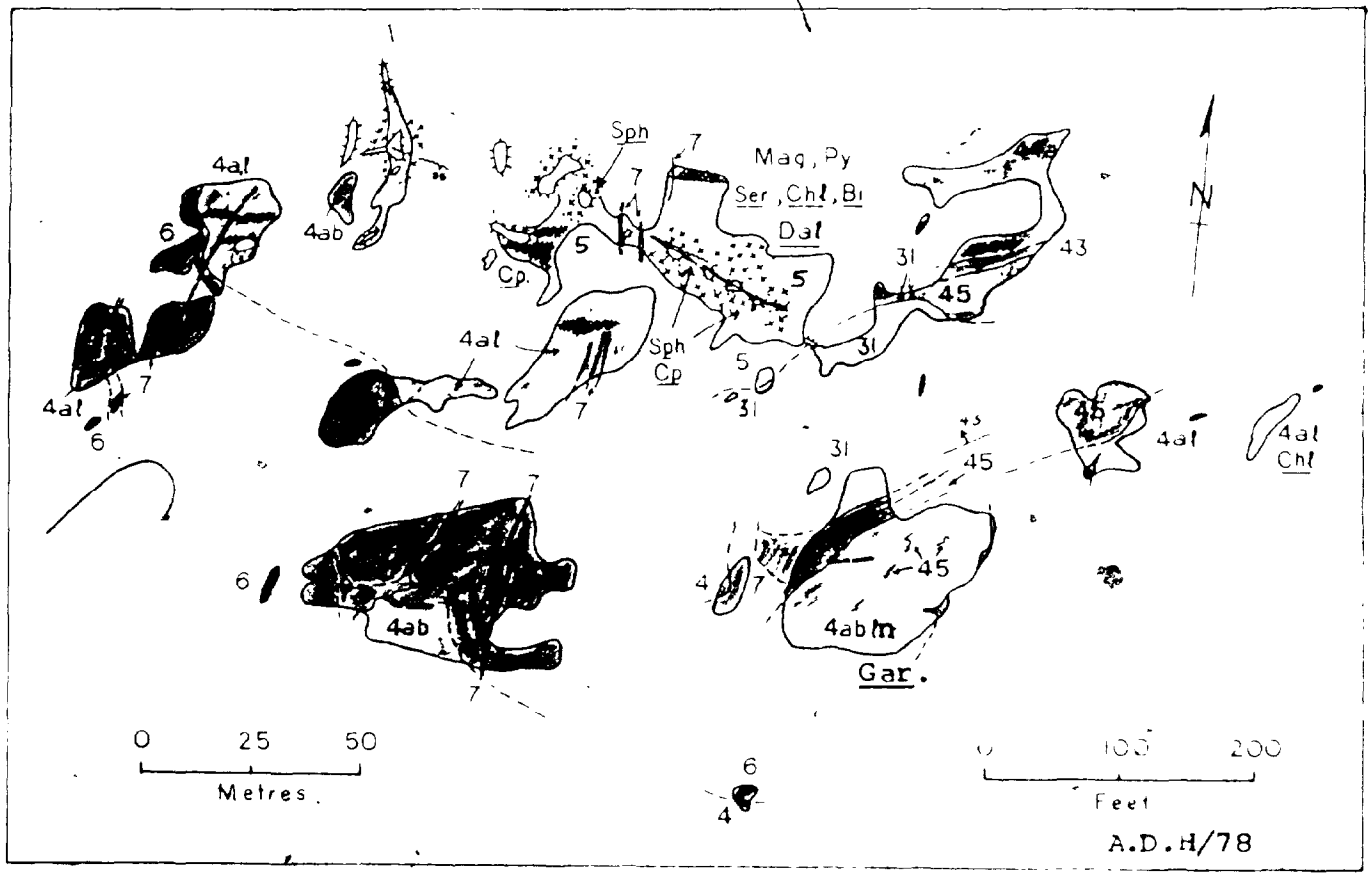



Figure 16 -- Geology of the Chance prospect. This map area is outlined on Fig. 3. The legend of Fig. 3 applies to this figure. Cross-hatching represents areas where joints are filled with sulphides, magnetite, and quartz. The old exploration pits and surrounding excavated rock are shown in the upper central portion of the map.

cribed the host country rocks to be light-coloured, hard, rhyolite lavas interstratified with beds of breccia. They go on to say (p. 222): "two of the flows cut by the vein-like band of ore are respectively 60 and 80 feet thick; the three beds of breccia with which these flows are interbanded are 15, 32, and 18 feet thick. The beds strike north 62 degrees east and dip steeply north." The "vein" of ore, as it is referred to in the old reports, "is composed almost wholly of pyrite, with some magnetite toward the edges." It was reported to strike about 105° and therefore cuts bedding at an angle of 45°. The thickness of semi-massive sulphides is said to have varied from 1 to 2 m (3-6 ft) in massive rhyolite to up to 10 m (30 ft) in the breccia bands.

It is useful to present this earlier description of the Chance, as it is not now possible to examine in detail the water-filled pits. Also, material excavated from these pits covers a good deal of the heavily mineralized zone, and the rocks are sulphide-stained away from the pits (4a,1, Fig. 16).

The most recent field work, presented here, shows the Chance showing to have approximate dimensions of 250 m by 100 m. Within this area, pyrite fills minute and megascopic fractures and well developed joints, and is locally heavily disseminated in light grey to cream-coloured siliceous vol-

canics (see chemical analyses A-32, A-101, Table 4). Much of this rock is silicified andesite intercalated with well bedded mafic tuff (Plate 35) and tuff breccia, one horizon of which contains silicified fragments. A stratiform body of QFP is exposed immediately southeast of the pits. It is massive, homogenous, and identical to the QFP sill south of the Aldermac mine. However, a tuff at its north contact contains blocks of QFP, suggesting that the body was extrusive. If so, a perplexing fact is that the QFP appears to be unaltered, while the surrounding country rocks are intensely metasomatized. There may have been two generations of QFP and in this case the sill-like body could postdate mineralization.

The attitude of the stratigraphy appears to be well established. On surface, the tuffaceous horizons dip from 40° to 60° north and face north (Fig. 16). Their attitude and upright disposition are substantiated by Cominco drill hole 73-4, the core of which displayed grain gradation in tuffaceous rocks (Wallis, 1973). Thus, the Chance mineralization is strikingly discordant to its host volcanics.

The Chance mineralized zone is cut by gabbro (metadiabase) and by post-gabbro syenite dikes.

ii) Alteration and Mineralization

Silicified rock envelops the area of heaviest mineralization which itself is characterized by intense sericitiza-

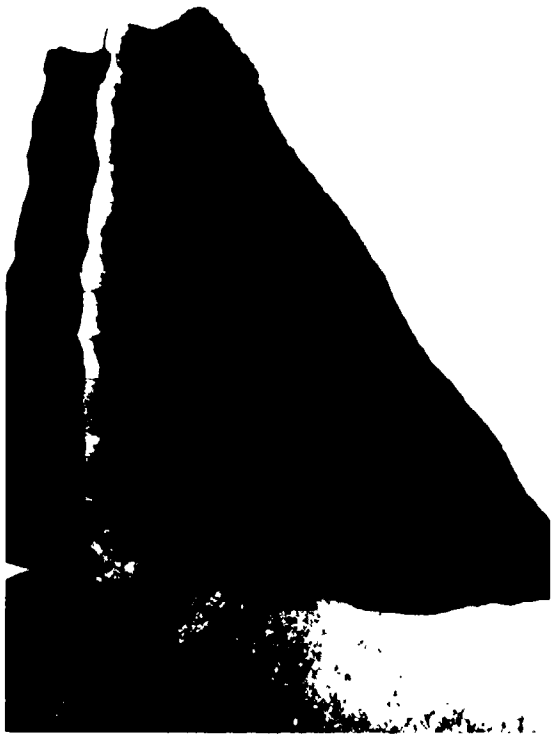


Plate 35 -- Bedded mafic tuff of the Chance showing. Note that some layers appear to be more siliceous and have a thinly laminated appearance (near the top of the polished slab) Height of the specimen is 15 cm.

tion. Polished thin sections reveal chlorite and biotite to be locally significant, in some instances defining spots. Chlorite also fills veinlets in some specimens examined.

The mineralization is spectacular, with massive pyrite and magnetite blocks conspicuous on waste piles around the pits. The massive sulphide is fine-grained, from 0.2 to about 1 mm, and distinctly granular with fine, saccharoidal silica as the principal gangue. Some of the mineralization has a vuggy appearance due to weathering and contains clusters of pyrite cubes over 1 cm across. These large sulphide crystals are cemented together by very fine-grained silica.

Chalcopyrite was seen in only a few rock samples although it was in the past reported to be significant (Chance Syndicate company files). Sphalerite was noted, primarily in magnetite-rich specimens, occurring as veinlets, discontinuous bands, or disseminations. An assay done on a barren-looking massive magnetite specimen returned 4,400 p.p.m. zinc. Grab samples from pits in the area of the best mineralization have assayed as high as 1.7% zinc and 1.6% copper (Wallis, 1973). Many pyritic, barren-looking samples contain extremely fine-grained (microscopic), disseminated sphalerite.

The sulphide-oxide zone has been described as having the gross form of a vein. This generalization may apply to the zone delineated by a line of trenches which appear to have explored the most massive mineralization. The trenches

are on a linear feature which parallels the foliated sericitic host rocks. However, much of the mineralization occupies intensely fractured, bleached, chalky weathering rock. The resulting geometry is suggestive of polygonal joints filled with pyrite, magnetite, quartz, and chlorite. Plate 36 exhibits a very good example of this structure; the exposure occurs immediately north of the large, centrally located pits. About 30 m to the west-southwest, a pit exposure shows almost massive pyrite outlining very siliceous, cherty polygonal blocks (sample A-101, Table 4), and smaller fragments.

The diamond drilling done in the past gives a good impression of the vertical extent and nature of the Chance mineralized zone. These holes are plotted on Fig. 3. Holes C-1, C-2, and C-7 pass through the sulphide zone. Hole C-1 is in mineralization for a core length of 104 m (343 ft), described by Smith (1927, Chance Syndicate company files) as "a heavily mineralized zone of disseminated pyrite which in places showed narrow bands of massive pyrite from ½" to 2" wide". It also showed scattered specks of chalcopyrite, sphalerite, and magnetite. This hole gave the best results, but in that none of the holes intersected massive sulphides of any appreciable width, it appears as though the best copper and zinc mineralization occurs on surface. This is supported by hole D-1 (Fig. 3), which undercut the zone 180 m (600 ft) vertically below surface. Thus, the Chance appears to be a vertical zone of heavily disseminated and fracture-controlled pyrite, magne-

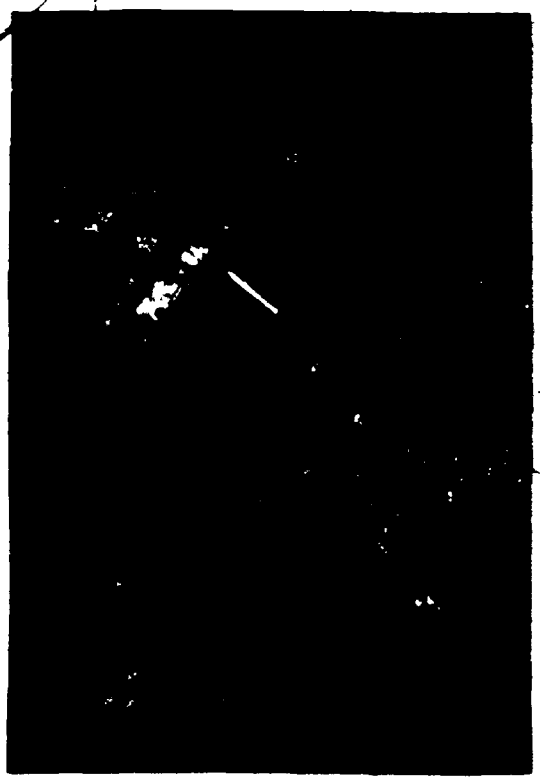


Plate 36 -- Polygonal fractures in siliceous volcanic rock of the Chance showing are occupied by magnetite, pyrite, chlorite and quartz.

ite, quartz, chlorite, and sericite. Where the mineralization decreases outside this zone, the rock is intensely fractured and has been described as coarsely brecciated.

iii) Interpretation

The Chance Prospect has a complex geological setting. Reference to Fig. 3 shows the host rocks to have an intricate faulting history as recorded by gabbro and syenite dikes. In addition, they are intensely altered. Both east of the Chance and just south of the MacKay Lake fault, the rocks have been pervasively silicified. Sericite and chlorite are well developed only in the immediate area of the showing (Fig. 16).

A gabbro (metadiabase) dike which postdates the Chance mineralization bounds it to the south. This dike fills a synvolcanic structure, the MacKay Lake fault, and itself may represent a feeder to stratigraphically higher, now eroded, flows. It attests to the block faulted nature of the volcanics, and provides indirect evidence that the Chance mineralized fracture system is synvolcanic.

The available data show the Chance to be roughly equivalent to thick and, locally, heavily mineralized pyrite-magnetite-rich, tuffaceous units encountered at depth in D.D.H. 73-4. The sulphides and magnetite occur in a markedly discordant fracture system and are associated with intense sericitization and local chloritization. The most plausible ex-

planation is that the Chance is the erosional remnant of an hydrothermal system that produced stratiform, massive sulphide-oxide deposits. That is, it represents the lower, epigenetic stringer alteration pipe portion, which channelled solutions up to the syngenetic, seafloor accumulations. The massive pyrite and magnetite mineralization is indicative of a seafloor volcanic orifice.

### III.3 $X_3$ The North Chance

What is referred to here as the North Chance sulphide showing occurs 370 m north-northwest of the Chance Prospect. The showing is bounded to the south and west by syenite and to the north by an interpreted fault (see cross-section, Fig. 12).

The gossaned and stained siliceous volcanics here have been known for as long as those of the Chance Prospect. Pyrite occurs disseminated and in fractures in silicified zones in what have been described as "veins" or "shears". In one old pit, trace amounts of chalcopyrite were found along with very local massive pyrite and pyrrhotite mineralization.

In 1926, this area of mineralization was tested by a single drill hole, C-3 (Fig. 3). This hole was designed to test the downward extension of the best surface mineralization, which is now marked by a row of small pits. The core from this hole was mineralized from 160 m to 190 m (500 ft to 593 ft), a vertical depth of approximately 90 m (300 ft), and re-

portedly carried "heavy" pyrite over the last 4 m (13ft) of this section (Chance Syndicate company files). Accompanying the pyrite were a few specks of chalcopyrite, sphalerite, pyrrhotite, magnetite, and graphite. The mineralization appears to have been both disseminated and in fracture fillings. The drill hole data were plotted and the best mineralization lies vertically below the surface mineralized zone marked by the pits.

There are no records of any work having been done on the North Chance Showing between 1927 and 1972. In the latter year, Cominco had an option agreement on the Chance Property which is now known as the Geophysical Engineering Property. Cominco conducted ground geophysical, geochemical, and geological surveys and drilled one hole (72-1) that year (Wallis, 1973). Further mapping and geochemical work were carried out in 1973. Litho-geochemical analyses for Cu, Zn, and Hg were done on "bimodal" breccia matrix (see Plate 2) and tuff samples. The geochemical work outlined an area of zinc enrichment, defined by those samples with $\geq$ 200 p.p.m. Zn. It has an east-west strike and extends from near the tuff tested by D.D.H. 72-1 in an easterly direction for about 250 m. Diamond drill holes 73-1, -2, and -3 (Fig. 3) were placed to test this geochemical anomaly, and the sulphide-bearing tuff (North Contact Tuff) to the north. A total of 80 samples from the core were analysed for Cu and Zn. They support the 1972 surface results, indicating that the altered volcanics

are anomalous in Zn. Equally important was the structural-stratigraphic information gained by the drilling (see Fig. 12).

The most recent mapping, done on this showing by the writer in 1976 and 1978 shows that:

a) most of the siliceous rocks are silicified mafic volcanic rocks; garnet, calcite and epidote are locally conspicuous;

b) the rocks are pervasively fractured and intruded by a multitude of diorite and syenite dikes;

c) silicified volcanics are in fault contact with unaltered andesite, as the Cominco drilling indicated.

The rocks hosting the North Chance mineralization belong to a fault block which is delineated by faults and by the syenite body bounding it to the south and west. Its structual discordance is evident in the structural cross-section (Fig. 12).

## III.4 $X_4$ The Aldermac Mine

The Aldermac Copper deposit was a discovery credited to geophysics, the first in the history of the Noranda mining camp (Boldy, 1977). It underlay low, swampy ground as shown in the Frontispiece. Its discovery is historically interesting in that the property was originally staked, during the early winter months of 1923, because of its location adjacent to a syenite intrusion (see Fig. 15).

1) Geology of the Deposit

J.E. Hawley (1948) described the orebodies as being contained in a series of Keewatin tuffs and agglomerates that are interbedded with rhyolite flows. Figures 17, 18, 19, 20, and 21 are taken from Hawley's report and from Noranda Explorations Limited company files. Figure 21 is particularly instructive for stratigraphic and structural information.

An attempt to map in detail the exposures near the mine met with only limited success. A very large exposure forms a hill 125 m west of, and on strike with, the deposits (see Frontispiece). Unfortunately, because of wind-blown pyrite concentrates, much of the outcrop is stained, which, combined with moderate to intense silicification and chloritization, makes it almost impossible to decipher the geology.

As shown on Fig. 3, a salient geological feature is a QFP body, well represented in D.D.H. W-4 (Fig. 3) where it is seen to be largely fragmental in nature. Rhyolite flows, tuffs and breccias, and andesite and its silicified equivalent occur immediately west of the QFP body. This tuff is undoubtedly the lateral equivalent of the fragmental rocks to the east which hosted the orebodies. It is rich in quartz eyes and siliceous rock fragments. Pyrite is the only conspicuous sulphide in hand specimens, but polished sections reveal in addition very fine-grained disseminated pyrrhotite, sphalerite, and chalcopyrite. In addition, very thin films of chalcopyrite were noted on some fracture surfaces.

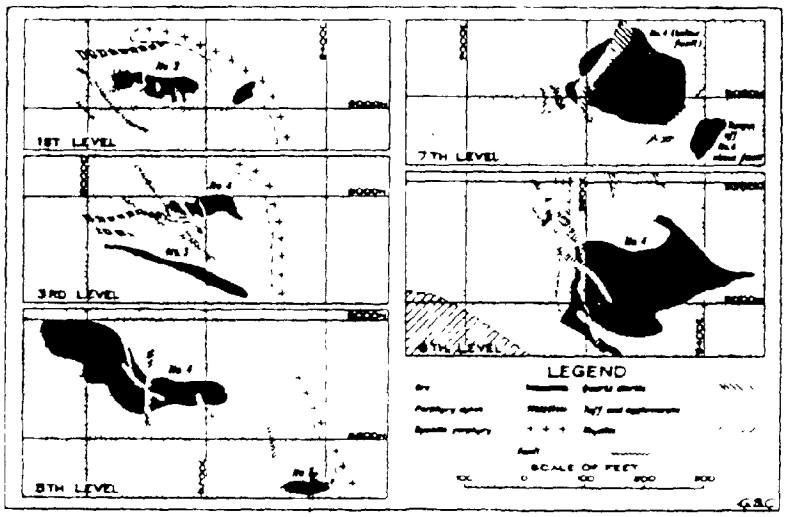



Figure 17 -- Plans of levels, Aldermac Mine (Hawley, 1948).

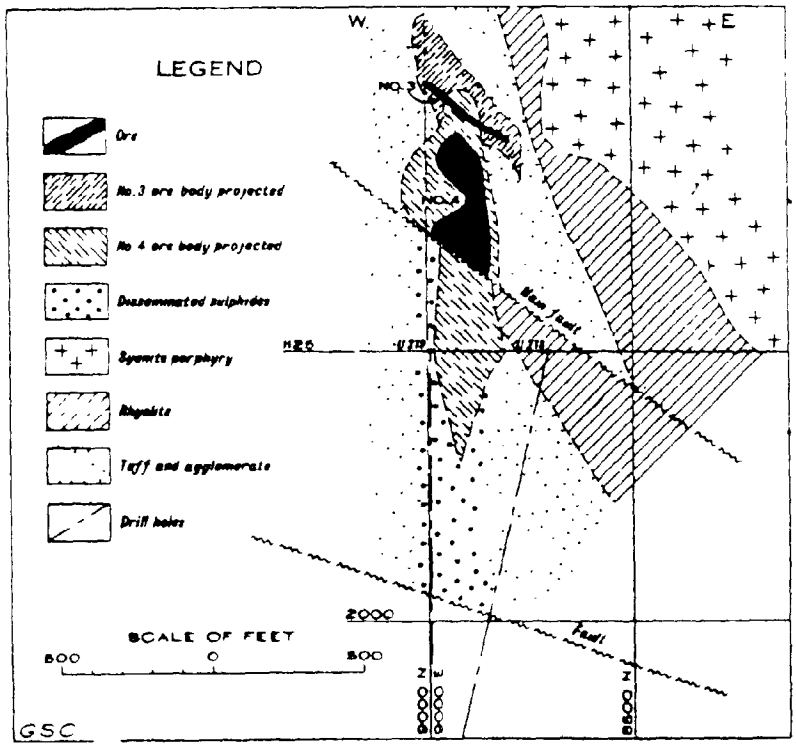



Figure 18 -- Vertical section, S42° E, Aldermac mine (Hawley, 1948).

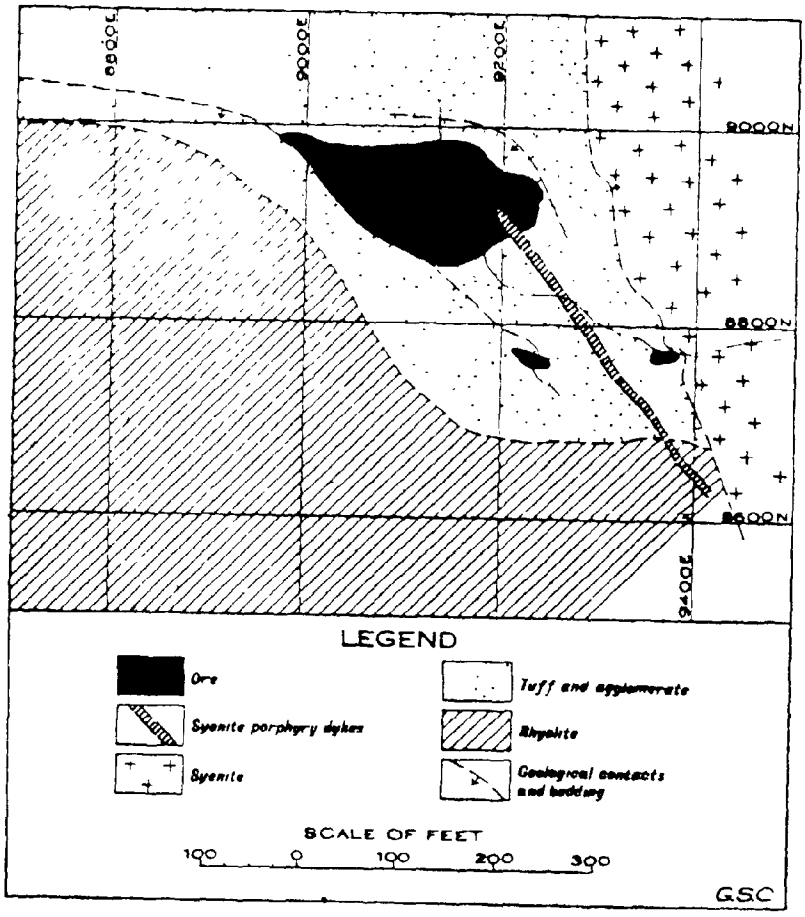



Figure 19 — Plan of No. 4 level, showing relations of ore to interpreted folding, Aldermac mine (Hawley, 1948).

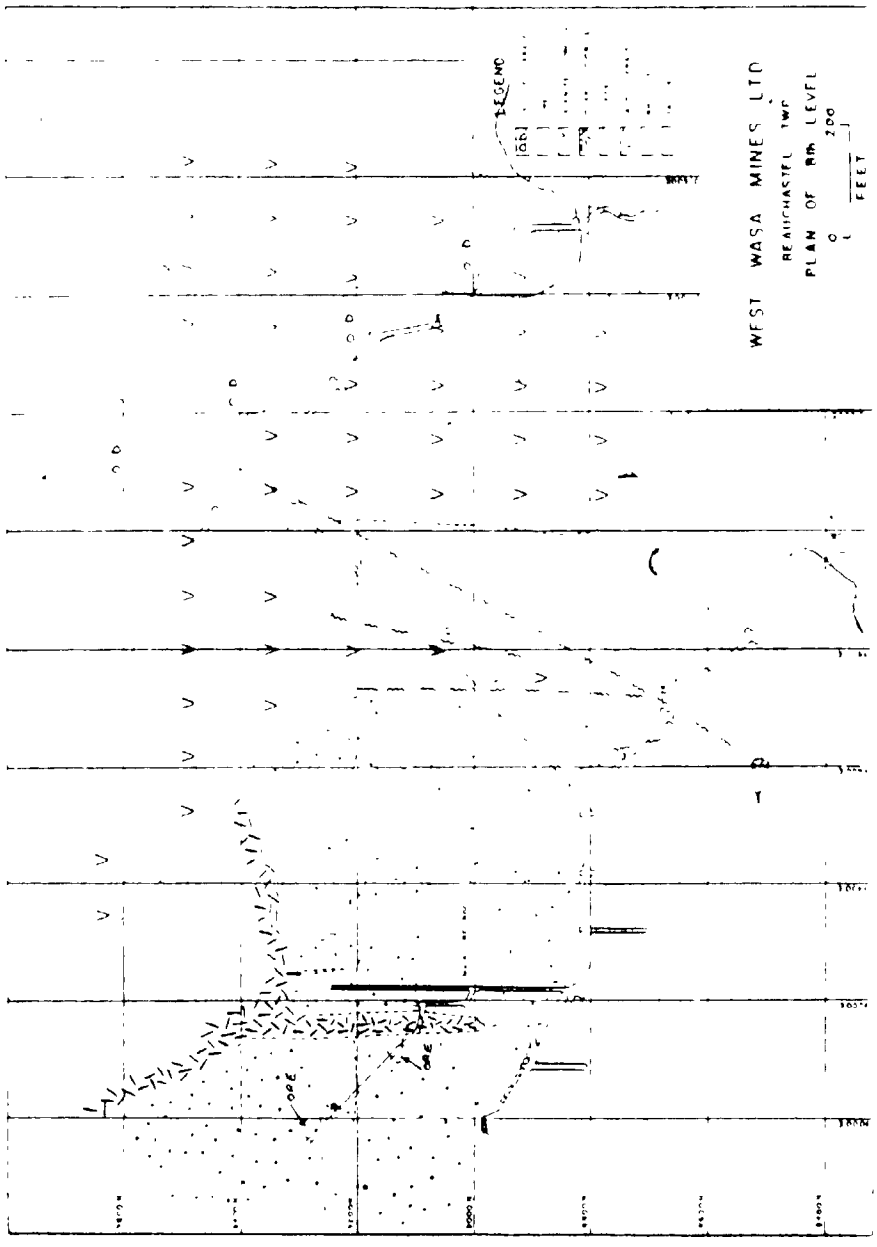



Figure 20 -- Plan of the 8th level, Aldermac mine (provided by Noranda Explorations Ltd.)

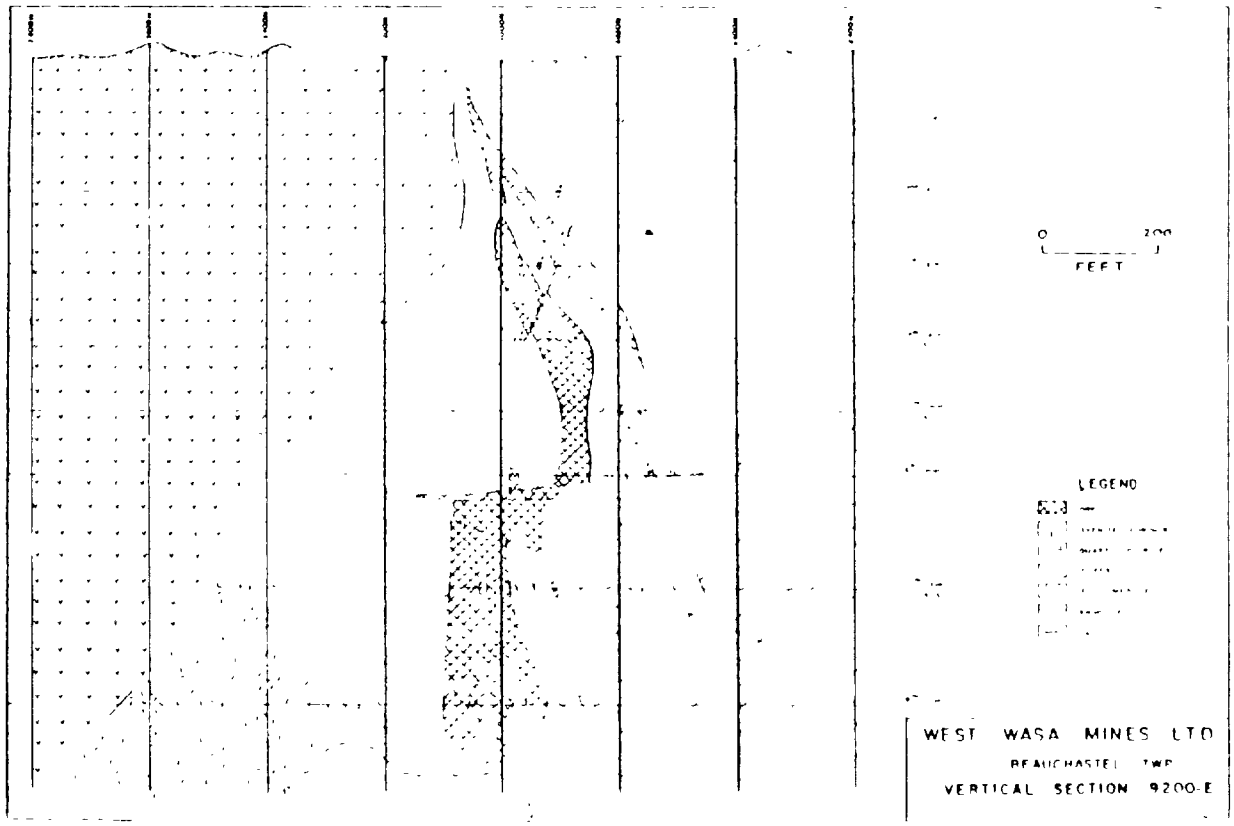



Figure 21 -- Vertical section, 9200 E through the Aldermac mine. Fig. 20 shows the location of this section. View east. Section provided by Norande Explorations Ltd.

Mining operations at Aldermac ceased in October, 1943, thus an attempt at describing the host rocks depends heavily upon written reports, and a thorough examination of the waste dumps. Salient on the dumps are:

a) massive, structureless, black siliceous lava carrying variable amounts of veinlet epidote and conspicuous light-coloured garnet. This was referred to as massive rhyolite flows by past geologists;

b) very siliceous, quartz-feldspar porphyritic, cream-to dark-grey-coloured fragmentals; tuff breccia and breccia. Some siliceous fragments are aphyric. This rock is probably what is referred to as agglomerate in the old reports;

c) crudely bedded to finely laminated sulphide and magnetite bearing lapilli tuff, tuff, and cherty tuff (exhalite). Plate 37 shows an example of slump folded, brecciated and banded magnetite and quartz-rich material which resembles chert (80-90% silica). Most tuffaceous samples carry a significant proportion of quartz and feldspar crystals and crystal fragments, siliceous rock fragments and a variable proportion of chlorite, sericite, and very minor amounts of biotite.

Mine plans and sections show tuff to be the predominant host to the ore.

The "mine stratigraphy" is intruded by myriad dikes and sills of many generations, including diorite, felsite, feldspar

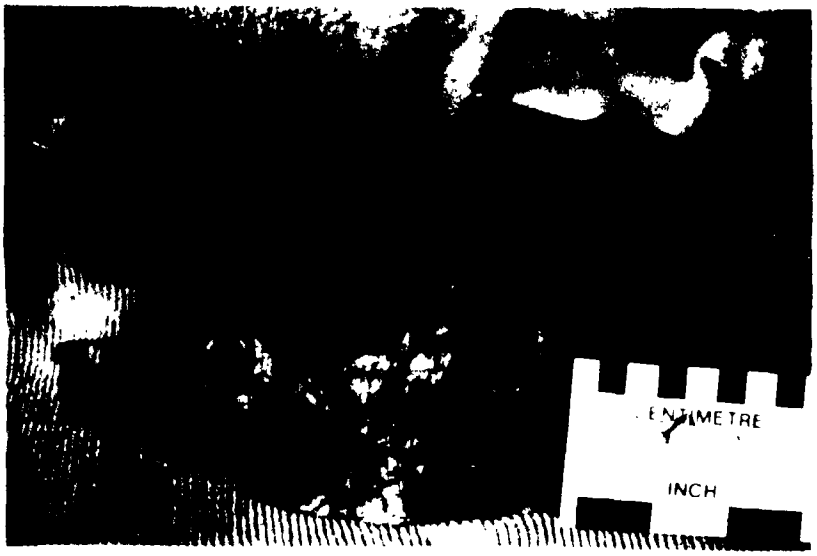



Plate 37 -- Two examples of tuff from the Aldermac mine. Top specimen has some sphalerite-rich layers (S), conspicuous quartz crystals and quartz-porphyritic rock fragments. Bottom specimen is slump folded, extremely siliceous (cherty) laminated tuff (exhalite). The dark grey layers are magnetite-rich.

porphyry, lamprophyre, and diabase. Mine plans show these to have predominantly north and northwest trends.

The structure of the deposit is shown in Figures 17 to 21 inclusive. As depicted in these plans and sections, the orebodies strike roughly east, dip 60° south in the upper part of the mine, and are vertical in the lower part of the mine. For the purposes of mining, the deposit as a whole was treated as a vertical, chimney-like structure. The sulphide masses were hosted by siliceous tuffs, breccias, and massive flows which dip uniformly south at approximately 70°. Thrust faulting caused displacement of the ore such that it appears to plunge steeply east (see Hawley, 1948; p. 727).

Nowhere in the literature is there any mention of top determinations within the mine succession, although the Aldermac deposit is stated to occur on the north limb of the syncline (Hawley, 1948). It is clear from the discussion of the structure of the area (Chapter II) that the existence of a simple synclinal structure is improbable.

An examination of the geology (Fig. 3) from MacKay Lake northward to the deposit and the syenite intrusion leads one to at first suspect that the succession is homoclinal. However, a structural cross-section (Fig. 13) shows a marked discordance approximately 100 m south of the shaft. This section was drawn up where there is information from diamond drilling. The rocks south of the mine are vertical or dip steeply north and face north, while the mine stratigraphy

dips 70° S and appears to face south. With regard to the mine area, original tops can only be inferred, but several different lines of evidence are consistent. These are:

a) as first pointed out by J.A. Dresser and T.C. Dennis (1949), the sulphide lenses in part truncate tuff and agglomerate layers (see Fig. 21, mine section 9200E). This discordance results from the cross-sectional arcuate form of, for example, No. 4 orebody, which suggests that the sulphides have locally assumed topographically positive, dome-like geometry. This feature is also seen in some of the deposits in central Noranda, where orebodies such as the Millenbach, Lower "A", and Vauze, to name a few, have an intimate relation to submarine rhyolite lava domes;

b) there is a quartz-feldspar porphyritic, fragmental rhyolite exposed immediately northwest of the shaft. It is thick and perhaps quite extensive since the bottom portion of D.D.H. W-4 records about 200 m of similar rhyolite. Rhyolite tuff, in part hosting the ore, carries abundant quartz and feldspar phenocrysts and these may have derived from the QFP body. This body appears to be intimately related to the sulphide masses;

c) E.L. Bruce (1933) logged and studied drill hole intersections through the Nos. 3 and 4 orebodies. His observations indicate that the stringer-type mineralization occurred on the north margin of the sulphide lenses (personal commun., J.A. Ayer, 1978).

Although the ore carried appreciable amounts of sphaler-

ite, there is no mention of its distribution within the ore. Thus, there is no information regarding metal zoning which might lead to further inference regarding the stratigraphic facing direction.

The above points are mutually supportive, indicating that host rocks and ore young to the south. A fault is drawn in Fig. 13 to explain the break in structural continuity. This fault, if it exists, must be masked at surface somehow, as it is not apparent from surface mapping. It may now be represented by the intensely silicified rock cropping out, about 80 m north of the collar of D.D.H. W-4, and/or in part be occupied by later intrusive material of felsic composition. The exact nature of the discontinuity is subject to speculation, but in a block-faulted terrain such as is postulated in the Aldermac area, there may be an explanation. The Aldermac mine is bounded on three sides by syenite. The entire mine package of rocks may represent a fault block that was tilted during the intrusion of this syenite mass. This is not inconceivable when the attitudes of what are here considered structural blocks, located south of the Aldermac deposit are examined (refer to Fig. 3). The MacKay Lake sulphide zone and the associated, discordant alteration zone, the Sakrison Vent (Fig. 6), are contained in steeply dipping to vertical strata. The Chance sulphide zone occurs 650 m to the west within stratigraphy which is inclined 45°-60° north. A prominent north-south lineament (Fig. 3, 100 m east of the road) sepa-

rates these two sulphide showings, and both are bounded to the north and south by faults and intrusions. The showings belong to distinct structural entities or fault blocks which assumed their relative attitudes before the emplacement of the subvolcanic diorite sill which in part occupies the MacKay Lake fault. The fact that this diorite body is not displaced by the north-south lineament lends support to the notion that the observed structural variations were produced during the volcanic evolution of the area.

The Aldermac ore deposit, by lying within a distinct fault and intrusion-bounded block, bears no direct relationship to the MacKay Lake sulphide zone. The two may however be temporally equivalent, in that both are volcanogenic.

ii) The Orebodies

The deposit consisted of three major lenses (Nos. 3, 4, 5; Fig. 17) of massive sulphides and several small, uneconomic, isolated pods. The vertical extent of the orebodies was considerably greater than their maximum strike length. The relative locations and geometry of the orebodies can be visualized by inspection of Figures 17 to 21 inclusive ( a mine model photograph is found in Hawley's 1948 paper, p. 727). The massive sulphide lenses had a close spatial relationship, extending one beneath the other to the bottom levels of the mine. They rake steeply to the east, a feature partly due to a thrust fault which displaced the largest orebody.

All three bodies had mineable quantities of chalcopyrite. Sphalerite is also reported and is abundant on the dumps, but nothing is known of its abundance or distribution in the orebodies. The tailings are reported to assay as much as 2% Zn (personal commun., D. Hume, 1976).

Orebody No. 3

This body was an elongate, roughly east-west trending, south-dipping lens. Its maximum dimensions in plan view were 85 m by 10 m. It extended to within 10 m of surface, and tapered out just below the 500 ft level. E.L. Bruce (1933) reports the tonnage to have been about 220,000, with an average grade of 2.68% copper.

Pyrrhotite was the predominant sulphide, forming the bulk of the central part of the sulphide mass. Pyrite formed the outside edges and the orebody graded out into pyritiferous siliceous, fragmental rocks. Chalcopyrite was distributed as irregular veinlets or stringers and larger masses cutting both pyrrhotite and pyrite. Magnetite was also reported (Cooke et al, 1931).

The No. 3 lens occurred within what is described as a rhyolite breccia. This breccia was extremely siliceous, the fragments said to resemble quartzite. This fragmental unit as it is traced from the western edge into the orebody becomes increasingly mineralized, pyrite being disseminated

and occupying veinlets along with chlorite and hornblende (Cooke et al, 1931, p. 180). The ore and breccia were reportedly contained within hard, massive rhyolite lavas.

Orebody No. 4

This sulphide mass lay vertically beneath No. 3, accounting for its discovery as the shaft was being sunk. It dipped more steeply southward than No. 3, and was vertical between the 4th and the 9th, bottom level, of the mine. This body constituted the bulk of the ore mined. Its greatest dimensions were on the 1,125 foot level (Fig. 21) where it had a length of 95 m and a maximum width of 57 m. The tonnage between a depth of 80 m and 230 m was estimated at 1,017,960 (Bruce, 1933). The average content of copper was 1.65% and silver 0.5 ounces per ton. At that time, the value of the gold in the ore was 40 cents per ton (0.02 oz/ton).

Between the 6th and 7th levels, the No. 4 orebody was displaced by a low angle, thrust fault. The portion below the fault is called the No. 6 orebody in mine reports (Bruce, 1933). Although the tonnage of the faulted extension of the No. 4 was very large, the ore was low grade. Mining was carried on only to the 8th level (1,250 ft) despite the persistence of massive sulphides to the 450 m (1,400 ft) elevation. Here, the orebody passed into disseminated sulphides in a chloritic alteration zone in tuffs and agglomerates (Hawley, 1948).

The main constituent of the ore was pyrite, with a minor amount of pyrrhotite and chalcopyrite. The latter two sulphides commonly occurred in vein-like bodies with chalcopyrite reportedly forming the margins and pyrrhotite the centre. Chalcopyrite also occurred in small veinlets.

Orebody No. 5

There is very little information available on this orebody. It was, like the No. 3, lens-like in character, extending almost vertically from the 140 m to the 330 m (440 to 1,035 ft) elevation. Widths ranged from 3 m to 13 m, lengths from 10 m to 45 m. It was partially below the No. 3 and slightly south and east of the main No. 4 orebody. The No. 5 was the smallest orebody, perhaps in the order of 100,000 tons. The copper content is not reported.

iii) Physical Characteristics and Petrography of the Ore

The majority of massive sulphide samples from the mine dump consist of granular (0.2 to 2.0 mm) pyrite with or without other megascopically visible sulphide phases. In polished sections of this material, the pyrite forms equant subhedral to buckshot-shaped grains, and chalcopyrite is interstitial to pyrite, but many examples were noted where it forms veinlets, blebs, and patches. Pyrrhotite occurs as anhedral polygonized grains, but also as minute veinlets and magnetite forms equant, submillimetre grains disseminated throughout the ore.

Sphalerite is commonly very finely disseminated if present, but has been observed in veinlets with chalcopyrite and pyrrhotite. The chief gangue mineral in the massive pyritic material is quartz which has a finely granular, sugary aspect in silica-rich specimens. Quartz is fine-grained, anhedral, and commonly occurs as granoblastic aggregates. It is highly variable in abundance and can be subequal in proportion to the total sulphides present. Other gangue minerals commonly observed in the ore are calcite, epidote, titanite, amphibole, sericite, and chlorite. The amphibole occurs as either acicular tremolite or subhedral prisms exhibiting clear tremolitic cores and actinolitic reaction rims.

The majority of dump material is massive and of very uniform texture; however, where sphalerite is abundant, it defines coarser grained diffuse lenticles, wisps, and distinct layers (see Plate 38). Sphalerite-rich layers commonly do not exceed 1 to 2 cm in thickness. Some pyrite layers in "banded" ore are noticeably chalcopyrite-rich. The layering may be a primary depositional feature: this has been considered to be the case for very similar-looking ore in the Millenbach deposit, occurring at the stratigraphic top of sulphide lenses (Simmons et al., 1973).

There are notable exceptions to the above statements concerning texture and structure. Pyrrhotite-rich specimens are commonly coarse-grained and exhibit very large (> 1 cm) porphyroblasts of pyrite. In these specimens chalcopyrite and

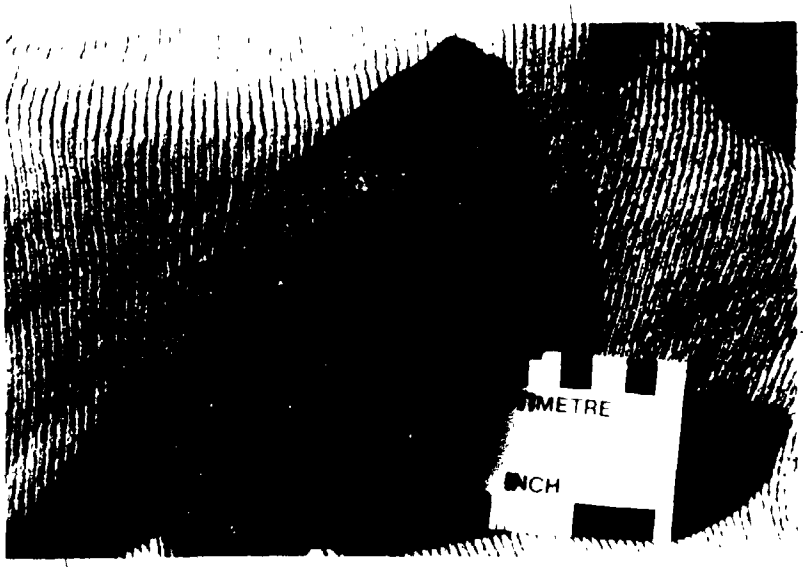



Plate 38 -- Layered sphalerite bearing massive sulphides from the Aldermac waste dumps.

pyrrhotite are intimately related and interstitial to the much larger pyrite grains. Chalcopyrite is invariably most abundant (ore grade material) in the pyrrhotite-rich samples.

Massive magnetite was also noted on the waste dumps. This mineral has also been observed by the author crudely interlayered with sphalerite; pyrrhotite, pyrite, and chalcopyrite occur throughout this latter example and textural relations of the sulphides are complex.

The variation in texture and grain size of the massive ore samples is notable; however it is not possible to determine the spatial relations of this variability in orebodies which have long been mined out.

Stringer-type mineralization is very rarely observed on the waste dumps. The Aldermac examples consist of intensely silicified, featureless rock which is cut by a complex network of sulphide veins and veinlets. Pyrrhotite and pyrite define veins up to 2 cm across, but chalcopyrite is conspicuous in the smaller scale veins. The total effect is analogous to that of tree roots and their much smaller rootlets. This type of mineralization is probably what E.L. Bruce (1933) referred to as ore "quartzite" which occurred in the immediate footwall to the massive sulphide lenses. It also seems probable that this is the sort of rock that he reported from his examination of Aldermac drill core.

The sulphide assemblage constituting the Aldermac orebodies was pyrite + pyrrhotite with much lesser amounts of chalcopyrite + sphalerite. Magnetite also appears to have been a significant component of the ores. The abundance and structure of zinc-rich ore, although not previously reported, is a significant feature and reminiscent of the Millenbach massive sulphide lenses.

iv) Alteration

The nature of the alteration, i.e. the alteration assemblages and their geometry, is not well understood since no such study was undertaken during the life of the mine. Thus, for example, it is not possible to talk about alteration pipes and their mineralogical zoning, as has been done for deposits at Noranda. Stringer-type mineralization and attendant alteration is recorded in Aldermac drill hole data, and there are good examples on the mine dumps. The most common type consists of pyrite stringers in a mosaic of quartz with some sericite and chlorite. Biotite and fresh albite were in the past also considered important alteration minerals. Tremolite is conspicuous in some polished sections of the ore and tuffaceous rocks. The mineral chloritoid was recognized in one magnetite-rich specimen found on the waste dumps.

The breccias occurring near the No. 3 orebody were said to resemble quartzite (Bruce, 1933), and the matrix to the

"quartzite" breccia fragments was said to be highly chloritic and sulphide-bearing. Earlier studies at Aldermac recognized what was described as intense silicification immediately to the west, on strike with the deposit. The original nature of the rock is largely obscured; it is cut by chlorite veinlets. Most previous workers believed chloritization and sulphide deposition to be intimately related, and to have followed the silicification episode.

Both epidote and garnet are not uncommon in the altered rhyolite flows and breccias. They typically occur together as bleached veinlet-like features. Both are interpreted as metamorphic products of rock metasomatized at the time of ore deposition. Plate 39 represents a sample of QFP which has been pervasively fractured and epidotized to produce a pseudo-breccia, interpreted to be a product of intense hydrothermal activity.

v) Summary

The Aldermac copper deposit was of the proximal volcanogenic type. A number of lenses of pyrite and pyrrhotite-rich massive sulphide were intimately intercalated with rhyolite fragmentals and flows. The geometry of the lenses, and the nature of the alteration associated with these, suggest an origin consistent with that documented for deposits in the central Noranda mining camp. The Millenbach deposit (Simmons et al., 1973) could be considered analogous. There, many

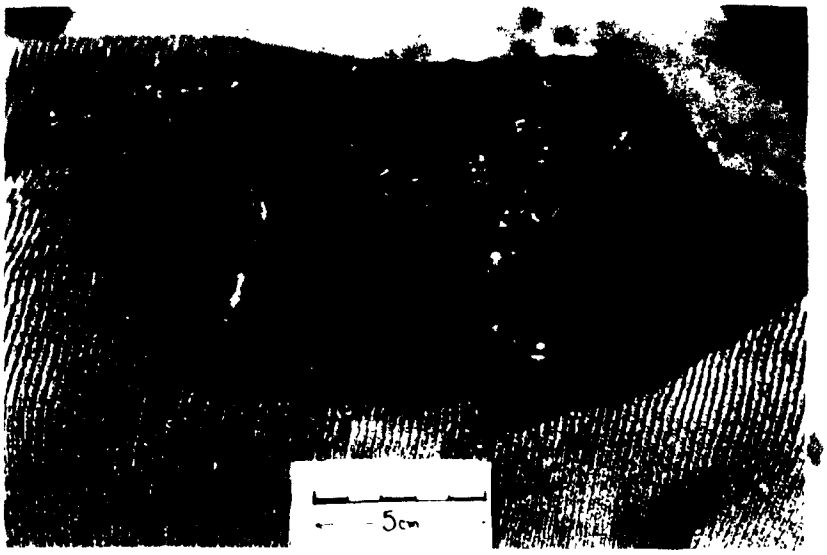



Plate 39 -- Pseudobreccia from Aldermac waste dump. Believed to have been produced by intense alteration of QFP fragmental rock with in situ brecciation. Epidote and garnet are conspicuous in the vein-like parts.

massive sulphide pods, lenses, and cone-shaped bodies rest on an extensive, ridge-like QFP extrusion. The deposits are products of intense hydrothermal activity and have mineralized discordant zones or alteration pipes directly beneath them. The orebodies occupy tuffaceous horizons which are laterally extensive and are considered useful as markers.

Differences in the geology observed between the Millenbach and Aldermac can be ascribed to variations on a volcanic theme. At Aldermac, the tuffaceous rocks are distinct in that they appear to be anomalously thick, quartz crystal-bearing, and intercalated with QFP breccia and magnetite-rich, cherty layers (see Plates 8 and 37). Andesitic flows do not overlie the orebodies as they do at Millenbach. The structural setting of the two deposits is quite different in that at Millenbach the succession is shallow dipping and monoclinal, although neither has been penetratively deformed.

The weight of available evidence indicates one other important conclusion. The Aldermac deposit does not bear a direct relation to the MacKay Lake sulphide zone; they occur on either side of a structural discontinuity, the nature of which is speculative.

### III.5 $X_5$ North Contact Tuff

This tuffaceous horizon crops out 200 m north of the collar of D.D.H. 72-1 (Fig. 3). It is well exposed in a

small pit where it is about 0.3 m thick and mineralized with pyrite.

Its name derives from the fact that the tuff occurs at a "rhyolite" - andesite contact. Tuffaceous material at this contact crops out in only two other places along strike as far as 1 km to the west. However, thin, impersistent horizons are found within the overlying andesite flows and at the top of these near the Horne Fault Mines property boundary (Fig. 3). The tuff is variable in character on surface, and consists of interlayered mafic and very fine-grained, siliceous (feldspathic) ash beds. The latter may show graded bedding in layers which vary from 0.5 to 3.0 cm. Pyrite is conspicuous and very finely disseminated so that the tuff is commonly rusty-weathering. Several samples of this tuff were collected and assayed, the highest values obtained being 670 p.p.m. Cu and 1,970 p.p.m. Zn.

The North Contact tuff was first treated as a <u>bonafide</u> exploration target in 1962. The ground was then being worked by the Consolidated Zinc Corporation (Beauchance Mines Limited) which was primarily interested in the main Chance zone ($X_2$) and the Gan Copper property (off the northwest corner of Fig. 3).

At this time, exploration geologists working in volcanic terrains such as Noranda were beginning to consider massive sulphide deposits in a new light. It was gradually becoming

fashionable to view them as coeval with their associated volcanics, or syngenetic. Thus, it is quite possible that C.D. Spence had the newly discovered Vauze deposit in mind when he spotted holes B-23 and B-24. He wanted to test the andesite-rhyolite contact in the vicinity of a postulated domal structure (in the rhyolite) and a strong N17° E lineament (see Fig. 3). The structure however, was not as expected and the andesite appears to pinch out quickly. Sheared, layered tuff was encountered both within the andesite and at the rhyolite contact. It was described by C.D. Spence as very well mineralized in hole B-23, containing visible chalcopyrite. The best assay-return was 0.15% Cu over 1.5 m.

No further drilling was done, and it was to be 10 years before Cominco worked the same ground under an option agreement (see Table 1). Diamond drill holes 73-1 and 73-2 both intersected the contact tuff. The former encountered interbedded cherty and mafic tuff intercalated with andesite over a core length of 6.5 m. Some of this tuff was estimated to carry up to 25% pyrite, although 5-20% was the norm (Wallis, 1973). At 350 m (1,102 ft) near the top of the intersection (220 m vertically), the tuff analysed 1,200 p.p.m. Cu and 325 p.p.m. Zn over 0.05 m. The next best assay was 400 p.p.m. Cu and 300 p.p.m. Zn over 1.6 m.

Hole 73-2 cut short sections of tuffaceous rock from 165 m (514 ft) to 265 m (829 ft) where the rhyolite contact was encountered. Most of this interval was anomalously high in Cu and Zn.

A Cu value of 810 p.p.m. was reported at 200 m (633 ft) and near the rhyolite contact, three samples showed Cu and Zn to run as high as 2,250 p.p.m. and 1,100 p.p.m. respectively.

In summary, there is pyritiferous tuff intermittently exposed at the rhyolite-andesite contact over a distance of 1 km. Its persistence along this contact at depth has been demonstrated by a very limited amount of drilling. Also, the fact that this horizon has been found to be locally thick and to carry up to 25% pyrite and to be anomalously high in base metals is significant.

The geology of the North Contact tuff east of C.D. Spence's N17° E lineament is strongly reminiscent of that near the Amulet "C" deposit. This latter deposit occurs at a silicified andesite (Amulet "Rhyolite") - andesite contact and has laterally equivalent pyritic tuff-sinter.

If the geology at Aldermac can be considered analogous to that of the Amulet area, then undoubtedly the North Contact tuff represents a legitimate exploration target. It may be a difficult one to assess however, because of the possibly large areal extent of this horizon.

### III.6 $X_6$ The Archibald Prospect

The Archibald Prospect occurs approximately 600 m east of the Aldermac shaft, within a topographic feature which has been named, by the author, Macanda Hill. It was named after

the option formerly recognized as Macanda Copper, which in 1977 was amalgamated with the old West Wasa property and renamed West Macanda Resources (see Fig. 14).

The surficial geology on Macanda Hill in the immediate area of the Archibald Prospect is characterized by mafic fragmental rocks, particularly isolated pillow breccia (Carlisle, 1963), and massive and pillowed flows. Tuff and tuff breccia horizons are intercalated with the aforementioned rocks. Within these rocks there is local pyrite mineralization occurring as narrow, 1-2 mm, fracture fillings, but in one area (diagonally ruled in Fig. 5) the rocks contain 1-2% of very fine-grained disseminated pyrite. However, here it is not the sulphide which is conspicuous, but rather the chloritic, locally spotted nature of the volcanics. Thinly bedded, rusty-weathering tuff is the only obvious sulphide-bearing lithology within the area of chloritic dalmatianite-textured rock. The altered nature and texture of the rock on Macanda Hill had in the past attracted attention, and in the late 1960's two holes were drilled (B-24, B-25; Fig. 5).

Interesting mineralization was first encountered in diamond drill hole B-24, an existing hole, deepened by G. Archibald in December, 1975. The target was a geological one, namely bedded, siliceous tuff south of the altered mafic volcanics, near the north edge of what is now interpreted to be a rhyolite dome.

Significant mineralized sections were encountered in drilling subsequent to the B-24 intersection. In all, seven holes have been drilled. The best intersections to date were obtained in holes M76-2, M77-1, and M77-3. These indicate a vertical mineralized zone which has now been tested to a vertical depth of about 250 m. Its surface projection in part coincides with an area of no outcrop. Its thickness varies from 15 to 30 m on plotted sections. However, the strike and rake, if any, of the sulphide-bearing zone is unknown. It appears that it may trend east-west and plunge steeply, if vertical projections to surface are correct. It is not known what relation the mineralization in B-24 has to that of the other holes (M76-1, M76-2, M77-1, M77-2 and M77-3, Fig. 5).

i) Description of Mineralization

In drill core, the mineralized zone generally has a bleached, light grey to creamy-coloured appearance. However, the rock is only moderately bleached and epidotized in D.D.H. M77-3, with 5-10% uniformly distributed pyrite over the mineralized section. In most other holes, the mineralization, largely pyrite, is impressive, constituting 25-40% of the rock from 125 m to 135 m (390-431 ft) in M76-1. Sulphide occurs both as very fine disseminations and in amygdules in siliceous fragments composed largely of quartz and sericite with minor chlorite. The matrix to these fragments commonly comprises quartz and coarser-grained pyrite. The best mineral-

ization resembles pyrite-rich, siliceous (subequal pyrite and quartz) material examined on the mine waste dumps. In this material, 1-2 mm anhedral-subhedral grains of pyrite are set in a mosaic of quartz. Stringers of chalcopyrite, some 5 mm across occur throughout the D.D.H. M76-2 mineralized section. Even where chalcopyrite is not evident in the core, copper assays run as high as 875 p.p.m. This metal assayed 1,058 p.p.m. over a core length of 30 m throughout the M76-2 intersection, and zinc returned 560 p.p.m. over the same core length. The highest zinc assay was 5,400 p.p.m. over 1.6 m length in hole M77-3. Sphalerite is however not conspicuous and is very finely disseminated as it is in the MacKay Lake zone.

The mineralized zone was, during the initial core-logging, considered to be a tuff breccia horizon. A re-examination of the core indicates that the host rocks are predominantly intensely fractured and altered andesites. The "tuff breccia" seems to be largely a product of <u>in situ</u> brecciation and is pseudobreccia, and therefore not pyroclastic in origin. This <u>in situ</u> brecciation was attended by hydrothermal alteration and mineralization. The mineralized zone is contained within pillow breccias and associated hyaloclastite and tuff. The geology of the Sakrison Vent (Fig. 6) is viewed as an analogue. In fact, the overall characteristics of both the Archibald Prospect and the MacKay Lake zone indicate they are very similar and perhaps approximate lateral equivalents.

ii) Geology

The detailed surface geology of the area encompassing the Archibald Prospect as depicted in Fig. 5 is complex. Some of the mafic units can be traced for 200 m, and they describe an arc which terminates abruptly at an interpreted east-west trending fault. This fault is marked by a zone of intense alteration in the volcanics and defines the northern contact of the rhyolite dome (see detailed geology, Chapter II.2.3). There is an elongate exposure of quartz-rich pumiceous tuff east of this dome. It truncates andesitic strata and is affected by the same fault. As noted above (Chapter II.2.3.) field relations and petrographic evidence indicate this body to be a rhyolite tuff dike, a rarely observed feature of Archean terrains.

There are no definite top determinations for the area shown in Fig. 5, but the volcanics west of the diabase dike face north. Crudely layered mafic tuff east of the rhyolite dome shows grain gradation which indicates it faces west. The rocks immediately hosting the Archibald Prospect sulphides give no indication of which way they face, but well bedded, tuffaceous rocks about 60 m to the south exhibit what may be interpreted to be scour and fill structures which indicate a southerly younging direction.

It appears as though the emplacement of the rhyolite dome and the pyroclastic dike was in part controlled by an

east-trending fault. Structural and textural features within the dome strongly indicate that its east and south boundaries face toward the mafic volcanics. This is demonstrated by a traceable unit of QFP tephra and crumble breccia (see Fig. 5) and the mafic volcanic rocks which contain neither cognate fragments of rhyolite nor any intercalated layers of rhyolitic composition.

On the basis of field relations, the rhyolite dome and coeval QFP dikes, sills, and tuff dike are somewhat younger than the mafic volcanics. The latter are now represented by a number of fault-bounded blocks. Internally, some of these blocks show extensive evidence of synvolcanic brecciation and alteration (silicification and epidotization).

It is quite conceivable then that the Archibald mineralization event preceded or was partially coincident with rhyolite dome emplacement. This implies that the mafic blocks east and south of the dome may also contain sulphide deposits. This possibility must by entertained when the Archibald Prospect is re-evaluated in the future.

## III.7 Other Sulphide Showings

In addition to the occurrences described above, there are two other interesting sulphide showings (see Fig. 14). One of these is located in the extreme southwestern portion of Fig. 3. Here a thin, persistent, sulphide-rich tuff horizon extends for over 200 m, defining the contact of a quartz-

feldspar porphyritic (QFP) tuff breccia unit with a siliceous, glassy rhyolite flow. C.D. Spence mapped this mineralization in 1963, while Consolidated Zinc Corporation held an option on the ground, historically known as the Odyno and Lagace Option.

It appears as though this showing never aroused much interest. It seems to be completely devoid of base metal; this impression was further substantiated by an assay of massive pyrite (from the tuff horizon) which indicated only 50 p.p.m. Cu and 64 p.p.m. Zn. This showing occurs in a rather isolated outcrop area. The Chance Prospect is 1,100 m to the east across a broad, swampy area underlain by clay and organic-rich soil.

One can only speculate as to how this sulphide horizon, lying within rhyolitic extrusions, relates to the other well-known, previously explored prospects. However, the rhyolite units involved are very similar to those underlying the northwestern portion of the study area (see Plate 8).

About 1.5 km west-northwest of the aforementioned mineralization and over 4 km west of Macanda Hill, is yet another altered and mineralized zone in the volcanics. This also occurs in rhyolite flows and fragmental rocks, which locally exhibit well developed columnar jointing (see geological map by Spence, 1963; in ODNR assessment files). These felsic volcanics are considered by the author to stratigraphically over-

lie the North Contact Tuff and its intercalated mafic flows.

The rocks are stained and zones of gossan are very locally developed within an irregularly shaped area, 125 m by 160 m. The mineralization is irregularly distributed, occurring in fractures and as finely disseminated sulphide in sericite and chlorite-rich volcanics. There are a number of trenches which reveal the mineralization to consist predominantly of pyrite and pyrrhotite, but chalcopyrite, sphalerite, and galena were observed in areas of the best mineralization. Base metals are not at all conspicuous, and nowhere can the sulphides be described as massive.

Spence's map indicates that nine vertical holes were drilled to test the surface showing. Most holes were started within or immediately peripheral to the surface stain zone. Only two holes appear to have been drilled for the express purpose of gaining stratigraphic information. Spence reports that there were some 65 m to 95 m (200-300 ft) of unbroken core sections of weak mineralization similar to that mapped on the surface. Base metal was reported to have been observed in most holes; however the highest core assays performed returned only 500 p.p.m. Cu and less Zn.

The property containing the two showings just described is now recognized as the Horne Fault Mines, West Group (Fig. 3). It represents the western extension of the Aldermac structure. Numerous sulphide zones and a past-producing

mine characterize the volcanics in the eastern portion of this structure. By contrast, very little is known of the terrain to the west, especially north of the township centre line (Fig. 3). This is closely related to the fact that the amount of rock exposure is much less and the known showings not as interesting as those closer to the Aldermac Mine.

III.8 Summary

The geology of the Aldermac terrain reflects a regionally extensive, synvolcanic mineralization event or events, to which the abundance of sulphide showings, some spectacular, attests. However, only one economic deposit of sulphide is known. The circumstances remind one of the Amulet area. Both the Amulet Upper "A" and Amulet "C" deposits were, in 1925, discovered by their associated gossans (Boldy, 1977). The Amulet "F", occurring 1.5 km to the north of the "C" deposit, was a fortuitous drilling discovery. It was not until 1966 that true, geologically designed drilling resulted in the discovery of the Millenbach deposit. By analogy, the Aldermac area enjoys a status of understanding equivalent to that of the Amulet area in the late 1920's. Thus, the discovery of the Archibald Prospect in 1976 can be likened to that of the Amulet "F" deposit in 1929.

# CHAPTER IV

## Discussion and Conclusions

### A. Stratigraphy and Structure

The stratigraphic succession in the Aldermac area comprises a chemically bimodal suite of intercalated mafic (basaltic to andesitic) and rhyolite flows, pyroclastics and related subvolcanic intrusions. These are cut by gabbro and syenite, intrusions which were attendant to different stages of Archean volcanism and by later, post-Archean, diabase dikes. Regional metamorphism attained lower greenschist facies but the rocks lack penetrative deformation.

Volcanic rocks without conspicuous hydrothermal alteration are of tholeiitic affinity and the mafic rocks are markedly enriched in $Na_2O$, suggesting seafloor metasomatism.

Stratigraphic facing is demonstrated by some pillowed mafic flows, but more often by grain-gradation in well-bedded tuffaceous rock (exhalite) intercalated with these flows. Further structural information of this nature was furnished firstly by the relationship of a mafic feeder dike to a pillow breccia unit, secondly by the truncation of a discordant hydrothermal alteration zone against bedded pyroclastics, and thirdly by the dome-like geometry of a massive sulphide lens at the old Aldermac mine. In addition, stringer-type mineralization is believed to have occurred on the north

margin of the major sulphide lenses comprising this deposit.

The opposed facing of the succession from place to place is now well established and this cannot be explained by folding. Rather, the area consists of a number of fault blocks. Some faults have been intruded by rocks either chemically or physically similar to those of the volcanic succession, indicating these faults to be synvolcanic. Examples are the sill-like gabbro body which occupies, in part, the MacKay Lake Fault, and the rhyolite tuff dike on Macanda Hill which trends subparallel to this fault. Fault blocks have been rotated relative to one another and it is suggested that the block hosting the Aldermac deposit was rotated during the emplacement of the syenite.

B. Hydrothermal Alteration

Much of the siliceous rock previously identified as rhyolite has been shown to be silicified mafic volcanics. This conclusion has been substantiated by textural criteria based on petrographic work used in conjunction with chemical characteristics of these rocks.

Silicified mafic volcanic rocks either envelop or lie stratigraphically below sulphidic zones. For example, at one location, known as the Sakrison Vent, a discordant zone of intensely silicified rock marks a synvolcanic locus of hydrothermal activity. Also, silicified mafic fragments in breccia units were derived from vent zones such as this,

further demonstrating synvolcanic hydrothermal alteration at Aldermac.

Chlorite and sericite are only locally concentrated in areas of alteration. These minerals have a more direct relationship to mineralization, just as they are known to have in the Amulet area.

Epidote, calcite and calcic garnet-enriched zones in the volcanics bear a close spatial relationship to known sulphide occurrences at Aldermac. Work done to date indicates that alteration zones where these minerals are prevalent slightly predate overlapping zones of silicification. The three minerals represent a metamorphic product of metasomatized basalt-andesite and rhyolite alike, and as such are indicators of hydrothermal activity. Their presence in the rocks could be significant to future exploration, particularly when assessing diamond drill core.

The chemical work presented shows the marked tholeiitic character of most of the analysed mafic volcanics and rhyolites; however, many of the silicified mafic volcanics lie in the calc-alkaline field of conventional geochemical plots. In the AFM diagram these same silicified rocks lie, without exception, in the calc-alkaline field. Clearly, diagrams such as this must be used with care when dealing with a hydrothermally altered volcanic terrain. In general, the silicified mafic volcanic rocks have a higher content of

$TiO_2$ relative to rhyolites of comparable silica contents.

C. Mineral Deposits

The deposits of the Aldermac area are generally similar to many known volcanogenic massive sulphide deposits by virtue of their association with rhyolite domes, bedded pyroclastics and siliceous exhalite. In addition, hydrothermal alteration is a salient feature of the rocks and chlorite and sericite are intimately related to sulphide deposits. Pyrite and pyrrhotite-rich ores of copper at the old mine carried appreciable amounts of zinc and anomalously high quantities of magnetite. The geometry and internal textures and structures of the Aldermac ore lenses are strongly reminiscent of those of typical massive sulphide deposits. In summing up the mineral deposits at Aldermac, the following points are emphasized:

i) firstly, the Aldermac copper deposit is an excellent example of what has been termed a proximal volcanogenic deposit. A number of sulphide lenses bore an intimate relationship to a QFP dome, associated fragmentals, and volcanic exhalative sediments which may have emanated from this extrusive body. The Millenbach and Vauze deposits have analogous geologic settings;

ii) the Aldermac deposit represents but one of a number of sulphide-rich zones in the volcanics, albeit the only one

economically exploited. Sulphide showings are known for a strike length of over 4 km, from Macanda Hill west to a point 1,100 m west of the Geophysical Engineering/Horne Fault Mines Limited (West Group) property boundary;

iii) important accumulations of sulphide occur in mafic and felsic volcanics alike. The sulphides are intimately related to both the structural and stratigraphic development of the volcanic terrain: they are clearly volcanogenic.

The geologic setting of the Aldermac deposit is extremely complex. It reflects a history of intermittent faulting and extrusive and intrusive activity such as one would expect to find at an active volcanic centre. The setting is best visualized as a submarine, graben-like structure or elongate, trough-shaped caldera.

During the life of this structure, intense hydrothermal activity must have predominated at one or more stages in order to produce a number of widely-spaced sulphide occurrences. A better understanding of the place of mineralization in the structural-stratigraphic record at Aldermac must await a patient, deliberate drilling programme. The area must be viewed in a historical perspective, considering that it has taken over fifty years to begin to comprehend the setting of the well-known deposits at Noranda. The potential of the Aldermac terrain to produce another economic massive sulphide deposit is great and presents an exciting challenge.

## B. Summary of Geologic History

The Archean geologic setting or "stage" for volcanic activity at Aldermac is illustrated in a series of cartoons, Figures 66a, b, c. These cartoons are intended to help the reader visualize the possible structural development of the volcanic terrain throughout the preserved Archean geologic record.

The earliest volcanics are a texturally and structurally variable suite of rhyolite flows and domes which locally interfinger with massive and pillowed andesite and basalt. These rocks were hydrothermally altered, most notably silicified, and this form of alteration has a close genetic relationship to the sulphide deposits of the area, produced during a quiescent period when extrusive activity was minimal. At the stage of massive sulphide deposition, an observer may have seen a block faulted terrain with a central, medial depression. In this environment, hydrothermal activity would have been focused along step-faults such as the MacNay Lake fault as well as along other fracture systems discordant to this structure.

Extrusion of rhyolite followed sulphide deposition with the formation of post-ore domes and tephra cones.

Dikes and sills of gabbro, some regionally extensive,

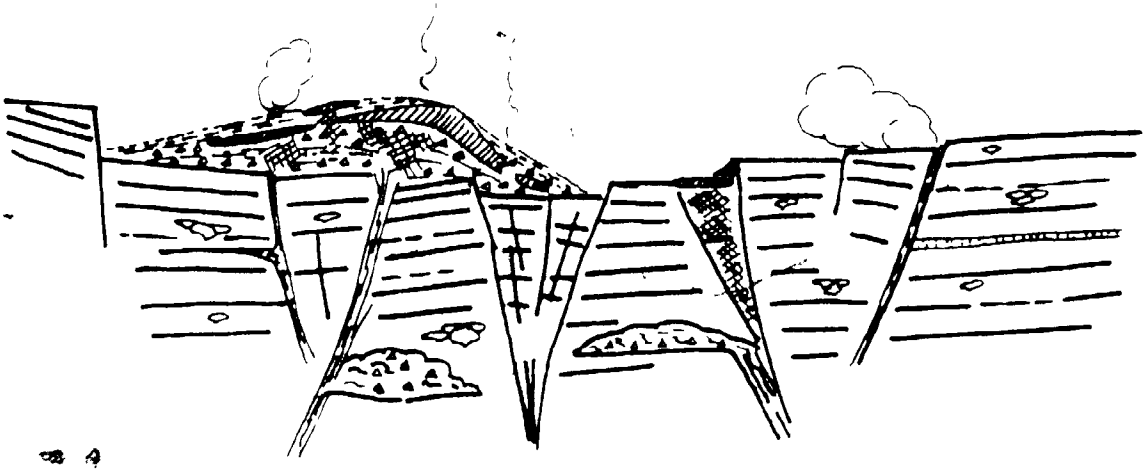


Figure 22a -- Rhyolite dome with associated sulphide lenses formed within a volcano-tectonic depression on the sea-floor.

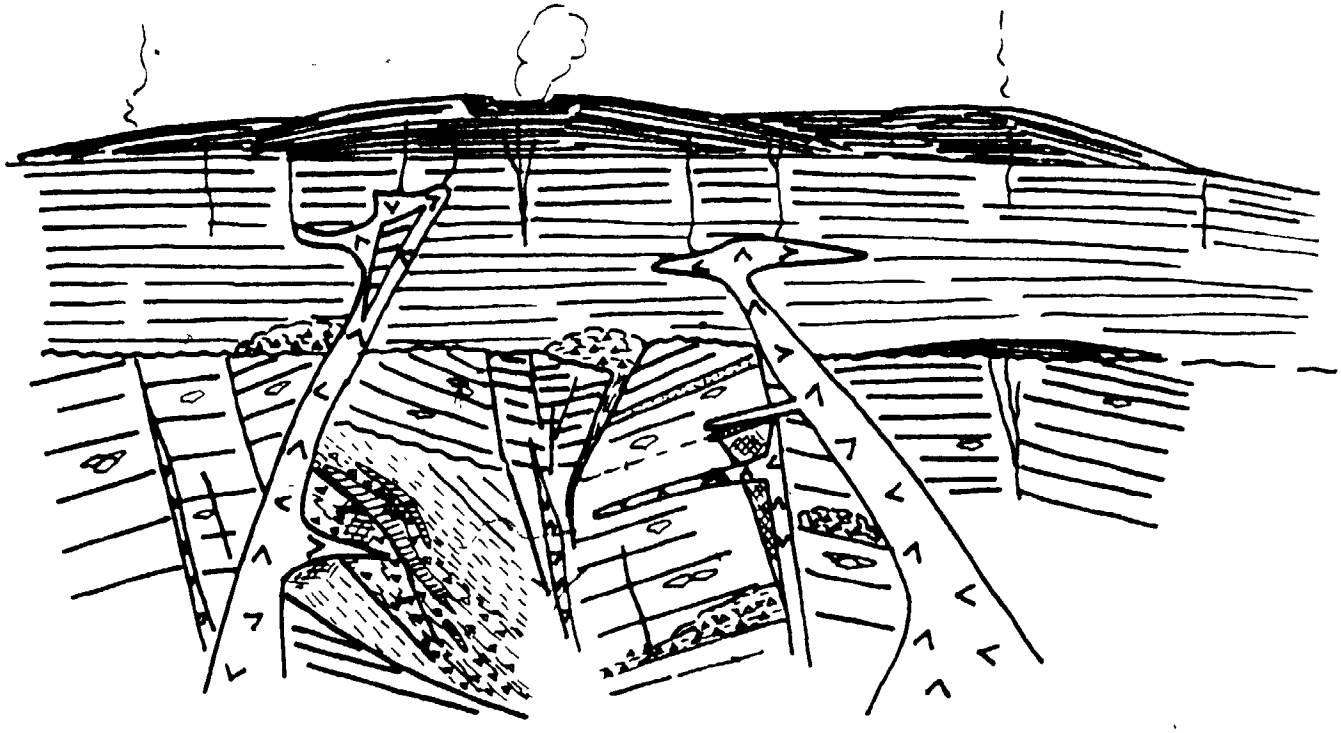


Figure 22b -- Post-ore events included rotation of fault blocks, rhyolite extrusion and inundation of the terrain by basaltic lava.

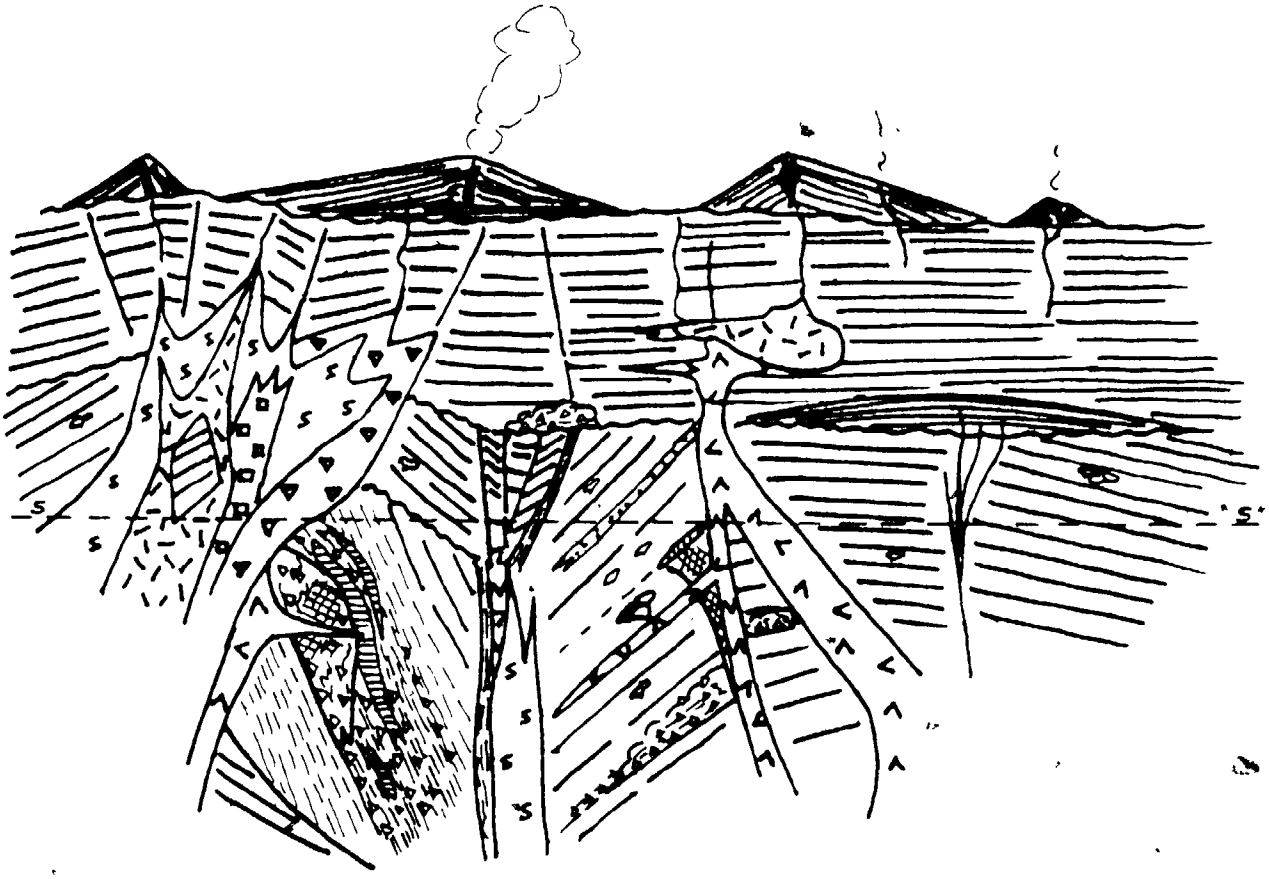


Figure 22c -- The last recorded Archean volcanic event is indicated here (left-hand side of the cartoon) by the syenite intrusive complex which fed lava to build edifices on the eroded basaltic lava shields. The horizontal dashed line (S-"S") indicates the present erosion surface.

record a basaltic eruptive event, which postdated the aforementioned and which inundated the terrain and may have built shield volcanoes.

The syenite intrusive complex signifies the latest preserved Archean volcanic event of the Aldermac area. The emplacement of the syenite caused regional tumescence and may have rotated the fault block containing the Aldermac deposit to its present steep attitude.

It is difficult to assess what role the Kenoran Orogeny played in the structural evolution of the Aldermac area, but it may have caused some compression of the terrain without penetratively deforming the rocks.

## REFERENCES


Ambrose, J.W., and Ferguson, S.A., 1945, Geology and Mining Properties of Part of the West Half of Beauchastel Township, Temiscamingue County, Quebec; Geol. Sur. Can., Pap. 45-17.

Boldy, J., 1977, Exploration Discoveries, Noranda District, Quebec (Case History of a Mining Camp), Exploration '77 Symposium, Ottawa; Sponsored by Canadian Geoscience Council.

Bruce, E.L., 1933, Aldermac-Lake Fortune Area; Que. Bur. Mines, Ann. Rept., Pt. C, pp. 74-86.

Carlisle, D., 1963, Pillow Breccias and Their Aquagene Tuffs, Quadra Island, British Columbia; Jour. Geol., V.71, pp. 48-71.

Cooke, D.L., and Moorhouse, W.W., 1969, Timiskaming Volcanism in the Kirkland Lake Area, Ontario, Canada; Can. Jour. Earth Sci., V.6; pp. 117-125.

Cooke, H.C., James, W.F., and Mawdsley, J.B., 1931, Geology and Ore Deposits of the Rouyn-Harricanaw Region, Quebec; Geol. Sur. Can., Mem. 166, pp. 175-183.

de Rosen Spence, A.F., 1969, Genèse des Roches à Cordierite-Anthophyllite des Gisements Cupro-Zinciferes de la Région de Rouyn-Noranda, Québec, Canada; Can. Jour. Earth Sci., V.6, pp. 1339-1345.

_____, 1976, Stratigraphy, Development and Petrogenesis of the Central Noranda Volcanic Pile, Noranda, Quebec; Unpub. Ph.D. Thesis, University of Toronto.

Dimroth, E., Boivin, P., Goulet, N., and Larondre M., 1973, Preliminary Report on Tectonic and Volcanological Studies in Rouyn--Noranda Area; Quebec Dept. Nat. Res., Open-File Rept., G. M. 28491.

Dimroth, E., Gelinas, L., Rocheleau, M., Provost G., and Tassé, G., 1975, Guidebook-Field Trip and Field Conference on the Volcanology and Sedimentology of the Rouyn-Noranda Area; Office of the Resident Geologist, Quebec Dept. Nat. Res., C.P. 277, Rouyn, Quebec.

Dresser, J.A., and Denis, T.C., 1949, Geology of Quebec; Quebec Bur. Mines, Geol. Rept. 20, V. 3, pp. 135-139.

Gelinas, L., Brooks, C., Perrault, G., Carignan, J., Trudel, P., and Grasso, F., 1977, Chemo - Stratigraphic Divisions within the Abitibi Volcanic Belt, Rouyn-Noranda District, Quebec; Geol. Ass. Can., Spec. Pap. No. 16, pp. 265 - 295.

Gibson, H.L., 1979, Geology of the Amulet Rhyolite Formation - Turcotte Lake Section, Noranda Area, Quebec; Unpub. MSc. Thesis, Carleton University, Ottawa.

Goodwin, A.M., and Ridler, R.H., 1970, The Abitibi Orogenic Belt in Symposium on Basins and Geosynclines of the Canadian Shield; Geol. Sur. Can., Pap. 70-40, pp. 1-31.

Gunning, H.C., 1927, Syenite Porphyry of Beauchastel Township, Quebec; Geol. Sur. Can., Mus. Bull. 46, pp. 31-46.

Gunning, H.C., and Ambrose, J.W., 1939, The Timiskaming-Keewatin Problem in the Rouyn-Harricanaw Region, Quebec; Trans. Roy. Soc. Can., Ser. 3, Sec. 4, V. 33, pp. 19-49.

Hawley, J.E., 1948, The Aldermac Copper Deposit, in Structural Geology of Canadian Ore Deposits; Can. Inst. Min. Met., Geol. Div., pp. 719-730.

Hughes, C.J., 1972, Spilites, Keratophyres and the Igneous Spectrum; Geol. Mag., V. 109, pp. 513-527.

Irvine, T.N., and Baragar, W.RA., 1971, A Guide to the Chemical Classification of the Common Volcanic Rocks; Can. Jour. Earth Sci., V. 8, pp. 523-548.

Jolly, W.T., 1978, Metamorphic History of the Archean Abitibi Belt in Metamorphism in the Canadian Shield; Geol. Sur. Can., Pap. 78-10, pp. 63-77.

Kelly, J.M., 1975, Geology, Wall Rock Alteration and Contact Metamorphism Associated with Massive Sulphide Mineralization at the Amulet Mine, Noranda District, Quebec; Unpub. Ph.D. Thesis, University of Wisconsin.

Lickus, R.J., 1965, Geology and Geochemistry of the Ore Deposits at the Veuze Mine, Noranda District, Quebec; Unpub. Ph.D. Thesis, McGill University, Montreal.

Miyashiro, A., 1974, Volcanic Rock Series in Island Arcs and Active Continental Margins; Amer. Jour. Sci., V. 274, pp. 321-355.

Québec Dept. Nat. Res., Map No. M265.

Riverin, G., 1977, Wall Rock Alteration at the Millenbach Mine, Noranda, Quebec; Unpub. Ph. D. Thesis, Queen's University.

Simmons, B.D., and Geological Staff, 1973, Geology of the Millenbach Massive Sulphide Deposits, Noranda, Quebec; Can. Inst. Min. Met. Bull., V. 66, pp. 1225-1231.

Spence, C.D., 1963, Geology of the Odyno and Lagace Option, Beauchastel Township; on file with Quebec Dept. Nat. Res., Rouyn, Quebec.

Spence, C.D., 1967, Figure 1 in C.I.M. Centennial Field excursion, Northwestern Quebec and Northern Ontario; published under auspices of Can. Inst. Min. Met.

Stauffer, M.R., Mukherjee, A.C., and Koo, J., 1975, The Amisk Group: An Aphebian (?) Island Arc Deposit; Can. Jour. Earth Sci., V. 12, pp. 2021-2035.

Wallis, C.S., 1973, Year-End Report: Chance Property; Property Files of Cominco Ltd., Eastern District, Toronto Office.

Wilson, M.E., 1941, Noranda District, Quebec; Geol. Sur. Can., Mem. 229.

# Appendix

## Aldermac Chemical Analyses

The chemical analyses presented with this study are the only ones from the Aldermac area which have been documented and located (see Fig. 3 and Tables 2, 3, 4, and 5).

The purpose of doing a limited amount of chemical work was twofold:

i) to characterize the "unaltered" volcanic rocks of the area;

ii) to examine the chemistry of the silicified mafic volcanic rocks and then by comparison with the unaltered mafic volcanics assess this type of metasomatism.

There are good examples of silicification at Aldermac where it is possible to see silicification superimposed upon mafic lava. This "outcrop control" was combined with petrographic criteria; for example, the size, shape and abundance of amygdules and groundmass textures of siliceous volcanic rocks. Microlitic texture is only well developed in silicified mafic rocks and never encountered in rhyolite. This fact enabled the author to select a suite of known silicified rocks so that their chemistry might be compared to rhyolite in the hope that the altered mafic rock

might still have a "chemical signature".

In general, representative, fist-sized pieces of rock were chosen for analyses. These were free of weathered surfaces and in the case of the mafic volcanics free of conspicuous alteration, e.g. chlorite and/or sericite and quartz. However, despite precautionary measures sample A-60 reveals in thin section incipient "mottle" silicification, despite appearing unaltered when it was collected.

All rock samples were crushed and powdered by J. Stevenson who used the facilities of Carleton University. R. Hartrey of the University of Ottawa made fused pellets and performed the chemical analyses on an XRF apparatus which employs a Phillips 1410/20/AHP X-ray spectrometer. The standards used were either "in house" G.S.C. or internationally recognised ones. An estimate of precision and accuracy may be obtained from the duplicate analysis of sample GT-13 (provided by H.L. Gibson) and the analysis of G.S.C. reference standard LU1 (Table 6).

Some analyses presented in Tables 2,3 and 4 were performed at X-Ray Laboratories, Toronto in 1978. These were also performed by the method of X-ray flourescence.

Note the following, referred to in Table 5:

★ A-32 sample chosen as a representative of silicified mafic volcanic rock but may actually be altered rhyolite.

* A-23, A-44 two samples of silicified mafic volcanic rock chosen from different areas within a 2 m long "patch" of alteration.

\+ A-87, A-87a two samples chosen from the same mafic flow or flow-unit, one unaltered, the other silicified (A-87a).

Table 6 — Duplicate and Reference analyses

| Sample no. | | GT-13 | Dupl. | LU1 (1) | STD. (2) |
|---|---|---|---|---|---|
| Wt. % | $SiO_2$ | 74.08 | 73.32 | 49.98 | 49.13 |
| | $Al_2O_3$ | 12.42 | 12.35 | 15.41 | 15.62 |
| | $Fe_2O_3$ | 3.60 | 3.53 | 8.86 | 9.16 |
| | MgO | 1.14 | 1.10 | 4.02 | 4.26 |
| | CaO | 0.96 | 0.96 | 10.38 | 10.36 |
| | $Na_2O$ | 5.12 | 4.93 | 1.99 | 1.97 |
| | $K_2O$ | 1.23 | 1.22 | 0.48 | 0.43 |
| | $TiO_2$ | 0.52 | 0.52 | 0.72 | 0.76 |
| | $P_2O_5$ | 0.13 | 0.14 | 0.06 | 0.08 |
| | MnO | 0.11 | 0.11 | 0.19 | 0.19 |
| | S | 0.20 | 0.18 | 0.03 | 0.09 |
| PPM | Ba | 209 | 213 | 246 | 234 |
| | Cr | 0 | 0 | 20 | 8 |
| | Zr | 182 | 177 | 39 | 63 |
| | Sr | 48 | 56 | 163 | 168 |
| | Rb | 11 | 16 | 13 | 15 |
| | Zn | 10 | 7 | 79 | 104 |
| | Cu | 36 | 24 | 37 | 95 |
| | Ni | 5 | 0 | 29 | 50 |
| Total | | 99.56 | 98.42 | 92.21 | 92.10 |

(1) Ottawa University analysis of LU1

(2) Analysis of LU1 provided by J.M. Franklin

Table 7 -- Summary of petrographic observations relating to those volcanic rocks chemically analysed and appearing in Tables 2,3 and 4.

This table is comprised of the 5 pages immediately following.

Symbols and abbreviations used in Table 7:

| | | |
|---|---|---|
| X | - | principal constituent (>5%) |
| x | - | minor constituent (1-5%) |
| Tr | - | trace constituent (<1%) |
| ? | - | presence suspected |

Nos. are used with x to denote the % phenocrysts.

| | | |
|---|---|---|
| micr. | - | albite microlites / microlitic |
| g.m. | - | groundmass |
| miglmphitic | - | microglomeroporphyritic |
| v. | - | very |
| fn. | - | fine |
| gr. | - | grained |
| dk. | - | dark |
| crse. | - | coarse |
| ave. | - | average |
| e.g. | - | for example |
| interg. | - | intergrowth |

| | | |
|---|---|---|
| Act. | - | Actinolite |
| Ab. | - | Albite |
| Ep. | - | Epidote |
| Chl. | - | Chlorite |
| Qtz. | - | Quartz |
| Ser. | - | Sericite |
| Tit. | - | Titanite |
| Op. | - | Opaques |
| Gar. | - | Garnet |
| Carb. | - | Carbonate |
| Pyx. | - | Pyroxene |
| Amph. | - | Amphibole |

MAFIC VOLCANICS

| Sample Number | Minerals Identified: Groundmass | | | | | | | | | Minerals Identified: Phenocrysts | | | | Amygdules: % | Amygdules: Composition | | | | | Textures and/or Structures / General Comments |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | Act | Ab | Ep | Chl | Qtz | Ser | Tit | Op | Gar | Carb | Ab | Pyx | Amph | Qtz | | Qtz | Ep | Chl | Act | Gar | Carb | |
| A-5e | X | X | | x | | | ? | x | | | x<br>Tr | | | | 12 | X | X | X | | | | Micr. show 1:10 width:length and swallowtail terminations and comprise 10% of g.m. which is extremely fn.gr. |
| A-19 | X | X | x | | x | | x | x | | | x | | | | 1-2 | X | | | X | | | Intergranular to subophitic - subporphyritic. |
| A-35 | X | X | | x | | | | x | | | x<br>10 | | x<br>2 | | 1-2 | X | | X | X | | | G.m. is extremely fn.gr. matte of micr., mafics, and opaques. Most mafic phenocrysts now uralite (see Plate 5). |
| A-37 | X | X | | | x | | | x | | | x<br>1 | | | | Tr | | | X | X | | | Intergranular g.m. phenos < 1mm long. |
| A-40 | X | X | Tr | | x | | | x | | | | | | | | | | | | | | Microlitic to intergranular, crude alignment of micr. |
| A-46 | X | X | | x | x | | | x | | | | | | | | | | | | | | Intergranular - subophitic, local patches of interstitial granophyre. |
| A-47 | X | X | | ? | x | | ? | x | | | x<br>10 | | x<br>2 | | 2 | X | | X | X | | | Miglmphitic, with v. fn.gr. micr. g.m. G.m. is dk. and rich in opaque material. |
| A-48 | X | X | x | x | ? | | ? | x | | | | | | | 4 | X | X | X | | | | Intergranular, some microlites. In general crse.gr. compared to other flows. |
| A-48a | X | X | x | Tr | | | | x | | | | | | | Tr | | | X | | | | Subophitic, feldspar laths ave. 0.3 mm long but up to 0.6 mm. |
| A-60 | X | X | | | X | | | x | | | x<br>Tr | | x<br>Tr | | 4 | X | | X | X | | | Microlitic, silica occurs throughout g.m. recording incipient silicification. |
| A-76 | X | X | | x | x | | | x | | | x<br>Tr | | | | 2 | | X | X | X | | | Subophitic, local miglmphitic. This is a relatively crse.gr. flow with feldspar laths ave. 0.3mm. |
| A-87 | X | X | | | x | | | x | | | x<br>4 | | | | Tr | | | X | | | | Stubby micr., in contrast to e.g., A-5e. Qtz in g.m. v. conspicuous. |

RHYOLITES

| Sample Number | Minerals Identified: Groundmass | | | | | | | | | | Minerals Identified: Phenocrysts | | | | Amygdules: % | Amygdules: Composition | | | | | Textures and/or Structures |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | Act | Ab | Ep | Chl | Qtz | Ser | Tit | Op | Gar | Carb | Ab | Pyx | Amph | Qtz | | Qtz | Ep | Chl | Act | Gar | Carb | General Comments |
| AM-1 | x | Y | X | | X | X | Tr | Tr | Tr | Tr | | | | | Tr | Y | | | | Y | | Microscopic interg. of qtz and feldspar with sutured gr. bound. Qtz "eyes" ave. 0.1 mm. Ep. forms veinlets and patches. |
| A-1 | x | X | X | | X | | | | | Tr | | | | X 7 | 3 | X | X | | | X | | Texturally similar to AM-1 with larger 0.1mm patches of qtz. Some t.s. exhibit 0.1mm qtz eyes. |
| A-2 | x | X | X | Tr | X | Tr | | | | Tr | | | | | 1 | X | X | X | | | | Extremely fn.gr. intergrowth of qtz and feldspar with consp. larger qtz patches. Ep. concentrated in veinlets and patches. |
| A-4 | Tr | X | X | | X | x | | x | | Tr | | | | | 2 | X | X | | | X | | Like A-2 these samples from the same map unit. |
| A-5 | Tr | X | x | | X | | | x | | Tr | x Tr | | | | | | | | | | | V. fn.gr. intergrowth or matte of qtz. and feldspar with larger patches of sutured and polygonized qtz. |
| A-11 | Tr | X | X | | X | x | Tr | x | | Tr | x | | | x | Tr | X | | | | | | Microporphyritic - qtz. eyes and stubby feldspar crystals. The g.m. is a v. fn. matte of qtz. and feldspar with patches of sutured qtz. (see Plate 17). |
| A-14c | Tr | X | x | | X | | | x | | x | x | | | x | 1 | X | X | | | | X | Felted g.m. texture with relatively large patches of silica throughout - silicified. Feldspar crystals ave. 0.5mm. |
| A-45 | Tr | X | Tr | Tr | X | Tr | | x | | Tr | x 4 | | | X 6 | | | | | | | | Miglmphitic, euhedral-subhedral crystals. Fairly typical g.m. texture for many Aldermac rhyolites; see Plate 15. |
| A-70 | x | X | | x | X | | | x | | | x 3 | | | X 12 | Tr | X | X | | | | | Qtz. eyes, euhedral-subhedral feldspar. G.m. v. fn.gr. mineralogy uncertain. See Plate 18. |

| Sample Number | Minerals Identified | | | | | | | | | | | | Amygdules | | | | | | Textures and/or Structures |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | Groundmass | | | | | | | | | Phenocrysts | | | % | Composition | | | | | |
| | Act | Ab | Ep | Chl | Qtz | Ser | Tit | Op | Gar | Carb | Ab | Pyx | Amph | Qtz | Qtz | Ep | Chl | Act | Gar | Carb | General Comments |
| A-71 | ? | X | Tr | Tr | X | | | x | | Tr | X | | | X | | | | | | | Texturally similar to A-70 however porphyritic nature not as well developed. |
| A-74 | ? | X | x | Tr | X | X | Tr | Tr | | | X | | | X 6 | | | | | | | Ragged resorbed qtz. phenocrysts. Up to 10% phenocrysts (Ab. + Qtz.) in a v. fn.gr. intergrowth of qtz. and ab., locally reminiscent of felted texture. |
| A-80 | | X | Tr | | X | | Tr | Tr | | ? | X 2 | | | | | | | | | | Resorbed feldspar crystals and miglmphitic texture salient. V. fn.gr. intergrowth of qtz. and feldspar with patches of qtz. with sutured grain boundaries throughout g.m. |
| A-80a | | X | x | Tr | X | X | Tr | Tr | | | x | | | x | | | | | | | Flow banded - brecciated. Significant proportion of feldspar is sericitized. |
| A-81 | | X | Tr | | X | Tr | Tr | Tr | | Tr | X 3 | | | x | Tr | X | | | | | Stubby ab. phenocrysts are prominent with only a few qtz. eyes noted. G.m. is coarser grained than most other rhyolites with well developed spherulites throughout a mosaic of polygonal as well as sutured qtz. grains (see Plate 16). This sample appears to be silicified. |
| A-84 | ? | X | x | x | X | X | Tr | Tr | | ? | x | | | X Tr | | | | | | | Porphyritic and flow banded (see Plate 19). Feldspar is noticeably sericitized. |
| A-112a | Tr | X | x | x | X | | | Tr | | | x | | | | Tr | | X | | | X | Felted texture, reminiscent of some silicified basalts but note chemistry in Table 3. |

RHYOLITES

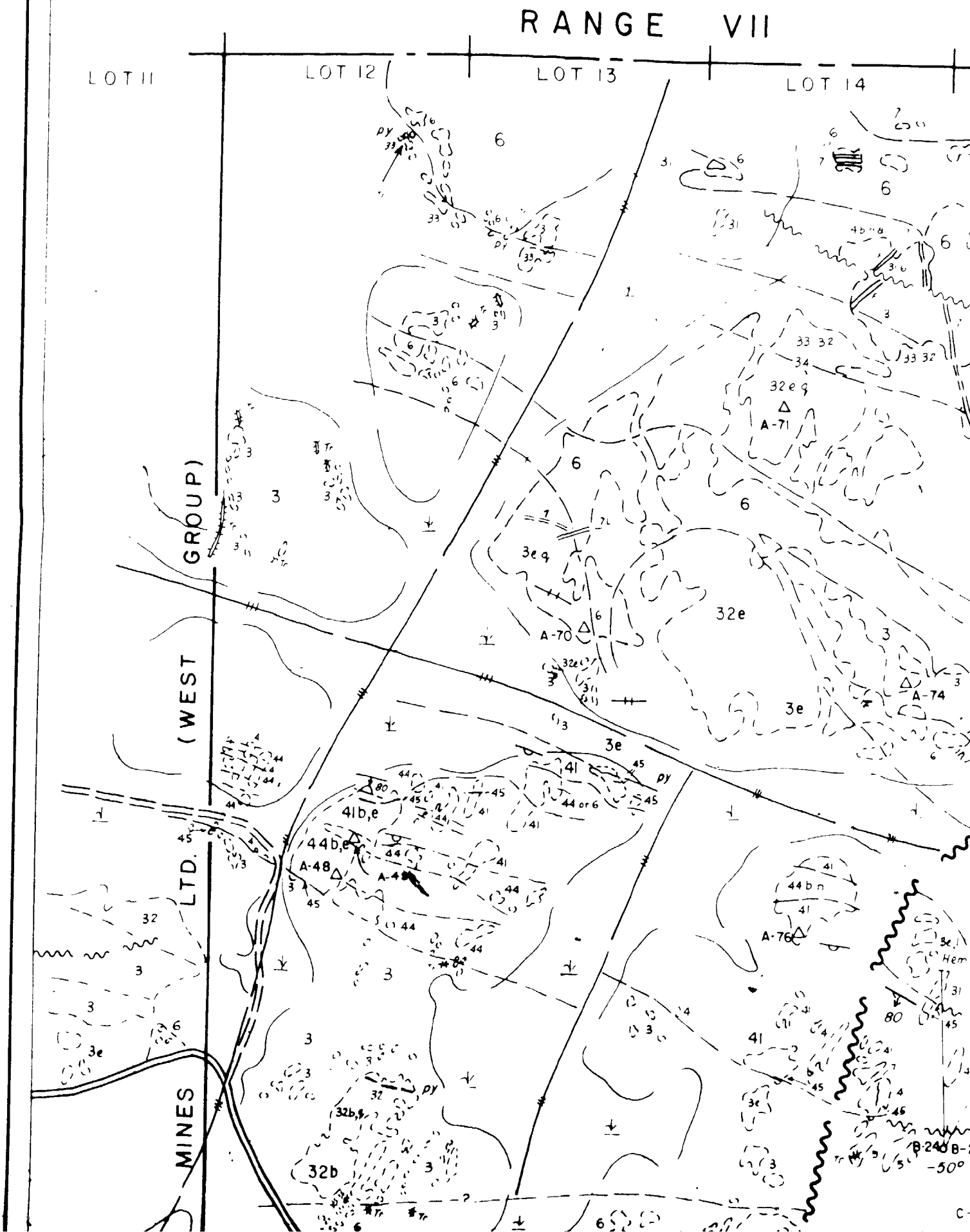
RHYOLITES

| Sample Number | Minerals Identified: Groundmass | | | | | | | | | | Phenocrysts | | | | Amygdules: % | Amygdules: Composition | | | | | | Textures and/or Structures / General Comments |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | a | Act | Ab | Ep | Chl | Qtz | Ser | Tit | Op | Gar | Carb | Ab | Pyx | Amph | Qtz | | Qtz | Ep | Chl | Act | Gar | Carb | |
| A-198 | | | X | x | Tr | X | X | | x | x | Tr | | | | | | | | | | | | Ragged grains and patches of qtz. in a v. fn.gr. qtz.-feldspar + sericite g.m. A few anhedral ab. grains noted. This is a texturally atypical specimen. The ep. and carb. are concentrated in veinlets and large patches. Gar. occurs only in these features. |
| O-1 | | ? | x | | x | X | x | | Tr | | Tr | | | | | 40 | X | | Tr | | | Tr | Flow banded; defined by concentrations of amygdules. Perlitic structure well developed in layers without amygdules. Extremely flat - elongated amygdules define a fabric. The g.m. is extremely fn.gr. with sericite throughout. See Plate 14. |
| O-11 | | ? | x | x | x | X | Tr | | Tr | | Tr | | x | | | 35 | X | | | | | Tr | Qtz. rich "haloes" around amygdules and patchy, remnant-like nature of chlorite suggest silicification of this rock. G.m. too fn.gr. to discriminate minerals. |

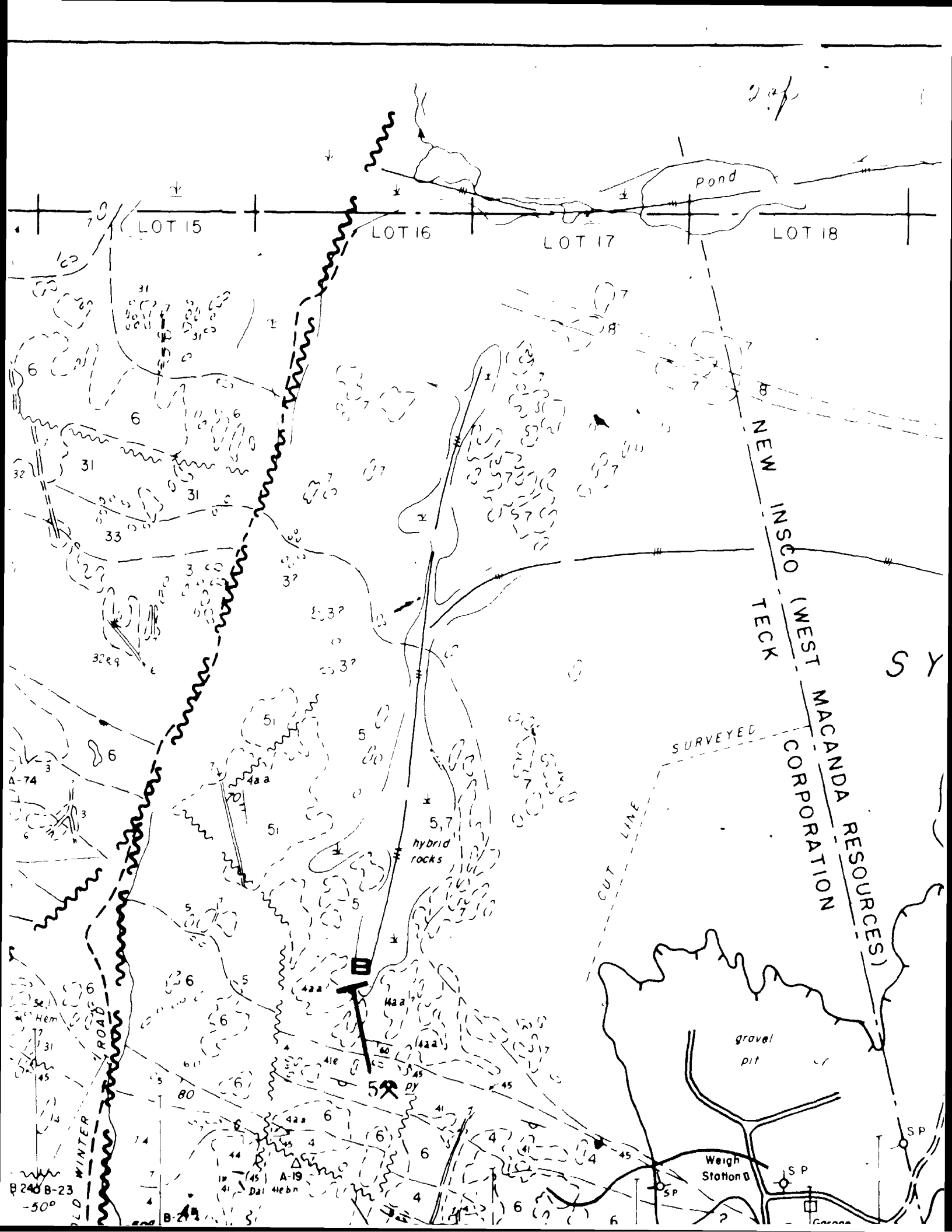
## SILICIFIED MAFIC VOLCANICS

| Sample Number | Minerals Identified: Groundmass | | | | | | | | | Phenocrysts | | | | Amygdules: % | Composition | | | | | Textures and/or Structures: General Comments |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | Act | Ab | Ep | Chl | Qtz | Ser | Tit | Op | Gar | Carb | Ab | Pyx | Amph | Qtz | | Qtz | Ep | Chl | Act | Gar | Carb | |
| A-12 | | X | ? | | X | | x | x | | | x Tr | | | | 15 | X | | | | | | Well developed micr. texture with crude alignment of micr. V. fn.gr. tit. occurs in g.m., grains much smaller than micr. See Plate 24. |
| A-13b | x | X | | | X | | ? | x | | | x | | | | 10 | X | Tr | | TrTr | | | Micr. texture well developed, also microporphyritic. Some phenocrysts replaced by qtz. V. fn. acicular act. in g.m. with micr. and qtz. |
| A-23 A-44 | ? | X | x | Tr | X | | ? | x | | | x | | | | 5 | X | | | | | Tr | Micr. texture but not well developed. G.m. v. fn.gr. but ep. occurs throughout. Gar. + ep. + carb. rich amygdules in A-44. |
| A-32 | | X | Tr | | X | | | X | | | | | | | 15 | X | | | | | | Reminiscent of micr. texture but also similar to that of A-112a. Pyrite the dominant op. mineral. |
| A-56 | | TrX | x | Tr | X | Tr | ? | Tr | | | | | | | 2 | X | X | | | | X | Well developed micr. texture. This is conspicuously epidotized lava, from the same flow as A-23 and A-44. |
| A-83 | x | X | Trx | | X | Tr | | x | | | x | | | | | | | | | | | Abundant stubby micr. |
| A-87a | ? | X | TrTr | | X | Tr | TrTr | | | | x | | | | | | | | | | | Micr. texture with ab. phenocrysts. |
| A-65 | ? | X | x | Tr | X | Tr | ? | Tr | | | x 1 | | | | 15 | X | | Tr | | | TrTr | V. well developed micr. texture with stubby ab. phenocrysts. See Plate 22. |
| A-101 | ? | X | TrTr | | X | | ? | x | | Tr | x 3 | | | | 1 | X | | | | | | Texturally more like rhyolite than silicified mafic volcanics - v. atypical. |
| A-103 | ? | X | x | Tr | X | x | ? | Tr | | Tr | x 2 | | | | | | | | | | | Poorly developed micr. texture. |

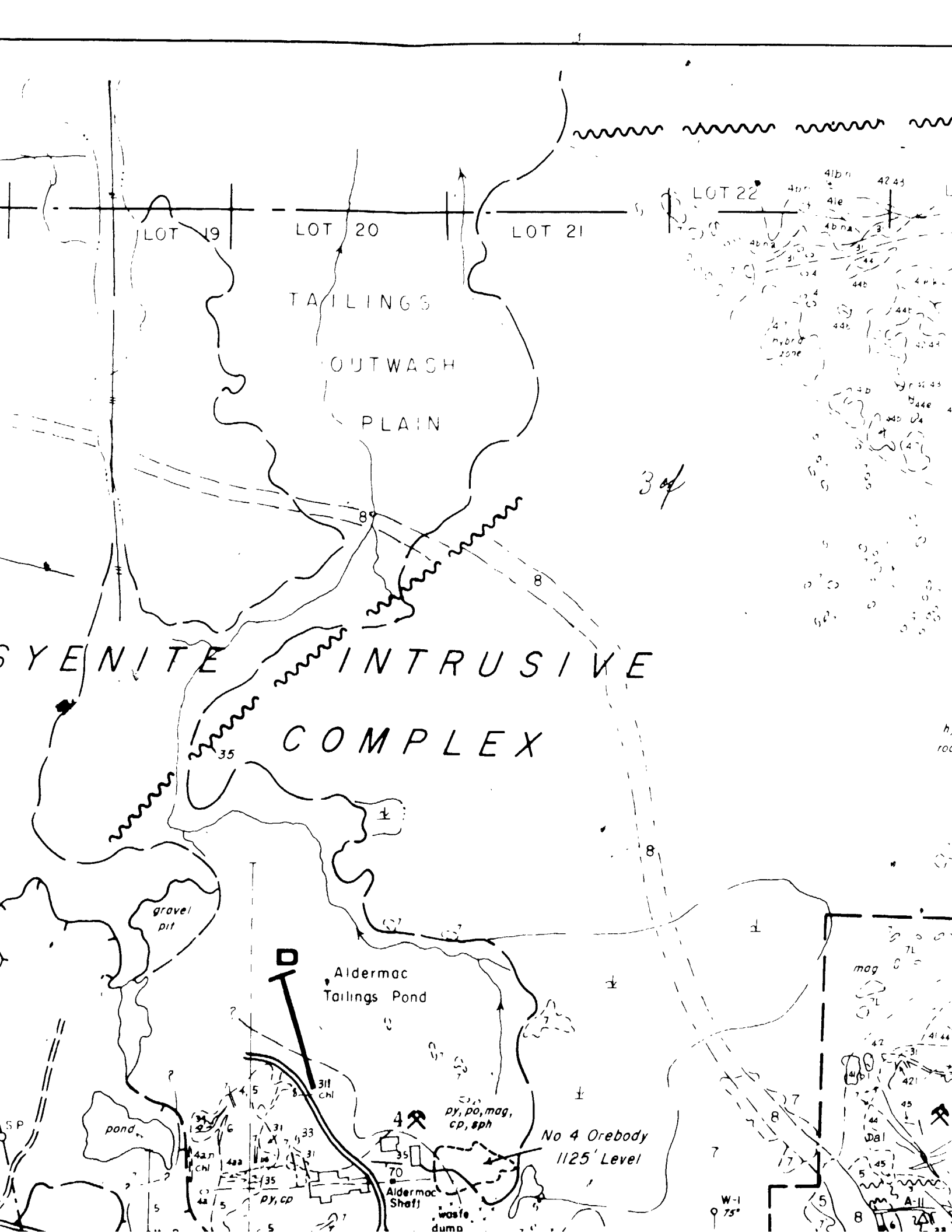
1 of 1



RANGE VII
LOT 11
LOT 12
LOT 13
LOT 14
MINES LTD. (WEST GROUP)
A-71
A-70
A-74
A-48
A-76
32e
3e
3e q
41
41b,e
44b,e
44 or 6
32b
32b,q
B-24
-50°



LOT 15
LOT 16
LOT 17
LOT 18
Pond
NEW INSCO (WEST MACANDA RESOURCES)
TECK CORPORATION
SURVEYED
CUT LINE
hybrid rocks
gravel pit
Weigh Station
WINTER ROAD
A-74
A-19
B-23
B-24
SP


LOT 19
LOT 20
LOT 21
LOT 22
TAILINGS
OUTWASH
PLAIN
SYENITE INTRUSIVE
COMPLEX
gravel pit
Aldermac Tailings Pond
pond
py, cp
Aldermac Shaft
waste dump
py, po, mag, cp, sph
No 4 Orebody
1125' Level
mag
W-1
A-11

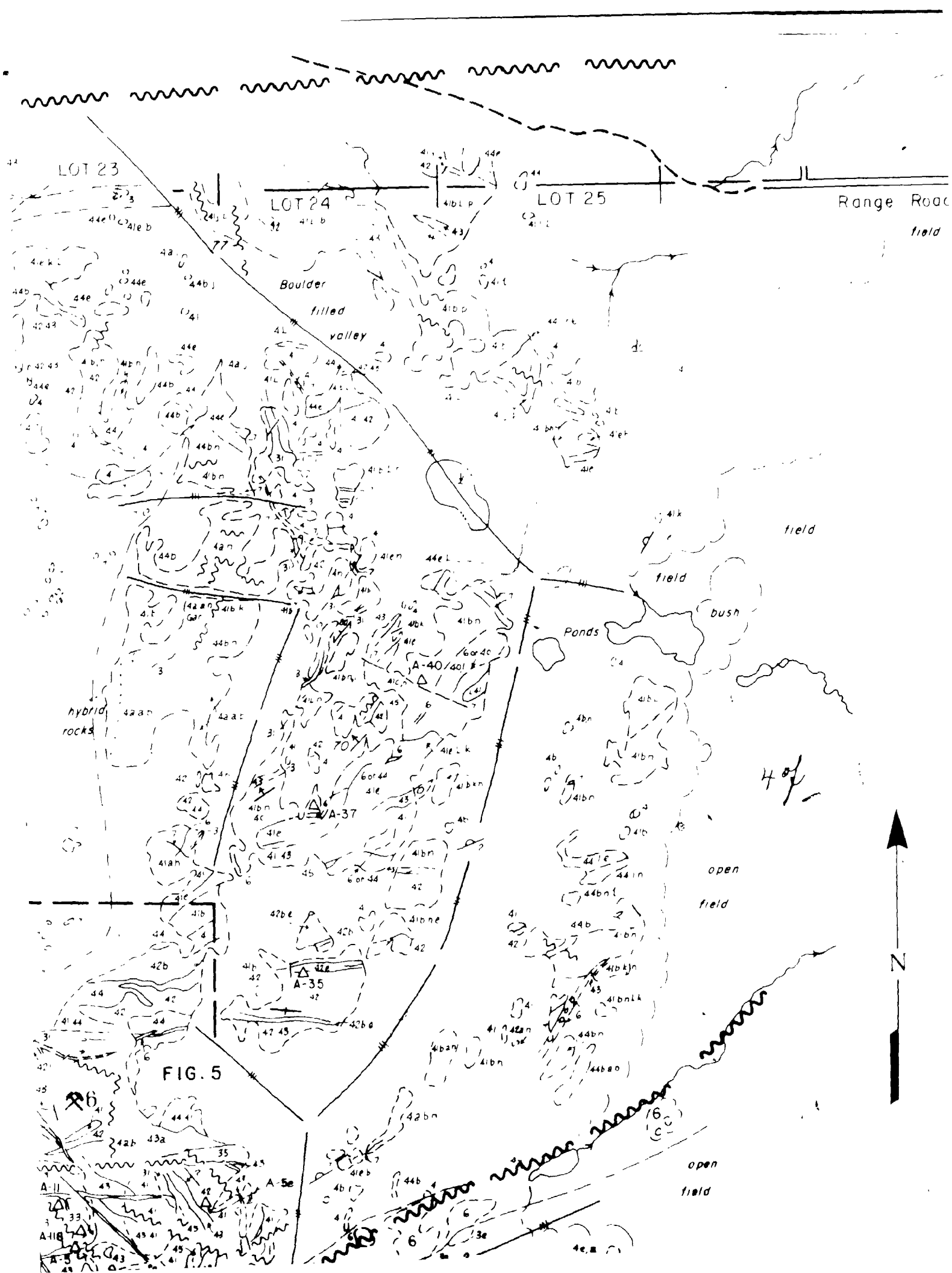
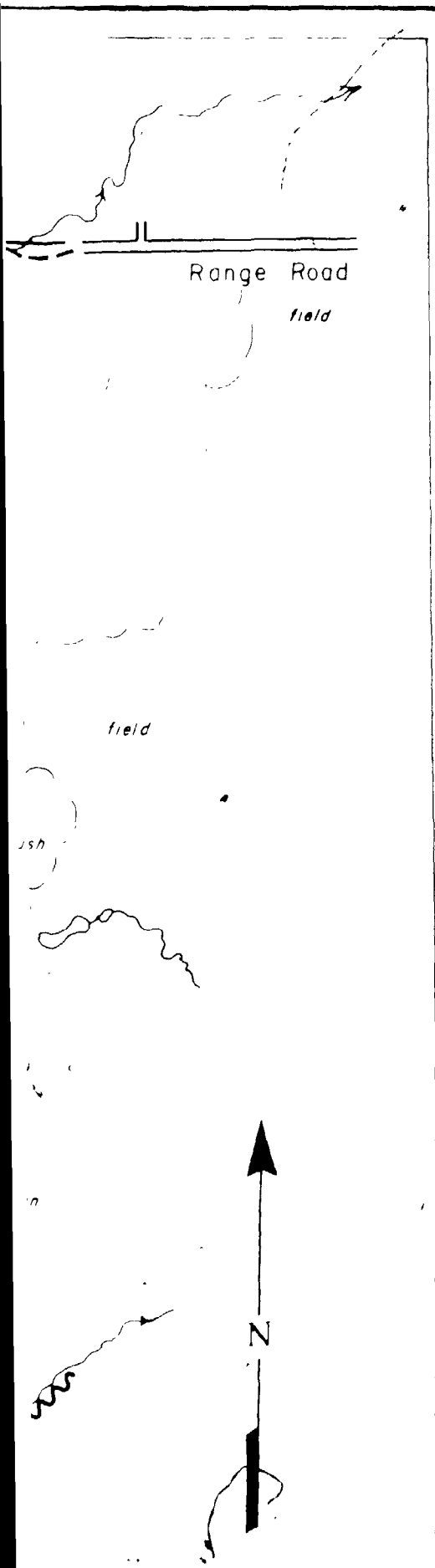

LOT 23
LOT 24
LOT 25
Range Road
Boulder filled valley
field
field
field
bush
Ponds
hybrid rocks
A-40/40'
A-37
A-35
open field
open field
N

FIG. 5

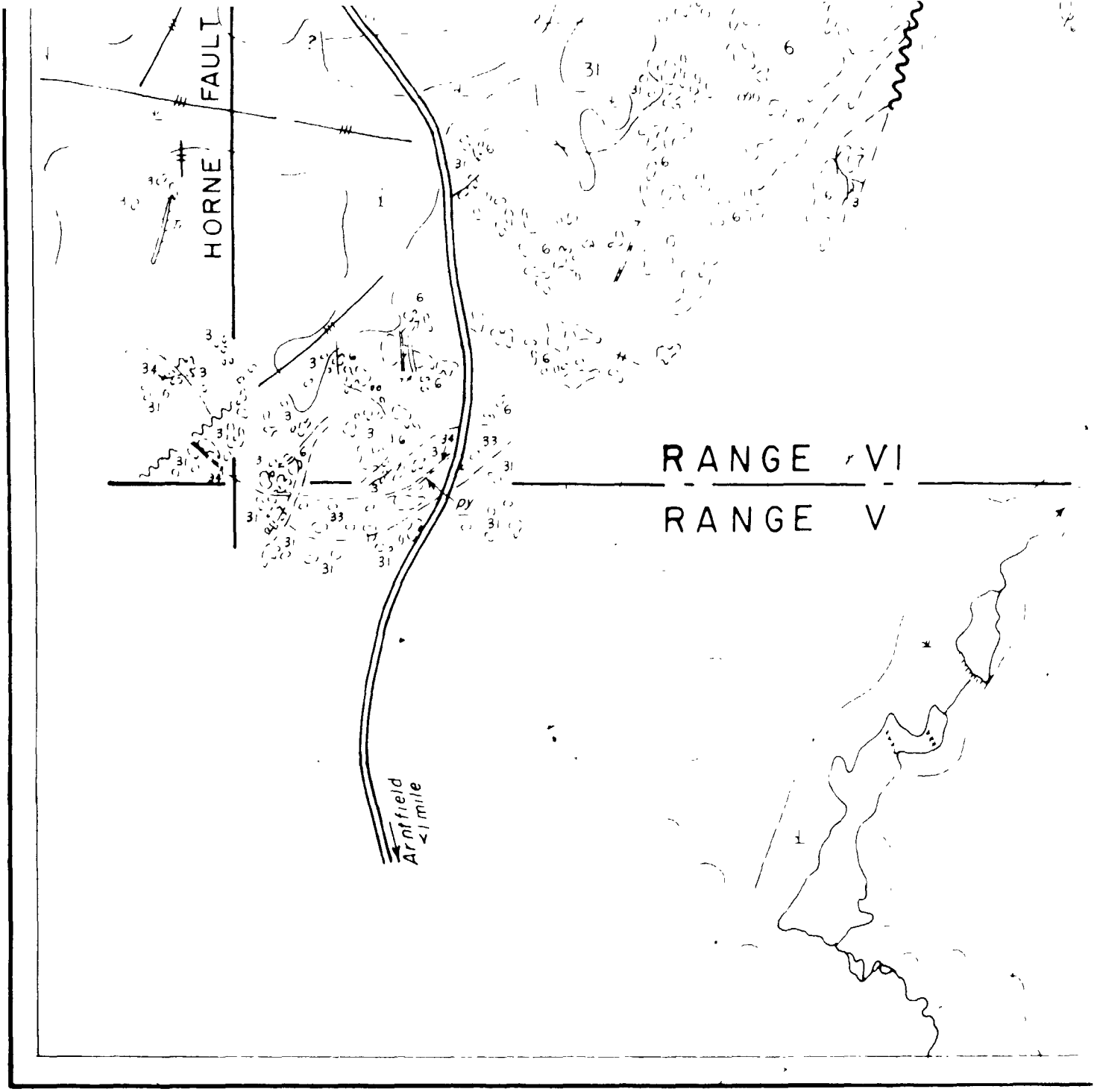



# LEGEND

| | |
|---|---|
| 8 | Diabase |
| 7 | Syenite |
| 7 L | Lamprophyre, gabbro |
| 6 | Diorite - Gabbro, metadiabase |
| 5 | Altered, siliceous volcanics, original composition unknown |
| 4 | Mafic volcanics, unsubdivided |
| 4 1 | Pillow lava |
| 4 2 | Isolated and broken pillow breccia |
| 4 3 | Tuff breccia |
| 4 4 | Massive lava |
| 4 5 | Mafic tuff, may include some laminated siliceous material |
| 3 | Felsic volcanics, unsubdivided |
| 3 1 | Massive, homogeneous, quartz - feldspar porphyritic |
| 3 2 | Flow laminated and/or autobrecciated ± quartz phenocrysts |
| 3 3 | Blocky breccia, tuff breccia; quartz and feldspar phenocrysts conspicuous |
| 3 4 | Bedded, siliceous tuff |
| 3 5 | Massive tuff, quartz 'eyes' conspicuous |

## MODIFIERS

| | |
|---|---|
| a | Weak or incipient silicification |
| a a | Intensely silicified |
| b | Vesicular (amygdaloidal) |
| e | Feldspar phenocrysts |
| F | Feeder dike |
| g | Mafic phenocrysts |
| i | Intensely fractured and/or jointed |
| j | Sulphide(s) in vesicles (amygdules) |
| k | Pyrite in pillow selvages |
| l | Sulphide(s) in fractures |
| L | Laminated (e g concentric, cooling cracks) |
| Lm | Sulphide(s) in laminations (cooling fractures) |

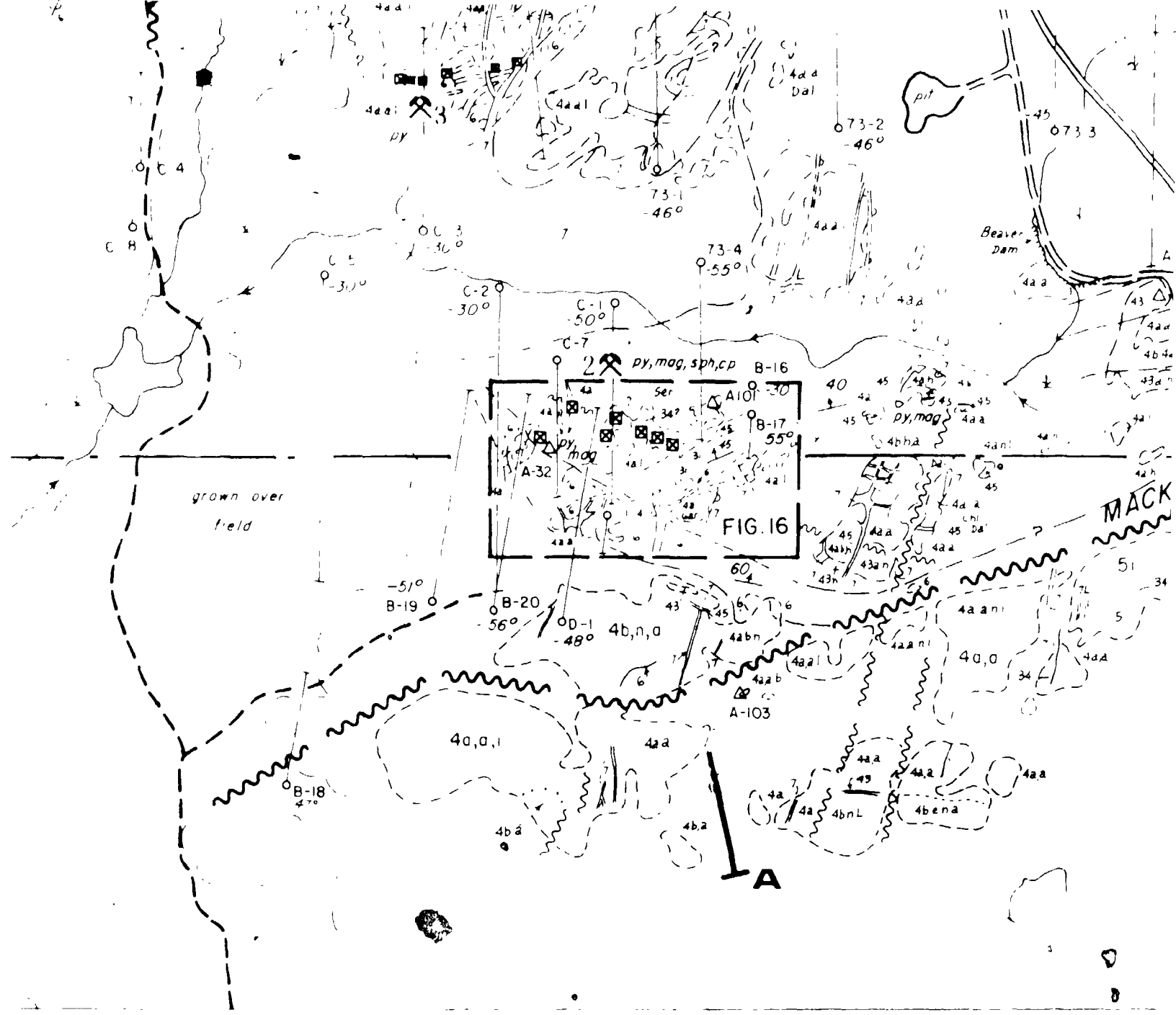



SULPHIDE SHOWINGS AND PROSPECTS

- ⚒1 MacKay Lake Prospect
- ⚒2 The Chance
- ⚒3 North Chance
- ⚒4 Aldermac Mine
- ⚒5 North Contact Tuff
- ⚒6 Archibald Prospect

| PROP | DD |
|---|---|
| TECK CORP (GEO ENG) | C- |
| | B- |
| | 72 |
| WEST MACANDA RESOURCES | W |
| | B-C |
| | M- |
| | M |

6 of




D D H LEGEND

| | DDH# | DRILLED BY | YEAR |
|---|---|---|---|
| P | C-1 | Chance, Syndicate | 1926-27 |
| | B-1 | Beauchance Mines | 1952-62 |
| | 72,73-1 | Cominco | 1972-73 |
| NDA | W-1 | New Insco | 1974-75 |
| | B-24,25(Deepened) | " | 1975-76 |
| | M-76-1 | " | 1976 |
| | M-77-1 | " | 1977 |

GEOL
AL
NOI

400

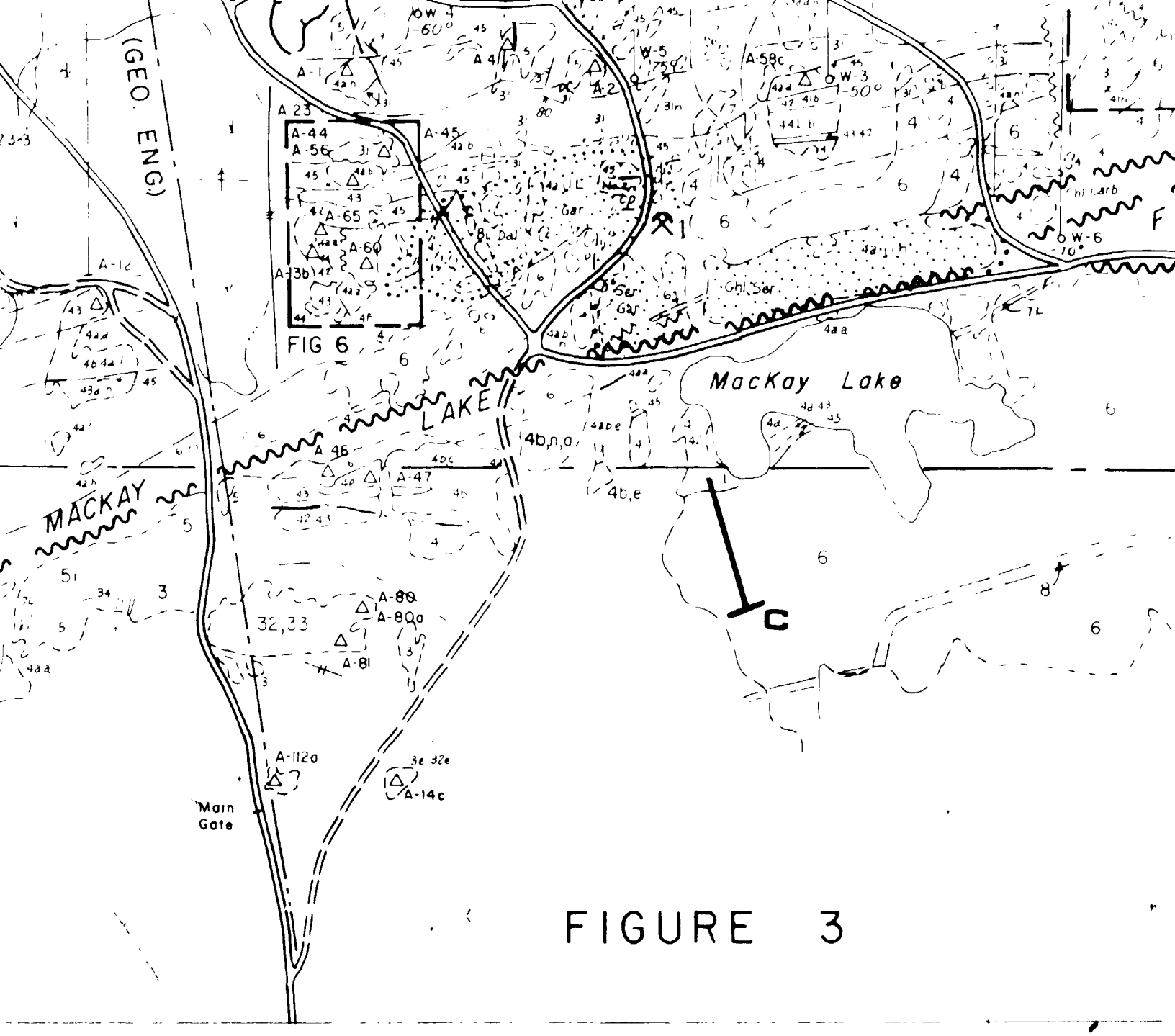



FIGURE 3

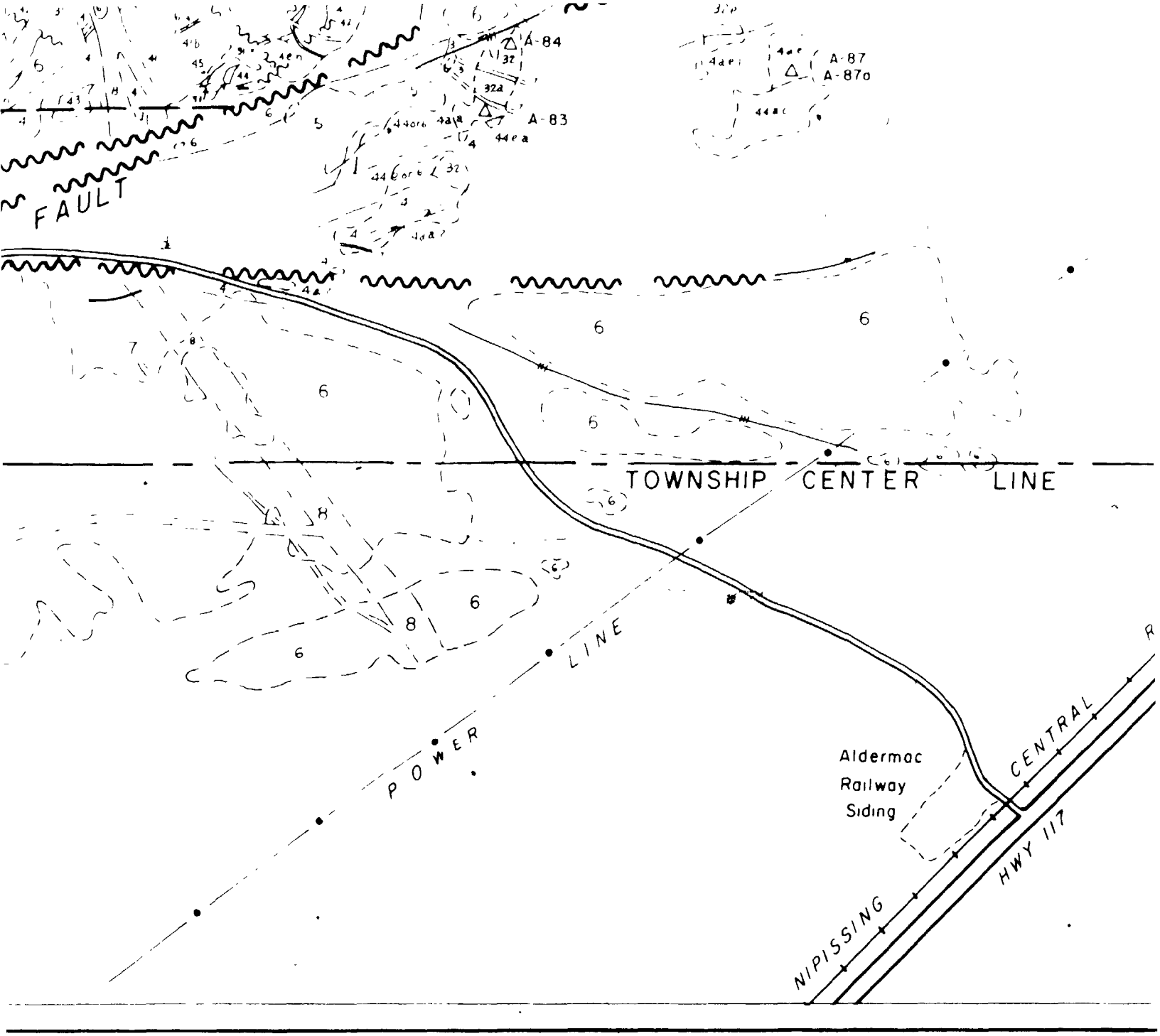
# EOLOGY OF THE ALDERMAC AREA NORANDA, QUÉBEC

SCALE (1" = 400' APPROX)

400 0 400 800 1200 FEET

100 0 100 200 METRES

8 of 1




## SOURCES OF INFORMATION

Grid maps, diamond drill logs and reports by Chance Syndicate, 1923-27, R C J Edwards and C D Spence, 1958-63, C.S. Wallis, 1972-73; H C Sakrison, and G Archibald, 1974-77; A D Hunter, 1976 and 1978

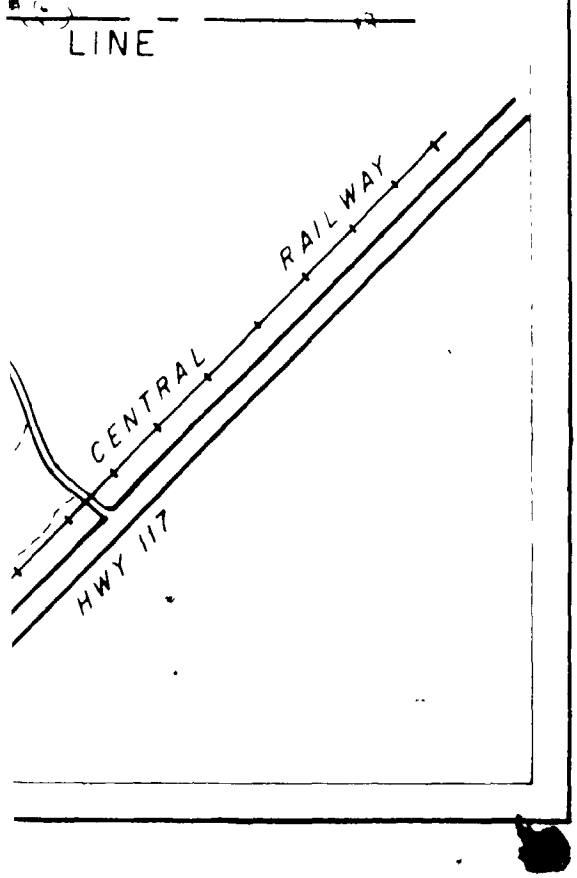
J. W. Ambrose and S.A Ferguson, G.S C paper 45-17, maps 45-17 A, B, published 1945.

J E. Hawley, 1948, maps and report.

D W Pollock, 1965 (?) maps produced for Noranda Explorations

Air photo blowups (1972 series) provided by le Ministère des Terres et Forêts.

Geological compilation and reinterpretation by A D Hunter, 1978.




| | |
|---|---|
| q | Quartz phenocrysts |
| Bi | Biotite |
| Chl | Chlorite |
| Carb | Carbonate |
| Dal | Dalmatianite |
| Gar | Garnet |
| Ser | Sericite |

## MINERALIZATION

| | | | |
|---|---|---|---|
| *py* | Pyrite | *sph* | Sphalerite |
| *po* | Pyrrhotite | *mag* | Magnetite |
| *cp* | Chalcopyrite | *hem* | Hematite |

## SYMBOLS

- Rock pits and trenches
- Significant sulphide showing
- Bedding attitude, attitude, direction of tops indicated
- Foliation attitude
- Jointing attitude
- Facing direction, from pillowed lava
- Fault or major shear zone
- Local shearing
- Lineament
- D D H, vertical, inclined with angle indicated
- Survey post
- Area of sulphide stain and gossan-
- Outcrop area
- Geological contact observed, interpreted
- Motor access road
- Road closed to motor vehicles, or for winter use only
- Grown-over trail or road
- Low, swampy area
- Old concrete foundation
- Chemical analysis and sample number as in text (A-84)
- Section line (A — B)

7,

3,

orêts

10 of 10

# END

1 7 1 2 8 1 1

# FIN

McGILL UNIVERSITY LIBRARY

THE ALDERMAC SYENITE
PORPHYRY STOCK,
QUEBEC

DEPOSITED BY THE FACULTY OF
GRADUATE STUDIES AND RESEARCH

IxM .IM142.1938

McGILL
UNIVERSITY
LIBRARY

UNACC. 1938

# THE ALDERMAC SYENITE PORPHYRY STOCK, QUEBEC

M. V. MacDONALD

Submitted to the
Department of Geological Sciences of
McGill University in Partial Fulfilment
of the Requirements for the Degree of
Master of Science.

MONTREAL, Province of Quebec

May 7, 1938.

## ABSTRACT

The petrology of a complex syenite porphyry stock, occurring on the property of the Aldermac Copper Corporation, west of Noranda, Quebec, is described. The stock is a plexus of dykes of diverse, though related composition, belonging to a soda-rich, alkali-calcic suite. Diversity in composition of the dykes is thought to be due to differentiation at depth, antecedent to injection, rather than to differentiation in place.

The economic geology of the Aldermac mine is not discussed although the ore-bodies, which occur to the south of the stock, are possibly genetically related to it.

TABLE OF CONTENTS

INTRODUCTION:

Location

Acknowledgements

Topography

Previous Work

Country Rock and Age of Stock

PETROGRAPHY:

Syenite Porphyry and Associated Rocks

(a) Main Stock — (1) Field Relations; (2) Microscopic Petrography

(b) Intermediate Dykes — (1) Field Observations; (2) Microscopic Petrography

(c) Small Dykes

(d) Dykes outside the main stock

Other Intrusives

Keewatin Volcanics

MODE OF INTRUSION STOCK:

OTHER SYENITE STOCKS:

Duprat, Twin Lake and Olier Lake Stocks

Chatam - Grenville Stock

Beattie Gold Mine

CONCLUSION:

BIBLIOGRAPHY:

# INTRODUCTION

## LOCATION:

This stock is two miles west of the centre of Beauchastel township, Quebec, and ten miles west of the twin cities of Rouyn and Noranda. The south-eastern third of the intrusive is on the property of the Aldermac Copper Corporation, the mine workings flanking the southern edge of the stock.

The stock is of interest because of its complex character, being composed of a large number of dyke-like masses of widely varying though related composition.

From the accompanying map[1] it may be seen that the outcrop pattern of the stock is rudely oval. It is roughly two miles long from north to south, and a mile in width.

## ACKNOWLEDGEMENTS:

The writer wishes to extend his appreciation of the assistance given him by the Department of Geological Sciences of McGill University, especially to Dr. F. Fitz Osborne for advice and assistance during the laboratory study, and to Dr. J. E. Gill for his help and constructive criticism of the thesis. He wishes also to thank Dr. A. R. Byers, geologist at the Aldermac Mine for helpful guidance in gathering material for the thesis, and to A. V. Corlett, manager of the Aldermac Mine, for permission to do geological mapping on the property.

1. See attached small scale map

TOPOGRAPHY:

The stock lies on the height of land between Hudson Bay and the St. Lawrence drainage system. The relief of the region is low; hills are generally irregular in form and rise only a few hundred feet above the valley areas. The most prominent relief feature in the immediate area is an east-west ridge of Cobalt conglomerate, two miles south of the Aldermac mine. This ridge, known as the Kekeko Hills, rises over seven hundred feet above the wide drift-filled valley on its northern side; its summit is the remnant of an ancient peneplain surface.

The greater part of the areas is covered with a mantle of drift and varved clays, an inheritance from the great post-glacial lakes of the Ice Age. Here and there through the clayey blanket project the larger irregularities of the surface on which the clay was deposited. Loose material, dropped by the retreating ice-sheet make up many of these irregularities, while the remainder are rock, partly covered with morainal materials.

The valleys are occupied by swamps and small sluggish streams. At one time the area was thickly wooded, but forest fires have destroyed most of the timber. The contact of the stock with the surrounding rocks is covered for the most part by swamp and drift, but within the stock itself, the rocks are well exposed in many places.

PREVIOUS WORK:

In 1923, Cooke[1] described the Aldermac stock briefly, having examined it while mapping in the vicinity of Lake Opasatika.

In 1927, Gunning[2] published a detailed description of the stock.

Cooke, James and Mawdsley[3] in 1931 published a compilation of their work in Western Quebec, in which a brief presentation of Gunning's work on the stock is given.

In 1932, Bruce[4] mentioned it in connection with his work in the Arntfield-Aldermac Mines area.

1. Cooke, H. C. Some Gold Deposits of Western Quebec. Geol.Surv. Canada. Summ.Rept.1923, Part CI pp. 122-123.
2. Gunning, H.C. Syenite Porphyry of Boischatel Township, Quebec. Geol.Surv.Canada. Bull. No.46, 1927,pp.31-41.
3. Cooke,James and Mawdsley. Geology and Ore deposits of the Rouyn-Harricanaw Region, Quebec. Geol.Surv.Canada. Memoir No. 166,1931. pp. 112-113.
4. Bruce, E.L. Arntfield-Aldermac Mines Map-Area, Beauchastel Township, Que.Bur.Mines.Ann. Rept. 1932, Part C. pp. 55-57

COUNTRY ROCK AND AGE OF STOCK:

The geological succession in this area as determined by Cooke, James and Mawdsley[1] and confirmed by Bruce[2] is as follows:-

| TABLE OF FORMATIONS | |
|---|---|
| Recent and Glacial | Clays, silts and peat<br>Stratified sand and clays<br>Till |
| Unconformity | |
| Cobalt Series | Conglomerate |
| Unconformity | |
| Intrusives | Diabase dykes (relation to Cobalt Series indefinite)<br>Intrusive contact<br>Syenite porphyry and allied rocks<br>Intrusive contact<br>Quartz Diorite |
| Intrusive Contact | |
| Keewatin Series | Volcanic rocks<br>Basic and acidic flows<br>Tuffs and agglomerates |

1. Op. Cit. p. 24
2. Op. Cit. p. 38

The syenite porphyry stock intrudes and is surrounded by rocks of the Keewatin series. The Keewatin rocks include acidic and basic types of flows with tuffs and agglomerates of diverse composition. The structural trend of these rocks is predominately east-west throughout the region but in the immediate vicinity of the stock local irregularities in strike may be noted. Due to extensive chloritization and silicification, it is difficult to distinguish between acidic and basic flows. Some of the tuff bands are easily confused with the lavas because of their extremely fine-grained character.

The volcanics were intruded by quartz-diorite (older gabbro), followed by the intrusion of the syenite porphyry stock and its associated dykes. The stock, the quartz diorite and the volcanics are all cut by a diabase dyke ( later gabbro ).

The conglomerate of the Cobalt series does not occur in the immediate vicinity of the stock. A diabase dyke was observed cutting the conglomerate but its age relation to the diabase dyke, which cuts the stock, is unknown.

After a long period of crosion, glacial and post-glacial deposits of till, clay, sand and gravel were laid down.

# PETROGRAPHY

## SYENITE PORPHYRY AND ASSOCIATED ROCKS:

### (a) MAIN STOCK

(1) FIELD RELATIONS: Observations in the field were restricted to the south-eastern part of the stock, i. e. that part occurring on the property of the Aldermac Copper Corporation. About seventy representative hand specimens were collected, and these, along with fifty thin sections were studied.

The stock is not uniform in composition nor does it show a gradation in composition from the margin toward the centre. It is composed of a great variety of facies of diverse though related composition. Many facies show fairly sharp and definite outlines and may be conveniently referred to as large dyke-like masses. These masses, though in intrusive contact with each other, do not show cross-cutting relationships. They are so closely related in appearance and composition, that they suggest nearly simultaneous intrusions, during and after differentiation, rather than a single intrusion of magma with subsequent differentiation in place.

In some places adjoining masses differ only in composition, whereas in other places they differ in grain-size as well.

The several facies are notably porphyritic, and they exhibit a great range in the proportion of phenocrysts. In the chilled margin of the stock such phenocrysts are lacking, but in the syenite and porphyritic syenite forming the bulk

of the complex, forty to sixty percent of the rock is phenocrysts. The phenocrysts of feldspar, which are tabular parallel to (010), show a marked planar alignement which is, in general, parallel to the contacts of the dyke-like masses and is demonstratable in adjacent but diverse facies. The pronounced trachytic texture of the stock is not common to those facies that are rich in quartz.

Chilled contacts between the various facies were not observed, but abrupt changes in grain-size, colour and orientation of feldspar laths served to delimit their boundaries.

The porphyry weathers to a grey colour, where the rock is rich in soda-amphibole and albite, and weathers pink where a high content of orthoclase and microcline obtains.

The feldspar laths, in many places, have a maximum length of four inches, but, on the average, they are between half an inch and an inch long. Figures 1 and 2 (page 10) illustrate the trachytic texture of the porphyry as well as the relative size of the phenocrysts.

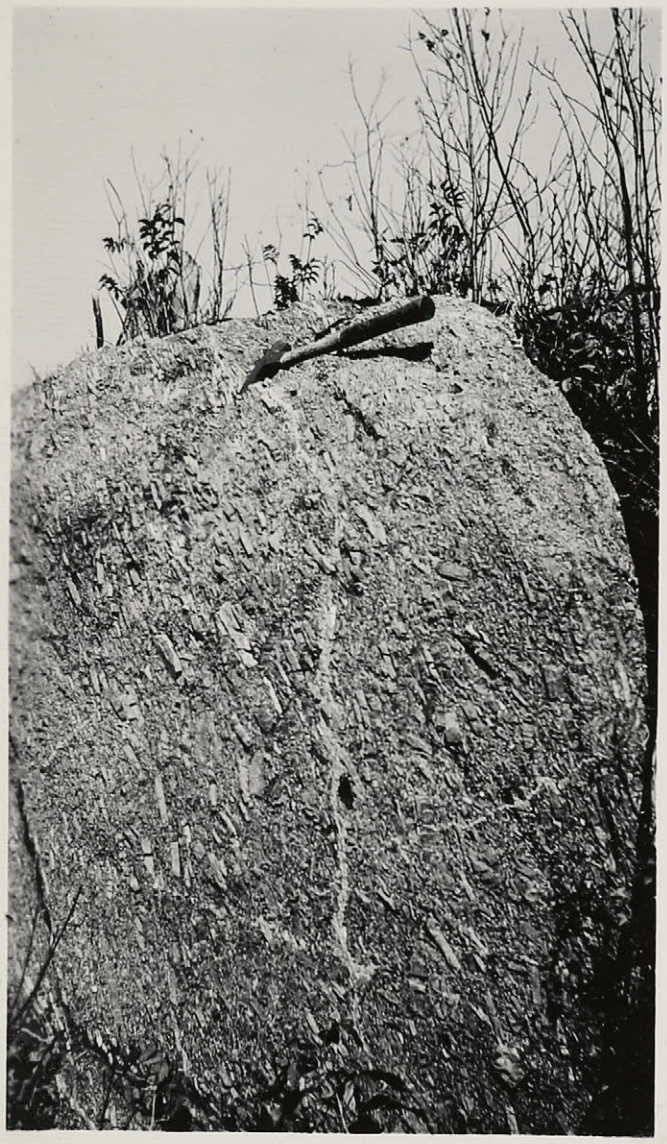


Figure 1.



Figure 2.

Parallel orientation of the feldspar laths in one direction is often continuous over a distance of five hundred feet. The attitude of the feldspar laths was noted at a great number of points but no regular pattern or system was observed. In many places there is a marked divergence in strike, as may be seen in figures 3 and 4 (page 11). The dip of the laths tends to be more uniform however, and generally approaches the vertical. In figures 3 and 4 it appears that the crystals, suspended in magma, were churned before solidification was complete.

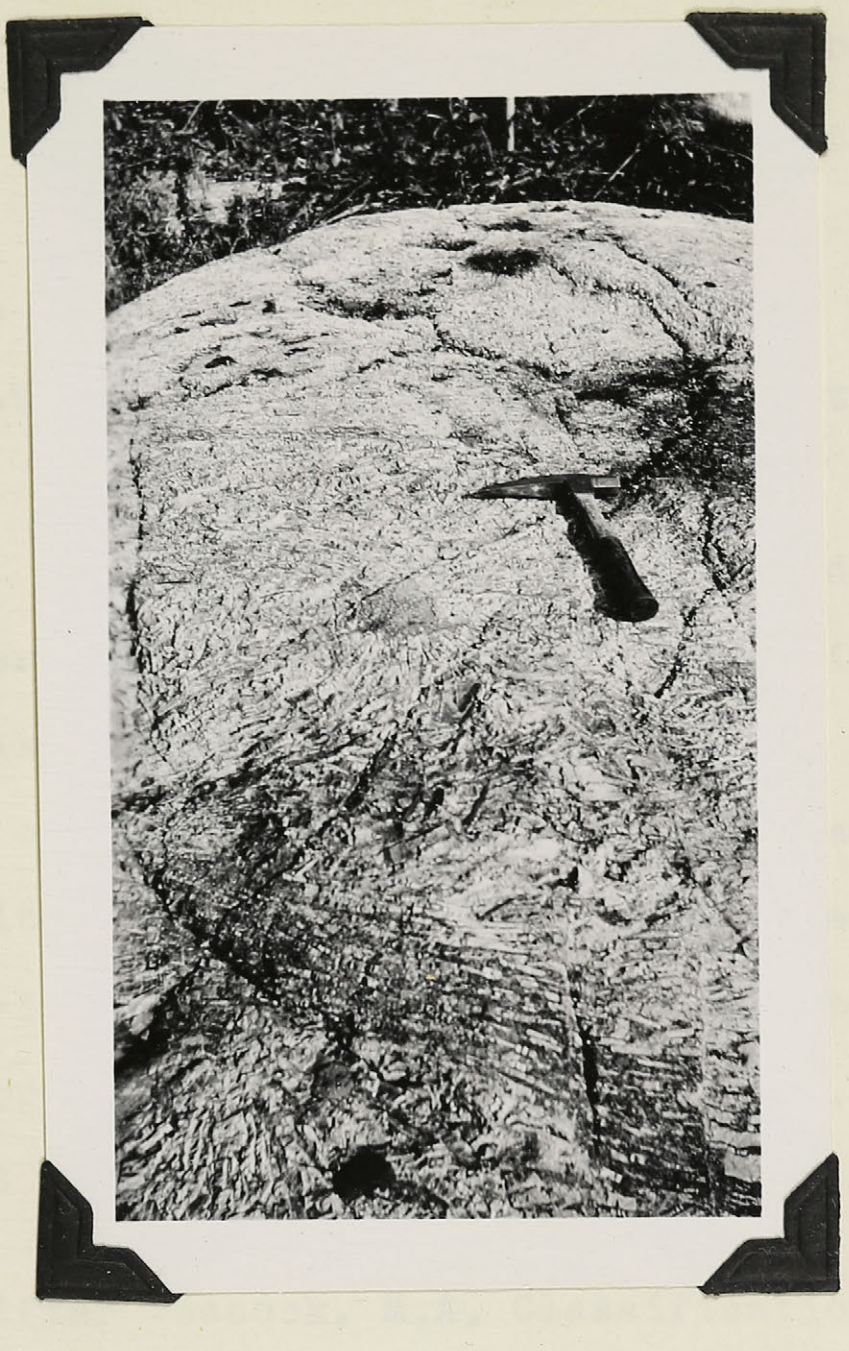


Figure 3.



Figure 4.

(2) MICROSCOPIC PETROGRAPHY: The rocks of the stock belong to the alkali-calcic suite[1], and are rich in potash and soda. In general the rocks are saturated. Only one facies was noted where oversaturation had resulted in a high quartz content, this facies having about twenty-five percent quartz.

The minerals that have been identified in the syenite porphyry are: orthoclase, microcline, microperthite, anorthoclase, albite, biotite, muscovite, quartz, a soda-amphibole of the arfvedsonite-riebeckite series, augite, hedenbergite, diopside, aegirine, aegirine-augite, apatite, magnetite-ilmenite, titanite, rutile and pyrite. Alteration has produced calcite, epidote (rare), chlorite, limonite, kaolin and zeolites (rare).

1. After Peacock, M.A. Classification of Igneous Rock series. Jour. Geol. 1931 p. 64.

Table 1 (Peacock)

| Characteristic Minerals. | Rock Series | | | |
|---|---|---|---|---|
| | Alkali | Alkali-Calcic | Calc-Alkali | Calcic |
| Rhombic Pyroxene | | | x | x |
| Soda-Pyroxene | x | x | ?x | |
| Common Hornblende | | | x | x |
| Soda-Amphibole | x | x | | |
| Soda-Potash-Feldspar | x | x | x | |
| Feldspathoid | x | | | |
| Quartz | | x | x | x |

$Na_2O + K_2O$ = CaO at 51 56 61 percent $SiO_2$

Alkali - lime index.

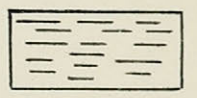
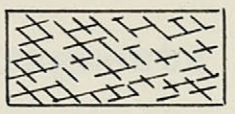
The freshness of the syenite is marked. Thin sections of surface specimens showed as little alteration as those taken from the various levels underground, and so facilitated microscopical study.

The greater part of the stock is comprised of medium to coarse-grained holocrystalline syenite porphyry. The fabric is generally porphyritic though hypidiomorphic fabric is not uncommon.

The several facies of the stock may be classified as common, acidic and basic facies. In the common facies the phenocrysts (40-60 percent of the rock ) consist of orthoclase or anorthclase, and less frequently microperthite, microcline and albite. The albite is generally between $An_5$ and $An_{10}$. The ground mass is chiefly composed of aegirine-augite (20-30 percent of the rock) though in some cases it may be any one of augite, hedenbergite, diopside or aegirine. Biotite is a common primary constituent and may make up from ten to twenty percent of the rock. The brown variety predominates, the green variety being associated with the more basic facies. Apatite and magnetite are persistent accessory constituents. Occasionally shreds of soda-amphibole are to be seen.

The acidic facies may contain as much as twenty-five percent quartz. The phenocrysts are commonly orthoclase, anorthoclase or microcline. The feldspar phenocrysts often disclose granophyric texture. Pyroxene (aegirite) is not abundant. Quartz and feldspar comprise

ninety-nine percent of the rock. The remainder may be aegirite, magnetite-ilmenite, or soda-amphibole.

The basic facies is a fine-grained green rock of hypidiomorphic fabric. It is found along the eastern edge of the stock but is by no means confined to the contact, as it occurs at various points within the stock. Subhedral crystals of pyroxene and potash feldspar, in approximately equal amounts, make up ninety-five percent of the rock. The feldspar may be microcline, anorthoclase, or orthoclase; the pyroxene augite, aegirine-augite, or diopside-hedenbergite. In some rocks, up to forty percent green biotite is present, in which case the feldspar content is as low as twenty percent. The biotite commonly contains many microscopic needles of rutile (?) aligned either parallel (  ) or in a cross-hatched fashion, intersecting at one hundred and twenty degrees (  ). Accessory minerals are apatite, magnetite and less frequently needles of soda-amphibole.

It must be emphasized that the three facies described above are merely artificial divisions to facilitate the making of generalizations. Every gradation exists between the three types. For instance, one area was composed of a hypidiomorphic medium-grained aggregate of microcline partially albitized by paulopost action. Ferro-magnesian minerals and quartz were absent. In another mass, composed of seventy percent orthoclase and fifteen percent of brown biotite and augite, a nodule the size of a baseball was

noticed. Ninety-nine percent of the nodule was green biotite, the remaining one percent being magnetite. This ball may represent a segregation rich in alumina and magnesia that stabilized as biotite.

Cooke, James and Mawdsley[1] have described three to six inch nodules occurring underground at Noranda Mines in a syenite porphyry dyke. They were composed of about eighty to eighty-five percent of greatly sericitized feldspar with subordinate amounts of quartz, magnetite, and a chloritized ferro-magnesian mineral. They state

> "There is no evidence that the nodules have been formed by replacement of the porphyry, or by later introduction of acid material; they pass into the porphyry at their edges by a rapid gradation; hence it appears that they must have formed by differentiation of the porphyrymagma itself."

Angular fragments composed of pennine were noticed in the syenite porphyry on the 500-foot level at the Aldermac Mine. Their outline varied from sharp to indistinct. These fragments may represent altered pieces of basic lava from the country rock the stock intruded.

(b) INTERMEDIATE DYKES

(1) FIELD OBSERVATIONS: Syenite porphyry dykes, a few feet wide, were noted, whose mode of emplacement was quite similar to that of the larger masses. They appeared to have been intruded into earlier facies before crystallization was complete, with the result that the feldspars in both were similarly oriented. This is well illustrated in figures 5-7. In figure 5 an outcrop of syenite porphyry,

1. Op.Cit.p.189

twenty-five feet in diameter, is sketched. Arrows show the direction the camera was pointing when the pictures shown in figures 6 and 7 were taken. The outcrop is cut by an eight inch dyke of syenite porphyry. It may be noted that the feldspars show similar orientation throughout, although the dyke makes a bend of ninety degrees.

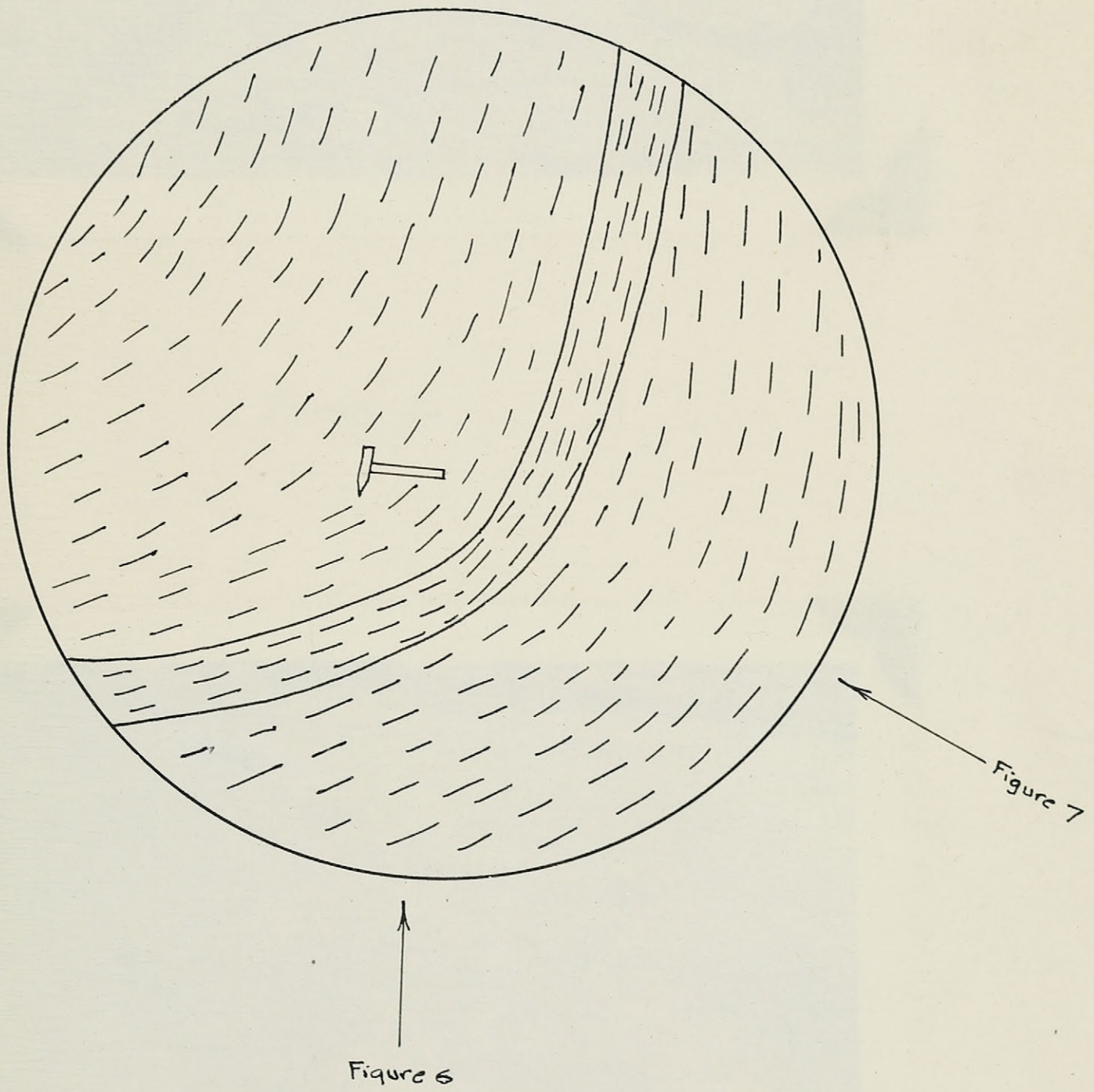



Figure 5.



Figure 6.



Figure 7.

(2) MICROSCOPIC PETROGRAPHY: The composition of the intermediate dykes is generally the same as the common type of the main stock. However some of these dykes are basic, and consist of fifty percent augite and/or green biotite, with microcline or albite composing the remainder. The biotite is, in general, extensively chloritized. A few scattered grains of magnetite occur.

The occurrence of these basic syenite porphyry dykes cutting the common facies (which is much less basic) of the main mass, preclude the establishment of the normal order of intrusion, i. e. basic facies followed by acidic facies.

(c) SMALL DYKES:

A great number of small dykes, one to two inches in width, cut through the stock in many directions, having no definite relation to the foliation defined by the feldspars. Hence it is concluded that these dykes came in after the main stock and intermediate dykes were completely crystalline.

The dykes fall into three types,- aplite, albite porphyry and quartz porphyry. These acidic dykes cut all other facies of the syenite porphyry indiscriminately. The earliest dykes are albite porphyry, succeeded in turn by aplite, quartz porphyry and finally albite porphyry dykes.

The aplite dykes have an exceedingly fine-grained feldspathic mesostasis with many fine grains of magnetite. A few anhedral crystals of augite and quartz

are to be seen.

The quartz porphyry dykes have more than fifty percent quartz phenocrysts in an albitic groundmass. Needles of soda-amphibole occur in both the quartz and the feldspar.

The albite porphyry dykes contain seventy-five to ninety percent albite ($An_0$ - $An_{10}$) with subordinate amounts of biotite and/or soda-amphibole. The soda-amphibole belongs to the arfvedsonite-riebeckite series. It occurs in subhedral and anhedral forms, either as needles or as irregular radiating masses, which cut across the feldspar. Its optical properties are biaxial, positive, elongation positive or negative, polarization colours masked, extinction angle twenty-five degrees, pleochroic formula: $\alpha$ = blue; $\beta$ = pale violet; $\gamma$ = pale yellow. Many thin tabular sections do not extinguish. Minor amounts of magnetite, epidote and titanite occur.

Occasionally biotite and soda-amphibole will make up fifty percent of the rock, occurring as subhedral crystals in a fine-grained mesostasis of albite. Generally however, the fabric is hypidiomorphic.

A few of the albite porphyry dykes have phenocrysts of albite and microcline, the albite predominating. Here the groundmass is chiefly aegirite or aegirine-augite with a few shreds of soda-amphibole.

The tendency of the soda-amphibole to occur as fine shreds rendered the complete determination of its optical properties difficult in many thin sections. Only

one variety of amphibole was definitely determined, and has been described above. Gunning, however, was able to identify three amphiboles in his work on the stock. He determined their properties to be as follows:-

AMPHIBOLE 1.

"The amphibole is biaxial and negative, has negative elongation, and Y = B. Its pleochroic scheme is: X = blue; Y = violet; Z = pale yellow. The dispersion, $\gamma < \nu$ is strong. The optic angle is large. The optic plane is parallel to the elongation. The indices are:

$\alpha$ = 1.677 ± 0.003; $\beta$ = 1.687 ± 0.005; $\gamma$ = 1.692 ± 0.003.

Typical amphibole cleavage is well developed on basal sections. The extinction angle $X \wedge c$ is essentially $0^{\circ}$. The amphibole falls in the hastingsite-riebeckite-arfvedsonite group of amphiboles, but does not check optically with any of them. In pleochroism it most closely approaches arfvedsonite, but its index is decidedly lower."

AMPHIBOLE 2.

"It is biaxial negative. The optic angle is $0^{\circ}$ + to about 60 degrees. It has positive elongation. The dispersion $\gamma < \nu$ is extreme. The indices of refraction are:

$\alpha$ = 1.623, $\beta$ = 1.630, $\gamma$ = 1.635

The birefringence is about 0.012. The plane of the optic axes coincides in general direction with the elongation or the prismatic cleavage traces. The extinction $Z \wedge c$ is approximately 40 degrees, but it was extremely difficult to obtain the exact extinction angle on account of the great dispersion, an anomalous berlin blue colour being the lowest obtainable. The mineral is commonly twinned parallel to 100. In thin section the mineral is obsolutely colourless.

From the well-developed amphibole cleavage the mineral may safely be assumed to be an amphibole of some variety that, as far as the author can ascertain, has not heretofore been described microscopically. Separation by heavy liquids, with a view to obtaining sufficient material for analysis, was attempted, but a sufficiently clean product could not be obtained. Even the purer grains of the amphibole were found to contain many impurities. The writer's conclusion as to the nature of this mineral is that it is a NaAl or NaCaMg Al amphibole."

AMPHIBOLE 3.

"The mineral is biaxial and negative. The axial angle ($2V$) is approximately 30 degrees. The elongation is positive. The dispersion, $r > v$, is moderate. The indices of refraction are:-

$\alpha = 1.64 \pm 0.005$, $\beta = 1.657 \pm 0.002$, $\gamma = 1.660 \pm 0.003$

The pleochroism is fairly strong in shades of green. The extinction, $c \wedge c$, varies up to 43 degrees.

Judging from its high extinction angle this mineral seems to belong to the katophorite group. The latter, however, according to Johannsen and Iddings, is positive. Lacroix states that katophorite may be either positive or negative, and that its optic angle varies from $2E = 33$ to $2E = 60$ degrees."

The soda-amphibole commonly occurs as shreds and radiating aggregates that cut across the feldspar crystals, showing clearly that it is a late mineral, produced after the crystallization of the feldspar. Aegirine and augite crystals often show alteration, around their edges, to the blue amphibole. In reference to this Gunning states:-

"The latter (blue amphibole) has apparently also formed at the expense of biotite.....In one case, a large fibrous plate of blue amphibole has cut directly across an area of brown biotite, and the perfect cleavage line of the latter can still be seen cutting across the cleavage of the amphibole. It is extremely difficult to avoid the conclusion in these cases that soda has been concentrated in the final stages of intrusion and has found expression in the development of albite and blue amphibole."

As suggested above, much of the albite is a late stage product. Many of the crystals of potash feldspar contain irregular patches of albite which stand out because of their clearness against the somewhat cloudy appearance of the potash feldspar, due to alteration to kaolintic material.

(d) DYKES OUTSIDE THE MAIN STOCK:

Many dykes of syenite porphyry cut the surrounding volcanics. Their number decreases away from the stock. Practically none exists more than half a mile from the stock. In general, the dykes in the aureole are from five to fifteen feet in width.

OTHER INTRUSIVES:

The quartz diorite intrusives (older gabbro) are fine to medium-grained rocks which weather to a brown colour. The fresh surface is dark green. The chief minerals are hornblende and plagioclase, probably near andesine in composition. These rocks have been extensively chloritized.

The diabase dyke (later gabbro) cutting through the stock is a medium-grained green rock with a pronounced ophitic texture. Its margins are chilled to a very fine grain. The rock weathers to a greenish-grey colour. It is composed chiefly of augite and andesine ($An_{45}$).

KEEWATIN VOLCANICS:

The flows are principally andesites, trachytes, and rhyolites that have been so extensively chloritized and silicified that their original composition is obscure. Thin section study affords little clue to their original nature. Phenocrysts of quartz and feldspar occur sparingly. Probably none of the lavas is more basic than andesite.

An acidic lava, bordering the west central margin of the stock was observed to have been metasomatized with the development of needles of soda-amphibole, a very common mineral in the stock itself.

The pyroclastic beds are not very extensive. Figure 8 below is a good illustration of one of the coarser beds.

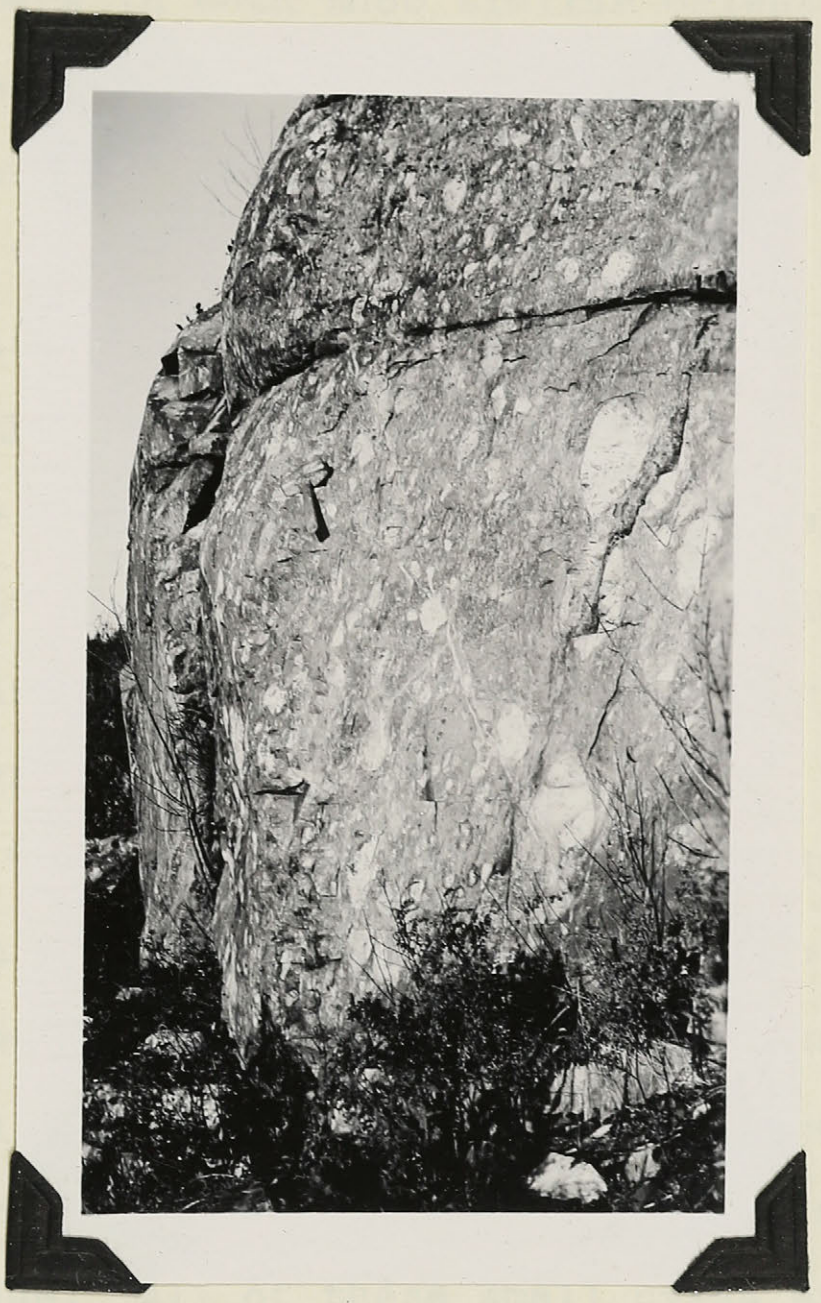


Figure 8.

## MODE OF INTRUSION OF STOCK

The main mass of the stock as well as the intermediate dykes, a few feet in width, appear to have a close association in time, for chilled edges are rare. The feldspars in both show similar orientation[1] and thus suggest that the intrusives were partially crystalline when emplaced, and that the same stresses determined the strike of the feldspar laths in both the main mass and the intermediate dykes. Sharp variations in mineral composition of the different facies point to differentiation at a lower level prior to intrusion. Despite variations in composition the close relationshp exhibited between the facies point rather conclusively to their common origin in one underground magma reservoir.

The small dykes, a few inches in width, are much later than the rest of the stock and were intruded after the main mass of the stock had crystallized. They cut across the stock in many directions and only rarely is their strike parallel to that of the feldspar laths in the mass they intrude. All of these small dykes exhibit chilled margins. Their composition places them definitely in the same soda-rich alkali-calcic suite as the main stock, and assigns to both a common origin. The predominance of quartz, albite and soda-amphibole in these dykes, representing the end stages of the intrusion, suggest that filter pressing of parts of the magma that were already partly

1. Ibid p. 15

solidified resulted in the concentration of quartz and alkalies, particularly soda, in the residual liquid.

In the immediabe vicinity of the diabase dyke, where it cuts through the stock, gradational changes in the composition of the syenite porphyry were noticed. However, these gradational changes do not suggest differentiation in place to the author, but rather metasomatic action arising from the intrusion of the diabase.

It may be noted on the accompanying large scale map that the volcanic fragmental beds, surrounding the stock, rudely circle its periphery. This suggests the stock may fill an old volcanic neck, and that the pyroclastic beds were formed from outbursts from this vent. Underground work at the mine has shown the stock to dip steeply to the north. No information was gathered as to the attitude of the volcanics, but it would be interesting to know if they do or not not dip away from the stock on all sides.

As previously mentioned[1] reversals in the normal order of intrusion (from matic to felsic) were observed. A comment of Daly's[2] in this regard is interesting.

1. Ibid p. 18
2. Daly, R.A. Igneous Rocks and the Depths of the earth. p. 542.

"Reversal of the normal order and alternation of mafic and felsic, as well as alternation of subalkine and feldspathoidal eruptions, are theoretically demanded at volcanic vents of the central type. That the facts actually correspond is shown in the Mont Dore, Le Velay, Le Mézenc, Cantal, and Limagne of central France; the Rhine province; Bohemia; Lipari Islands; Ascension Island; the Australian centers; and elsewhere."

With reference to the economic geology of the Aldermac Mine, the author is not in a position to make any definite statement having spent only a few hours underground. Cooke, James and Mawdsley[1] believe the sulphide deposits to be genetically related to the syenite porphyry stock, and to have been formed during the period of its intrusions. Other geologists have doubted this statement, pointing to a post-ore fault in the mine that displaces one of the ore-bodies a short distance and displaces the diabase dyke, cutting through the stock, a much greater distance.

1. Op. Cit. p. 183

## OTHER SYENITE STOCKS.

Cooke, James and Mawdsley[1] have described numerous syenite porphyry stocks occurring in the Rouyn-Harricanaw area. Of these, only three are considered similar to the Aldermac stock, namely the Duprat, Twin Lake, and Olier Lake syenite porphyries. All three outcrop near the Aldermac stock, two in Beauchastel township, and one to the north in Duprat township. In reference to these stocks they state:-

> "None of these masses has been studied in detail. All are like the Aldermac porphyry mass, in that they are composed of a number of dykes of varying composition, having intrusive relations one to another. All the observed types can be matched with types from the Aldermac mass, although anyone of the bodies may not exhibit as many types as are found in the Aldermac mass. All, therefore appear to have been extruded from the same magma basin, and undoubtedly were formed at about the same time."

Only one of these stocks, the Olier Lake Stock, was visited by the writer, and only the eastern part of the stock was examined. At that point two main differences were noted between it and the Aldermac stock. In the first place the feldspar phenocrysts tended to be book-shaped rather than lath-shaped, and they made up a smaller portion of the rock (roughly twenty-five percent as compared to the fifty percent at Aldermac). Secondly the stock did not appear to be nearly as complex as the Aldermac stock.

1. Op. Cit. pp. 111-117

Osborne[1] has described a syenite porphytry occurring as part of a composite stock, some fifty miles north-east of Montreal. The mode of emplacement differs considerably from that of the Aldermac stock, but there is a marked similarity in mineral composition. It is a slightly oversaturated rock containing alkaline amphiboles. It differs from the Aldermac stock in that the feldspar tends to be more calcic, of the composition of oligoclase, and also in that common hornblende is often present as an accessory mineral.

O'Neill[2] has described a syenite porphyry stock at the Beattie Gold Mine, twenty miles north of Aldermac. This stock is wholly feldspathic except for a few small crystals of green hornblende. It differs from the Aldermac stock in that mafic minerals are strikingly absent, and in that its texture is granitic rather than trachytic. A later intrusion of bostonite porphyry at the Beattie Mine has a distinctly trachytic texture. Both porphyries have orthoclase and albite phenocrysts set in a mesostasis of oligoclase, which is not the case at Aldermac.

1. Osborne, F.F. The Chatam-Grenville Composite Stock, Quebec. Trans.Roy.Soc.Canada.Third Series, Sect. 4, Vol. 28, (1934).

2. O'Neill, J.J. The Beattie Gold Mine, Duparquet Township. Ann.Rept.Que.Bureau Mines, 1932, Part C pp. 15-16.

## CONCLUSION

The main mass of the stock is a composite of intrusions, closely associated in time of injection, Differentiation at depth, antecedent to injection, resulted in the formation of an alkali-calcic suite of rocks at an early stage. Potash feldspar is the most abundant primary mineral, with subordinate amounts of biotite, augite and aegirine. Basic and acidic facies occur, though not in normal sequence, alternations being observed. In the end stages of the intrusion, when the stock was almost completely solidified an injection of residual magma liquid, rich in soda and quartz manifested itself in the formation of many small dykes of quartz and albite porphyry, containing soda-amphibole. Contemporaneously with the formation of the dykes, the soda-rich injection acted on the earlier facies resulting in the partial conversion of the potash feldspar to albite, and of the pyroxenes to soda-amphibole. The far-reaching effect of the end stages of the intrusion, as evidenced by the widespread occurrence of albite and shreds of soda-amphibole throughout the stock, suggest that there was a high concentration of volatiles at the final end point of differentiation.

Gunning,[1] in his concluding remarks, states:-

"The rocks grade from basic types, the earliest to be intruded and which seem to correspond roughly with normardkite porphyry, through coarse quartz syenite porphyries to fine-grained alkali syenites. Some of the later

1.Op.Cit.p.40

phases that are particularly rich in quartz verge on granite porphyries."

His interpretation of the formation of the stock is similar to the writer's in regard to the end stages of the intrusion in that he believes the residual liquids had a high volatile content and were rich in quartz and soda. However, his belief in a normal sequence, grading from basic facies in the beginning through to acidic facies in the end stages of the intrusion, is at variance with the author's. The author believes that alternations of basic and acidic facies took place during injection.

## BIBLIOGRAPHY

1. Cooke, H. C. Some Gold Deposits of Western Quebec.
Geol.Surv.Canada. Summ.Rept.1923 Part CI, pp.122-123.

2. Gunning, H.C. Syenite Porphyry of Boischatel Township,
Quebec. Geol.Surv.Canada.Bull.46,1927,pp.31-41.

3. Cooke, James and Mawdsley. Geology and Ore Deposits of the
Rouyn-Harricanaw Region, Quebec.
Geol.Surv.Canada.Memoir No.166, 1931, pp.112-113.

4. Bruce, E. L. Arntfield-Aldermac Mines Map-Area,
Beauchastel Township.
Que.Bur.Mines Ann. Rept.1932, Part C pp.55-57

5. Osborne, F.F. The Chatam-Grenville Composite Stock,
Quebec.
Trans.Roy.Soc.Canada. Third Series Sect.4,Vol.28 (1934).

6. O'Neill, J.J. The Beattie Gold Mine, Duparquet Township.
Ann.Rept. Que.Bureau Mines 1932 Part C,pp.-15-16

7. Peacock, M.A. Classification of Igneous Rock Series.
Jour. Geol. 1931, pp. 54-67.

8. Daly, R. A. Igneous Rocks and the Depths of the Earth p.542.

## MAPS

1. Small scale map showing location of the Aldermac Stock.
2. Large scale map of the property of the Aldermac Copper Corporation.

# ANNEXE 2

# Journaux de sondage

LAMONT inc

expert • conseil

**RAPPORT DE SONDAGE**

| | | | |
|---|---|---|---|
| **Projet :** | Caractérisation Aldermac | **Sondage no :** | ALD-001 |
| **Localisation :** | Site minier Aldermac | **Échantillon (O/N) :** | N |
| **Numéro de projet :** | 15-044 | **Nom échantillon :** | |
| **Date :** | 05-juil-16 | **Profondeur :** | surface |
| **Coordonnées (zone) :** | UTM NAD83 Zone 17U | **Responsable:** | M.LévesqueMichaud |
| **Estant** | 631316 | | A.Lamontagne |
| **Nordant** | 5342058 | | |
| **pH en pâte *in situ* :** | Non | **Plasticité (O/N) :** | |
| **Couleur :** | brun foncé | **Granulométrie :** | |
| **Type de matériel :** | terre | | |

**Commentaire :**

**Scan FRX :** Oui ALDX001

**Photo :**

LAMONT inc

expert • conseil

**RAPPORT DE SONDAGE**

| | | | |
|---|---|---|---|
| **Projet :** | Caractérisation Aldermac | **Sondage no :** | ALD-002 |
| **Localisation :** | Site minier Aldermac | **Échantillon (O/N) :** | N |
| **Numéro de projet :** | 15-044 | **Nom échantillon :** | |
| **Date :** | 05-juil-16 | **Profondeur :** | |
| **Coordonnées (zone) :** | UTM NAD83 Zone 17U | **Responsable:** | M.LévesqueMichaud |
| **Estant** | 631361 | | A.Lamontagne |
| **Nordant** | 5342113 | | |
| **pH en pâte *in situ* :** | 3,75 | **Plasticité (O/N) :** | |
| **Couleur :** | | **Granulométrie :** | |
| **Type de matériel :** | | | |
| **Commentaire :** | Pas de végétation. Eau résurgence à côté: pH=3,18 | | |
| **Scan FRX :** Oui | ALDX002 | | |
| **Photo :** | | | |

LAMONT inc

expert • conseil

**RAPPORT DE SONDAGE**

| | | | |
|---|---|---|---|
| **Projet :** | Caractérisation Aldermac | **Sondage no :** | ALD-003 |
| **Localisation :** | Site minier Aldermac | **Échantillon (O/N) :** | N |
| **Numéro de projet :** | 15-044 | **Nom échantillon :** | |
| **Date :** | 05-juil-16 | **Profondeur :** | 10 cm |
| **Coordonnées (zone) :** | UTM NAD83 Zone 17U | **Responsable:** | M.LévesqueMichaud |
| **Estant** | 631379 | | A.Lamontagne |
| **Nordant** | 5342100 | | |
| **pH en pâte *in situ* :** | 4 | **Plasticité (O/N) :** | |
| **Couleur :** | gris | **Granulométrie :** | argileux |
| **Type de matériel :** | ressemble à des résidus miniers frais | | |

**Commentaire :**

**Scan FX :** Oui ALDX003

**Photo :**

LAMONT inc

expert • conseil

**RAPPORT DE SONDAGE**

| | | | |
|---|---|---|---|
| **Projet :** | Caractérisation Aldermac | **Sondage no :** | ALD-004 |
| **Localisation :** | Site minier Aldermac | **Échantillon (O/N) :** | N |
| **Numéro de projet :** | 15-044 | **Nom échantillon :** | |
| **Date :** | 05-juil-16 | **Profondeur :** | 35-40 cm |
| **Coordonnées (zone) :** | UTM NAD83 Zone 17U | **Responsable:** | M.LévesqueMichaud |
| **Estant** | 631379 | | A.Lamontagne |
| **Nordant** | 5342100 | | |
| **pH en pâte *in situ* :** | 4,25 | **Plasticité (O/N) :** | |
| **Couleur :** | gris | **Granulométrie :** | argileux |
| **Type de matériel :** | ressemble à des résidus miniers frais | | |

**Commentaire :**

**Scan FRX :** Oui ALDX004

**Photo :**

LAMONT inc

expert • conseil

**RAPPORT DE SONDAGE**

| | | | |
|---|---|---|---|
| **Projet :** | Caractérisation Aldermac | **Sondage no :** | ALD-005 |
| **Localisation :** | Site minier Aldermac | **Échantillon (O/N) :** | N |
| **Numéro de projet :** | 15-044 | **Nom échantillon :** | |
| **Date :** | 05-juil-16 | **Profondeur :** | 15-20 cm |
| **Coordonnées (zone) :** | UTM NAD83 Zone 17U | **Responsable:** | M.LévesqueMichaud |
| **Estant** | 631413 | | A.Lamontagne |
| **Nordant** | 5342099 | | |
| **pH en pâte *in situ* :** | | **Plasticité (O/N) :** | |
| **Couleur :** | | **Granulométrie :** | sableux |
| **Type de matériel :** | | | |
| **Commentaire :** | pH d'eau stagnante près du sondage = 3,54 | | |
| **Scan FRX :** Oui | ALDX005 | | |
| **Photo :** | | | |

LAMONT inc

expert • conseil

**RAPPORT DE SONDAGE**

| | | | |
|---|---|---|---|
| **Projet :** | Caractérisation Aldermac | **Sondage no :** | ALD-006 |
| **Localisation :** | Site minier Aldermac | **Échantillon (O/N) :** | O |
| **Numéro de projet :** | 15-044 | **Nom échantillon :** | ALD-006-1 |
| **Date :** | 05-juil-16 | **Profondeur :** | surface |
| **Coordonnées (zone) :** | UTM NAD83 Zone 17U | **Responsable:** | M.LévesqueMichaud |
| **Estant** | 631427 | | A.Lamontagne |
| **Nordant** | 5342117 | | |
| **pH en pâte *in situ* :** | 2,73 | **Plasticité (O/N) :** | O |
| **Couleur :** | brun foncé | **Granulométrie :** | |
| **Type de matériel :** | terre | | |

**Commentaire :**

**Scan FRX :** Oui ALDX006-2

**Photo :**



LAMONT inc

expert • conseil

**RAPPORT DE SONDAGE**

| | | | |
|---|---|---|---|
| **Projet :** | Caractérisation Aldermac | **Sondage no :** | ALD-006 |
| **Localisation :** | Site minier Aldermac | **Échantillon (O/N) :** | O |
| **Numéro de projet :** | 15-044 | **Nom échantillon :** | ALD-006-2 |
| **Date :** | 05-juil-16 | **Profondeur :** | 15-20 cm |
| **Coordonnées (zone) :** | UTM NAD83 Zone 17U | **Responsable:** | M.LévesqueMichaud |
| **Estant** | 631427 | | A.Lamontagne |
| **Nordant** | 5342117 | | |
| **pH en pâte *in situ* :** | | **Plasticité (O/N) :** | N |
| **Couleur :** | orange et gris | **Granulométrie :** | silt/sable |
| **Type de matériel :** | | | |

**Commentaire :**

**Scan FRX :** Oui ALDX006-3

**Photo :**



L A M O N T inc

e x p e r t • c o n s e i l

**RAPPORT DE SONDAGE**

| | | | |
|---|---|---|---|
| **Projet :** | Caractérisation Aldermac | **Sondage no :** | ALD-007 |
| **Localisation :** | Site minier Aldermac | **Échantillon (O/N) :** | O |
| **Numéro de projet :** | 15-044 | **Nom échantillon :** | ALD-007 |
| **Date :** | 05-juil-16 | **Profondeur :** | surface |
| **Coordonnées (zone) :** | UTM NAD83 Zone 17U | **Responsable:** | M.LévesqueMichaud |
| **Estant** | 631434 | | A.Lamontagne |
| **Nordant** | 5342128 | | |
| **pH en pâte *in situ* :** | 2,41 | **Plasticité (O/N) :** | N |
| **Couleur :** | noire | **Granulométrie :** | |
| **Type de matériel :** | terre | | |

**Commentaire :** Matériel qui ressemble à des cendres
Secteur dénudée de végétation. Environ 35 cm de ce matériel noir au-dessus d'une couche grise

**Scan FRX :** Oui ALDX007-1

**Photo :**



LAMONT inc

expert • conseil

**RAPPORT DE SONDAGE**

| | | | |
|---|---|---|---|
| **Projet :** | Caractérisation Aldermac | **Sondage no :** | ALD-007 |
| **Localisation :** | Site minier Aldermac | **Échantillon (O/N) :** | N |
| **Numéro de projet :** | 15-044 | **Nom échantillon :** | |
| **Date :** | 05-juil-16 | **Profondeur :** | 35 cm |
| **Coordonnées (zone) :** | UTM NAD83 Zone 17U | **Responsable:** | M.LévesqueMichaud |
| **Estant** | 631434 | | A.Lamontagne |
| **Nordant** | 5342128 | | |
| **pH en pâte *in situ* :** | | **Plasticité (O/N) :** | |
| **Couleur :** | gris | **Granulométrie :** | |
| **Type de matériel :** | | | |
| **Commentaire :** | | | |
| **Scan FRX :** Oui | ALDX007-2 | | |
| **Photo :** | ALDX007-3 | | |
| | ALDX007-4 | | |

LAMONT inc

expert • conseil

**RAPPORT DE SONDAGE**

| | | | |
|---|---|---|---|
| **Projet :** | Caractérisation Aldermac | **Sondage no :** | ALD-008 |
| **Localisation :** | Site minier Aldermac | **Échantillon (O/N) :** | N |
| **Numéro de projet :** | 15-044 | **Nom échantillon :** | |
| **Date :** | 05-juil-16 | **Profondeur :** | 50 cm |
| **Coordonnées (zone) :** | UTM NAD83 Zone 17U | **Responsable:** | M.LévesqueMichaud |
| **Estant** | 631484 | | A.Lamontagne |
| **Nordant** | 5342234 | | |
| **pH en pâte *in situ* :** | | **Plasticité (O/N) :** | |
| **Couleur :** | | **Granulométrie :** | |
| **Type de matériel :** | | | |

**Commentaire :** Scan dans le matériel gris qui est sous 45 cm de terre noire
De l'eau est entré dans le trou et pH = 3,27

**Scan FRX :** Oui ALDX008

**Photo :**



LAMONT inc

expert • conseil

**RAPPORT DE SONDAGE**

| | | | |
|---|---|---|---|
| **Projet :** | Caractérisation Aldermac | **Sondage no :** | ALD-009 |
| **Localisation :** | Site minier Aldermac | **Échantillon (O/N) :** | O |
| **Numéro de projet :** | 15-044 | **Nom échantillon :** | ALD-009 |
| **Date :** | 05-juil-16 | **Profondeur :** | prélevé à 20 cm |
| **Coordonnées (zone) :** | UTM NAD83 Zone 17U | **Responsable:** | M.LévesqueMichaud |
| **Estant** | 631482 | | A.Lamontagne |
| **Nordant** | 5342265 | | |
| **pH en pâte *in situ* :** | | **Plasticité (O/N) :** | O |
| **Couleur :** | gris foncé | **Granulométrie :** | silt |
| **Type de matériel :** | résidus | | |

**Commentaire :**

**Scan FRX :** Oui ALDX009-2

**Photo :**



LAMONT inc

expert • conseil

**RAPPORT DE SONDAGE**

| | | | |
|---|---|---|---|
| **Projet :** | Caractérisation Aldermac | **Sondage no :** | ALD-009 |
| **Localisation :** | Site minier Aldermac | **Échantillon (O/N) :** | N |
| **Numéro de projet :** | 15-044 | **Nom échantillon :** | |
| **Date :** | 05-juil-16 | **Profondeur :** | prélevé à 10 cm |
| **Coordonnées (zone) :** | UTM NAD83 Zone 17U | **Responsable:** | M.LévesqueMichaud |
| **Estant** | 631482 | | A.Lamontagne |
| **Nordant** | 5342265 | | |
| **pH en pâte *in situ* :** | | **Plasticité (O/N) :** | |
| **Couleur :** | gris | **Granulométrie :** | |
| **Type de matériel :** | | | |
| **Commentaire :** | | | |
| **Scan FRX :** | ALDX009-1 | | |
| **Photo :** | | | |



LAMONT inc

expert • conseil

**RAPPORT DE SONDAGE**

| | | | |
|---|---|---|---|
| **Projet :** | Caractérisation Aldermac | **Sondage no :** | ALD-009 |
| **Localisation :** | Site minier Aldermac | **Échantillon (O/N) :** | N |
| **Numéro de projet :** | 15-044 | **Nom échantillon :** | |
| **Date :** | 05-juil-16 | **Profondeur :** | surface |
| **Coordonnées (zone) :** | UTM NAD83 Zone 17U | **Responsable:** | M.LévesqueMichaud |
| **Estant** | 631482 | | A.Lamontagne |
| **Nordant** | 5342265 | | |
| **pH en pâte *in situ* :** | | **Plasticité (O/N) :** | |
| **Couleur :** | brun orange | **Granulométrie :** | |
| **Type de matériel :** | | | |
| **Commentaire :** | pH de l'eau dans le trou = 2,67 | | |
| **Scan FRX :** Oui | ALDX009-3 | | |
| **Photo :** | | | |

LAMONT inc

expert • conseil

**RAPPORT DE SONDAGE**

| | | | |
|---|---|---|---|
| **Projet :** | Caractérisation Aldermac | **Sondage no :** | ALD-010 |
| **Localisation :** | Site minier Aldermac | **Échantillon (O/N) :** | N |
| **Numéro de projet :** | 15-044 | **Nom échantillon :** | |
| **Date :** | 05-juil-16 | **Profondeur :** | surface |
| **Coordonnées (zone) :** | UTM NAD83 Zone 17U | **Responsable:** | M.LévesqueMichaud |
| **Estant** | 631423 | | A.Lamontagne |
| **Nordant** | 5342347 | | |
| **pH en pâte *in situ* :** | | **Plasticité (O/N) :** | |
| **Couleur :** | beige jaunâtre | **Granulométrie :** | |
| **Type de matériel :** | résidus oxydés | | |

**Commentaire :**

**Scan FRX :** Oui ALDX010

**Photo :**



LAMONT inc

expert • conseil

**RAPPORT DE SONDAGE**

| | | | |
|---|---|---|---|
| **Projet :** | Caractérisation Aldermac | **Sondage no :** | ALD-011 |
| **Localisation :** | Site minier Aldermac | **Échantillon (O/N) :** | N |
| **Numéro de projet :** | 15-044 | **Nom échantillon :** | |
| **Date :** | 05-juil-16 | **Profondeur :** | n/a |
| **Coordonnées (zone) :** | UTM NAD83 Zone 17U | **Responsable:** | M.LévesqueMichaud |
| **Estant** | 631414 | | A.Lamontagne |
| **Nordant** | 5342327 | | |
| **pH en pâte *in situ* :** | | **Plasticité (O/N) :** | |
| **Couleur :** | | **Granulométrie :** | |
| **Type de matériel :** | | | |

**Commentaire :** Scan dans une couche indurée sur l'affleurement rocheux

**Scan FRX :** Oui — Riche en fer

ALDX011-1

**Photo :**

LAMONT inc

expert • conseil

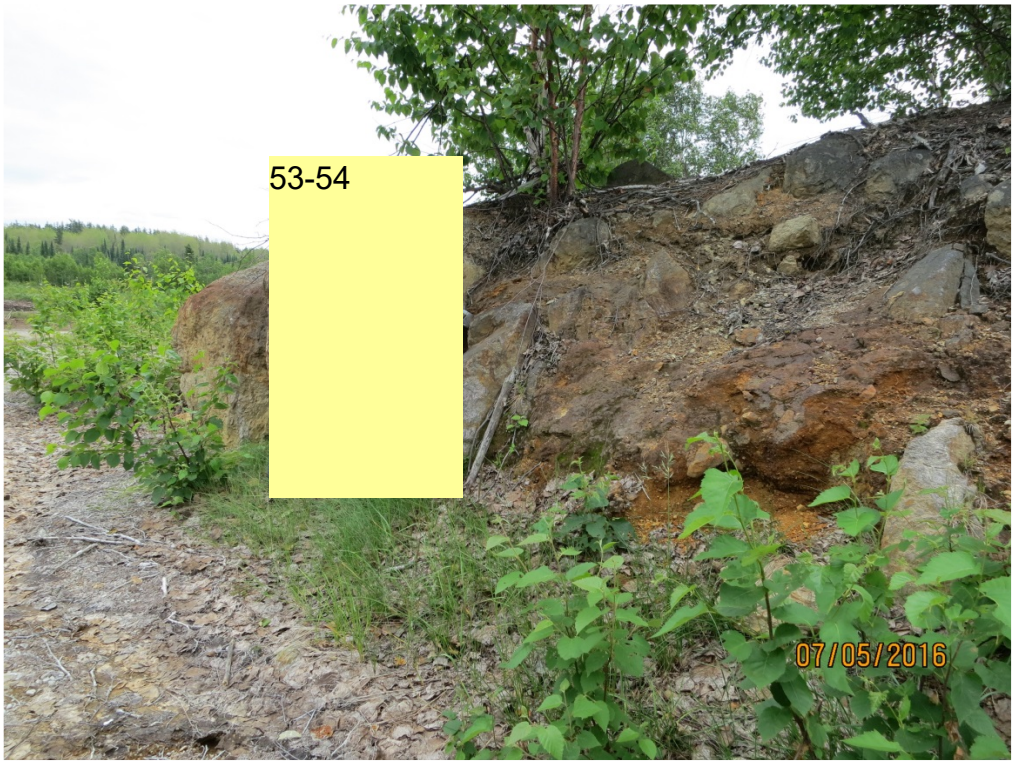
**RAPPORT DE SONDAGE**

| | | | |
|---|---|---|---|
| **Projet :** | Caractérisation Aldermac | **Sondage no :** | ALD-011 |
| **Localisation :** | Site minier Aldermac | **Échantillon (O/N) :** | N |
| **Numéro de projet :** | 15-044 | **Nom échantillon :** | |
| **Date :** | 05-juil-16 | **Profondeur :** | affleurement |
| **Coordonnées (zone) :** | UTM NAD83 Zone 17U | **Responsable:** | M.LévesqueMichaud |
| **Estant** | 631414 | | A.Lamontagne |
| **Nordant** | 5342327 | | |
| **pH en pâte *in situ* :** | | **Plasticité (O/N) :** | |
| **Couleur :** | | **Granulométrie :** | |
| **Type de matériel :** | roc | | |

**Commentaire :** Scan dans l'affleurement rocheux dans l'ilôt central

**Scan FRX :** Oui ALDX011-2

**Photo :**



L A M O N T inc

e x p e r t • c o n s e i l

**RAPPORT DE SONDAGE**

| | | | |
|---|---|---|---|
| **Projet :** | Caractérisation Aldermac | **Sondage no :** | ALD-012 |
| **Localisation :** | Site minier Aldermac | **Échantillon (O/N) :** | N |
| **Numéro de projet :** | 15-044 | **Nom échantillon :** | |
| **Date :** | 05-juil-16 | **Profondeur :** | surface |
| **Coordonnées (zone) :** | UTM NAD83 Zone 17U | **Responsable:** | M.LévesqueMichaud |
| **Estant** | 631466 | | A.Lamontagne |
| **Nordant** | 5342308 | | |
| **pH en pâte *in situ* :** | | **Plasticité (O/N) :** | |
| **Couleur :** | | **Granulométrie :** | |
| **Type de matériel :** | | | |
| **Commentaire :** | | | |
| **Scan FRX :** | Oui ALDX012 | | |
| **Photo :** | | | |

L A M O N T inc

e x p e r t • c o n s e i l

**RAPPORT DE SONDAGE**

| | | | |
|---|---|---|---|
| **Projet :** | Caractérisation Aldermac | **Sondage no :** | ALD-013 |
| **Localisation :** | Site minier Aldermac | **Échantillon (O/N) :** | O |
| **Numéro de projet :** | 15-044 | **Nom échantillon :** | ALD-013 |
| **Date :** | 05-juil-16 | **Profondeur :** | |
| **Coordonnées (zone) :** | UTM NAD83 Zone 17U | **Responsable:** | M.LévesqueMichaud |
| **Estant** | 631471 | | A.Lamontagne |
| **Nordant** | 5342394 | | |
| **pH en pâte *in situ* :** | | **Plasticité (O/N) :** | O |
| **Couleur :** | gris | **Granulométrie :** | silt |
| **Type de matériel :** | résidus? | | |
| **Commentaire :** | Scan incomplet car l'eau montait dans le trou | | |
| **Scan FRX :** | ALDX013 | | |

**Photo :**



L A M O N T inc

e x p e r t • c o n s e i l

**RAPPORT DE SONDAGE**

| | | | |
|---|---|---|---|
| **Projet :** | Caractérisation Aldermac | **Sondage no :** | ALD-014 |
| **Localisation :** | Site minier Aldermac | **Échantillon (O/N) :** | O |
| **Numéro de projet :** | 15-044 | **Nom échantillon :** | ALD-014 |
| **Date :** | 05-juil-16 | **Profondeur :** | surface |
| **Coordonnées (zone) :** | UTM NAD83 Zone 17U | **Responsable:** | M.LévesqueMichaud |
| **Estant** | 631477 | | A.Lamontagne |
| **Nordant** | 5342405 | | |
| **pH en pâte *in situ* :** | | **Plasticité (O/N) :** | N |
| **Couleur :** | gris foncé | **Granulométrie :** | silt |
| **Type de matériel :** | résidus | | |
| **Commentaire :** | pH d'un petit ruisseau à côté = 2,9 | | |
| **Scan FRX :** Oui | ALDX014 | | |

**Photo :**



LAMONT inc

expert • conseil

**RAPPORT DE SONDAGE**

| | | | |
|---|---|---|---|
| **Projet :** | Caractérisation Aldermac | **Sondage no :** | ALD-015 |
| **Localisation :** | Site minier Aldermac | **Échantillon (O/N) :** | N |
| **Numéro de projet :** | 15-044 | **Nom échantillon :** | |
| **Date :** | 05-juil-16 | **Profondeur :** | surface |
| **Coordonnées (zone) :** | UTM NAD83 Zone 17U | **Responsable:** | M.LévesqueMichaud |
| **Estant** | 631465 | | A.Lamontagne |
| **Nordant** | 5342424 | | |
| **pH en pâte *in situ* :** | | **Plasticité (O/N) :** | |
| **Couleur :** | gris | **Granulométrie :** | |
| **Type de matériel :** | résidus | | |

**Commentaire :** Scan sous la croûte jaune, dans le matériel gris

**Scan FRX :** Oui ALDX015

**Photo :**



L A M O N T inc

e x p e r t • c o n s e i l

**RAPPORT DE SONDAGE**

| | | | |
|---|---|---|---|
| **Projet :** | Caractérisation Aldermac | **Sondage no :** | ALD-016 |
| **Localisation :** | Site minier Aldermac | **Échantillon (O/N) :** | O |
| **Numéro de projet :** | 15-044 | **Nom échantillon :** | ALD-016 |
| **Date :** | 05-juil-16 | **Profondeur :** | surface |
| **Coordonnées (zone) :** | UTM NAD83 Zone 17U | **Responsable:** | M.LévesqueMichaud |
| **Estant** | 631360 | | A.Lamontagne |
| **Nordant** | 5342425 | | |
| **pH en pâte *in situ* :** | | **Plasticité (O/N) :** | N |
| **Couleur :** | orange | **Granulométrie :** | sable |
| **Type de matériel :** | résidus oxydés | | |

**Commentaire :**

**Scan FRX :** Oui ALDX016

**Photo :**



LAMONT inc

expert • conseil

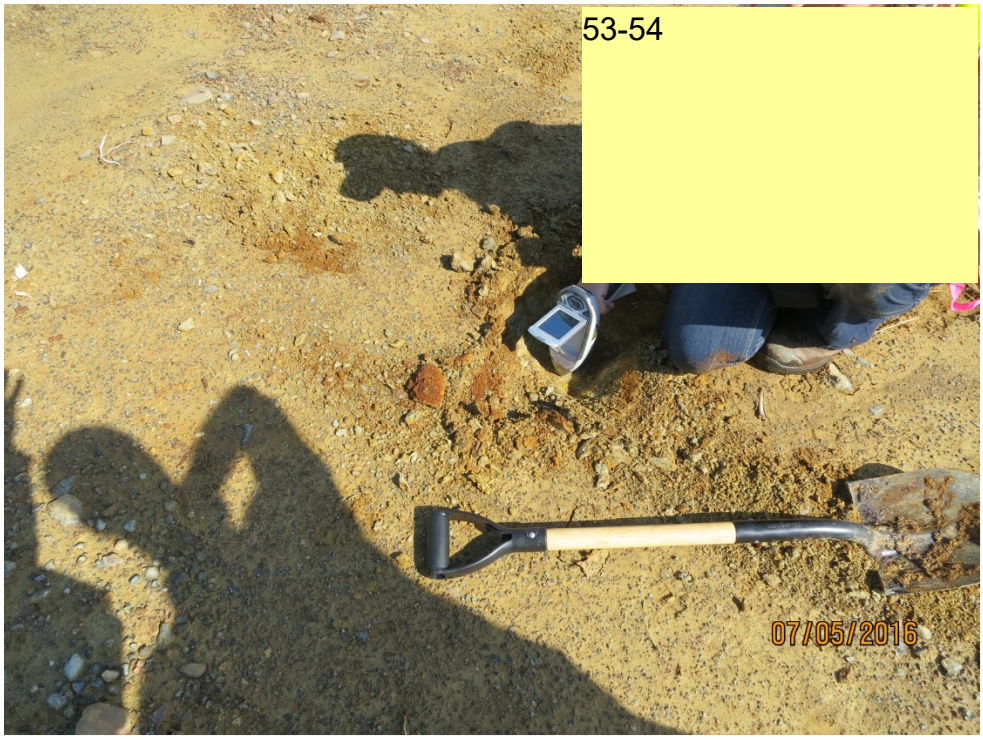
**RAPPORT DE SONDAGE**

| | | | |
|---|---|---|---|
| **Projet :** | Caractérisation Aldermac | **Sondage no :** | ALD-017 |
| **Localisation :** | Site minier Aldermac | **Échantillon (O/N) :** | O |
| **Numéro de projet :** | 15-044 | **Nom échantillon :** | ALD-017 |
| **Date :** | 05-juil-16 | **Profondeur :** | 5 cm |
| **Coordonnées (zone) :** | UTM NAD83 Zone 17U | **Responsable:** | M.LévesqueMichaud |
| **Estant** | 631274 | | A.Lamontagne |
| **Nordant** | 5342481 | | |
| **pH en pâte *in situ* :** | | **Plasticité (O/N) :** | N |
| **Couleur :** | gris | **Granulométrie :** | sable |
| **Type de matériel :** | résidus? | | |

**Commentaire :**

**Scan FRX :** Oui ALDX017-1
ALDX017-2

**Photo :**



L A M O N T inc

e x p e r t • c o n s e i l

**RAPPORT DE SONDAGE**

| | | | |
|---|---|---|---|
| **Projet :** | Caractérisation Aldermac | **Sondage no :** | ALD-018 |
| **Localisation :** | Site minier Aldermac | **Échantillon (O/N) :** | N |
| **Numéro de projet :** | 15-044 | **Nom échantillon :** | |
| **Date :** | 05-juil-16 | **Profondeur :** | 5 cm |
| **Coordonnées (zone) :** | UTM NAD83 Zone 17U | **Responsable:** | M.LévesqueMichaud |
| **Estant** | 631259 | | A.Lamontagne |
| **Nordant** | 5342567 | | |
| **pH en pâte *in situ* :** | | **Plasticité (O/N) :** | |
| **Couleur :** | orange | **Granulométrie :** | |
| **Type de matériel :** | résidus oxydés | | |

**Commentaire :**

**Scan FRX :** Oui ALDX018

**Photo :**



LAMONT inc

expert • conseil

**RAPPORT DE SONDAGE**

| | | | |
|---|---|---|---|
| **Projet :** | Caractérisation Aldermac | **Sondage no :** | ALD-019 |
| **Localisation :** | Site minier Aldermac | **Échantillon (O/N) :** | O |
| **Numéro de projet :** | 15-044 | **Nom échantillon :** | ALD-019 |
| **Date :** | 05-juil-16 | **Profondeur :** | |
| **Coordonnées (zone) :** | UTM NAD83 Zone 17U | **Responsable:** | M.LévesqueMichaud |
| **Estant** | 631175 | | A.Lamontagne |
| **Nordant** | 5342484 | | |
| **pH en pâte *in situ* :** | 3,52 | **Plasticité (O/N) :** | O |
| **Couleur :** | orange | **Granulométrie :** | silt/sable |
| **Type de matériel :** | résidus oxydés | | |

**Commentaire :**

**Scan FRX :** Oui ALDX019

**Photo :**



LAMONT inc

expert • conseil

**RAPPORT DE SONDAGE**

| | | | |
|---|---|---|---|
| **Projet :** | Caractérisation Aldermac | **Sondage no :** | ALD-020 |
| **Localisation :** | Site minier Aldermac | **Échantillon (O/N) :** | O |
| **Numéro de projet :** | 15-044 | **Nom échantillon :** | ALD-020 |
| **Date :** | 05-juil-16 | **Profondeur :** | 15 cm |
| **Coordonnées (zone) :** | UTM NAD83 Zone 17U | **Responsable:** | M.LévesqueMichaud |
| **Estant** | 631178 | | A.Lamontagne |
| **Nordant** | 5342416 | | |
| **pH en pâte *in situ* :** | 4 | **Plasticité (O/N) :** | N |
| **Couleur :** | jaune | **Granulométrie :** | sable |
| **Type de matériel :** | terre jaune | | |

**Commentaire :** Secteur où la végétation est abondante.

**Scan FRX :** Oui ALDX020

**Photo :**






LAMONT inc

expert • conseil

**RAPPORT DE SONDAGE**

| | | | |
|---|---|---|---|
| **Projet :** | Caractérisation Aldermac | **Sondage no :** | ALD-021 |
| **Localisation :** | Site minier Aldermac | **Échantillon (O/N) :** | O |
| **Numéro de projet :** | 15-044 | **Nom échantillon :** | ALD-021 |
| **Date :** | 06-juil-16 | **Profondeur :** | 5 cm |
| **Coordonnées (zone) :** | UTM NAD83 Zone 17U | **Responsable:** | M.LévesqueMichaud |
| **Estant** | 631111 | | A.Lamontagne |
| **Nordant** | 5342372 | | |
| **pH en pâte *in situ* :** | 3,2 | **Plasticité (O/N) :** | N |
| **Couleur :** | orange | **Granulométrie :** | sable |
| **Type de matériel :** | | | |
| **Commentaire :** | ancien bassin à l'ouest | | |
| **Scan FRX :** Oui | ALDX021 | | |
| **Photo :** | | | |



LAMONT inc

expert • conseil

**RAPPORT DE SONDAGE**

| | | | |
|---|---|---|---|
| **Projet :** | Caractérisation Aldermac | **Sondage no :** | ALD-022 |
| **Localisation :** | Site minier Aldermac | **Échantillon (O/N) :** | O |
| **Numéro de projet :** | 15-044 | **Nom échantillon :** | ALD-022 |
| **Date :** | 06-juil-16 | **Profondeur :** | 15 cm |
| **Coordonnées (zone) :** | UTM NAD83 Zone 17U | **Responsable:** | M.LévesqueMichaud |
| **Estant** | 631098 | | A.Lamontagne |
| **Nordant** | 5342381 | | |
| **pH en pâte *in situ* :** | | **Plasticité (O/N) :** | O |
| **Couleur :** | gris foncé | **Granulométrie :** | silt |
| **Type de matériel :** | résidus miniers | | |
| **Commentaire :** | Résidus gris foncé sous une couche de résidus oxydés mélangés avec du sable jaune et des résidus forestiers. Pas de végétation. | | |
| **Scan FRX :** Oui | ALDX022 | | |

**Photo :**



LAMONT inc

expert • conseil

**RAPPORT DE SONDAGE**

| | | | |
|---|---|---|---|
| **Projet :** | Caractérisation Aldermac | **Sondage no :** | ALD-023 |
| **Localisation :** | Site minier Aldermac | **Échantillon (O/N) :** | O |
| **Numéro de projet :** | 15-044 | **Nom échantillon :** | ALD-023 |
| **Date :** | 06-juil-16 | **Profondeur :** | 5 cm |
| **Coordonnées (zone) :** | UTM NAD83 Zone 17U | **Responsable:** | M.LévesqueMichaud |
| **Estant** | 631072 | | A.Lamontagne |
| **Nordant** | 5342364 | | |
| **pH en pâte *in situ* :** | 3,46 | **Plasticité (O/N) :** | N |
| **Couleur :** | noire | **Granulométrie :** | |
| **Type de matériel :** | terre | | |

**Commentaire :** Odeur horrible. Terre sur plus de 60 cm d'épaisseur.

**Scan FRX :** Oui ALDX023

**Photo :**



L A M O N T inc

e x p e r t • c o n s e i l

**RAPPORT DE SONDAGE**

| | | | |
|---|---|---|---|
| **Projet :** | Caractérisation Aldermac | **Sondage no :** | ALD-024 |
| **Localisation :** | Site minier Aldermac | **Échantillon (O/N) :** | O |
| **Numéro de projet :** | 15-044 | **Nom échantillon :** | ALD-024 |
| **Date :** | 06-juil-16 | **Profondeur :** | surface |
| **Coordonnées (zone) :** | UTM NAD83 Zone 17U | **Responsable:** | M.LévesqueMichaud |
| **Estant** | 631031 | | A.Lamontagne |
| **Nordant** | 5342335 | | |
| **pH en pâte *in situ* :** | | **Plasticité (O/N) :** | O |
| **Couleur :** | gris | **Granulométrie :** | silt |
| **Type de matériel :** | résidus frais | | |

**Commentaire :** Zone où des résidus frais sont en surface

**Scan FRX :** Oui ALDX024

**Photo :**






LAMONT inc

expert • conseil

**RAPPORT DE SONDAGE**

| | | | |
|---|---|---|---|
| **Projet :** | Caractérisation Aldermac | **Sondage no :** | ALD-025 |
| **Localisation :** | Site minier Aldermac | **Échantillon (O/N) :** | O |
| **Numéro de projet :** | 15-044 | **Nom échantillon :** | ALD-025 |
| **Date :** | 06-juil-16 | **Profondeur :** | 5 cm |
| **Coordonnées (zone) :** | UTM NAD83 Zone 17U | **Responsable:** | M.LévesqueMichaud |
| **Estant** | 631071 | | A.Lamontagne |
| **Nordant** | 5342252 | | |
| **pH en pâte *in situ* :** | | **Plasticité (O/N) :** | N |
| **Couleur :** | gris | **Granulométrie :** | silt/sable |
| **Type de matériel :** | résidus miniers ou concentré | | |

**Commentaire :** Matériel prélevé au sommet de la digue secteur sud-ouest

**Scan FRX :** Oui ALDX025

**Photo :**



LAMONT inc

expert • conseil

**RAPPORT DE SONDAGE**

| | | | |
|---|---|---|---|
| **Projet :** | Caractérisation Aldermac | **Sondage no :** | ALD-026 |
| **Localisation :** | Site minier Aldermac | **Échantillon (O/N) :** | O |
| **Numéro de projet :** | 15-044 | **Nom échantillon :** | ALD-026 |
| **Date :** | 06-juil-16 | **Profondeur :** | surface |
| **Coordonnées (zone) :** | UTM NAD83 Zone 17U | **Responsable:** | M.LévesqueMichaud |
| **Estant** | 631459 | | A.Lamontagne |
| **Nordant** | 5342138 | | |
| **pH en pâte *in situ* :** | | **Plasticité (O/N) :** | N |
| **Couleur :** | noire | **Granulométrie :** | |
| **Type de matériel :** | terre | | |

**Commentaire :**

**Scan FRX :** Oui ALDX026

**Photo :**



L A M O N T inc

e x p e r t • c o n s e i l

**RAPPORT DE SONDAGE**

| | | | |
|---|---|---|---|
| **Projet :** | Caractérisation Aldermac | **Sondage no :** | ALD-027 |
| **Localisation :** | Site minier Aldermac | **Échantillon (O/N) :** | O |
| **Numéro de projet :** | 15-044 | **Nom échantillon :** | ALD-006-3 |
| **Date :** | 06-juil-16 | **Profondeur :** | 20-25 cm |
| **Coordonnées (zone) :** | UTM NAD83 Zone 17U | **Responsable:** | M.LévesqueMichaud |
| **Estant** | 631427 | | A.Lamontagne |
| **Nordant** | 5342117 | | |
| **pH en pâte *in situ* :** | | **Plasticité (O/N) :** | N |
| **Couleur :** | gris | **Granulométrie :** | sable |
| **Type de matériel :** | | | |
| **Commentaire :** | | | |
| **Scan FRX :** | Oui ALDX027 | | |
| **Photo :** | | | |



# ANNEXE 3

# Journaux de forage des puits d'observation

# (tirés de URSTM, 2014)

URSTM
Unité de recherche et de service en technologie minérale de l'Abitibi-Témiscamingue

# RAPPORT DE FORAGE

| | | | |
|---|---|---|---|
| Projet : | Instrumentation et suivi Aldermac 2011 | Forage no : | CP-1 |
| Endroit : | Rouyn-Noranda, (Quartier Arnfield),Qc | Évaluation : | |
| No projet et lot : | PU-2010-06-537 | | ☐ Arb. ☐ Géod. |

| État | Type | Essais | Méthode | Calibre | Profondeur (m) | Date |
|---|---|---|---|---|---|---|
| remanié | CF : Cuillère fendue | K : Permabilité | Conventionnel | HW | de 0 à 4,24 | 28-09-2011 |
| intact | TM : Tube mince | V : Scissomètre | | | de à | |
| perdu | PS : À piston | VR : Sciss. Remanié | | | de à | |
| C.R. | LA : Éch. Délavé | PA : Packer | | | de à | |
| | CR : Tube carottier | | | | de à | |

| Prof. (m) | Échantillons : État | Type et no | Pénét. (N) ou RQD | Récup. | Description des échantillons et observations | Piézomètre | Niveau d'eau(m) |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| 0 | | | | | | 1,07 m | 0 |
| 0,61 | | CF-1 | 8 | 100% | Dépôt naturel composé de silt gris. Le premier 15 cm est un peu oxydé. | 0,61 m<br>0,66 m<br>bas tube protecteur | ▼ 0,84 m |
| 1,00 | | | | | | Tout venant | |
| 1,52 | | | | | 1,52 | | |
| 2,00 | | CF-2 | 12 | 79% | Dépôt naturel de sable silteux devenant un sable grossier avec des traces de gravier à partir 3,04 m de profondeur. | 1,63 m<br>Bentonite | |
| 2,13 | | | | | | | |
| 3,04 | | | | | | 2,34 m<br>2,69 m crépine | |
| 3,66 | | CF-3 | 2 | 63% | | Silice | |
| 3,96 | | | | | 3,96<br>Till glaciaire dont la matrice se compose de sable grossier et de cailloux. | | |
| 4,00 | | | | | | | |
| 4,24 | | | | | 4,24<br>**Fin du forage à une profondeur de 4,24 m.**<br>**Refus sur le roc ou gros bloc.** | 4,22 m fond silice | |
| 5,00 | | | | | | | |
| 6,00 | | | | | | | |

| | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|
| Compagnie de forage : | Forage André Roy | Foreuse : | CME-55 | Niveau d'eau (tubage) | |
| Remarques : | | | | Date | Heure | Profondeur |
| | | | | 11-10-13 | N.A. | 0,84 m |
| Shéma de puits d'observation : | | x oui | ☐ Non | | | |
| Technicien : | Yvan Poirier | Vérifié par : | Mamert Mbonimpa | Date | | |

URSTM
Unité de recherche et de service en technologie minérale de l'Abitibi-Témiscamingue

# RAPPORT DE FORAGE

| | | | |
|---|---|---|---|
| Projet : | Instrumentation et suivi Aldermac 2011 | Forage no : | CP-2 |
| Endroit : | Rouyn-Noranda, (Quartier Arnfield),Qc | Évaluation : | |
| No projet et lot : | PU-2010-06-537 | | ☐ Arb. ☐ Géod. |

| État | Type | Essais | Méthode | Calibre | Profondeur (m) | Date |
|---|---|---|---|---|---|---|
| remanié | CF : Cuillère fendue | K : Permabilité | Conventionnel | HW | de 0 à 4,11 | 28-09-2011 |
| intact | TM : Tube mince | V : Scissomètre | | NW | de 4,11 à 5,36 | |
| perdu | PS : À piston | VR : Sciss. Remanié | | | de ___ à ___ | |
| C.R. | LA : Éch. Délavé | PA : Packer | | | de ___ à ___ | |
| | CR : Tube carottier | | | | | |

| Prof. (m) | Échantillons : État | Type et no | Pénét. (N) ou RQD | Récup. | Description des échantillons et observations | Piézomètre | Prof. (m) |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| 0 | | | | | | 1,04 m | 0 |
| 0,61 | | CF-1 | 4 | 100% | Dépôt naturel composé de silt gris. Le premier 15 cm est un silt sablonneux. | 0,61 m<br>0,69 m<br>bas tube protecteur | 0,86 m |
| 1,00 | | | | | | Tout venant | |
| 1,52 | | | | | 1,52 | | |
| 2,00 | | CF-2 | 3 | 100% | Till glaciaire dont la matrice se compose de silt sablonneux avec des traces de gravier. | 1,58 m<br>Bentonite | |
| 2,13 | | | | | | 2,29 m<br>2,60 m crépine | |
| 3,04 | | | | | 3,04 | | |
| 3,66 | | CF-3 | 10 | 46% | Till glaciaire dont la matrice se compose de sable et gravier avec des traces de silt. | Silice | |
| 4,00 | | | | | | | |
| 4,11 | | | | | 4,11 | 4,11 m | |
| 5,00 | | CR-1 | | 100% | Roc. | | |
| 5,36 | | | | | 5,36 | | |
| 6,00 | | | | | **Fin du forage à 5,36 m de profondeur.** | | |

| | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|
| Compagnie de forage : | Forage André Roy | Foreuse : | CME-55 | Niveau d'eau (tubage) | |
| Remarques : | | | | Date | Heure | Profondeur |
| | | | | 11-10-13 | N.A. | 0,86 m |
| Shéma de puits d'observation : | | x oui | ☐ Non | | | |
| Technicien : | Yvan Poirier | Vérifié par : | Mamert Mbonimpa | Date | | |

# ANNEXE 4

# Certificats d'analyse

TECHNI-LAB S.G.B. ABITIBI INC.
245, Rue Roy, CP. 208
Ste-Germaine-Boulé (Québec)
J0Z 1M0

infoquebec@actlabs.com

Client : Monsieur Patrick Turgeon
EnGlobe Corp. projet Aldermac
129 Ave Marcel-Baril
Rouyn-Noranda
J9X 7B9
1-418-928-9028

ann@lamont-expertconseil.com

| | |
|---|---|
| Date de prélèvement : | 2016-06-27 |
| Date de réception : | 2016-06-27 |
| Projet : | 100364 |
| Prélevé par : | Mme Maude Levesque Michaud |
| Matrice : | Eau de surface |
| Échantillon (id client) : | CD-1 |
| Contenants reçus : | 5 |

Commentaires : Analyse de certains métaux par ICP-OES (TMT-G5F) au lieu d'ICP-MS (TMT-E13G) pour valeurs élevées.

Blancs positifs non-soutrait des échantillons (Hg, Al diss, Cu diss, Mo diss, Ni diss, Pb diss, Se diss).

Date d'émission du certificat : 2016-07-11

Ce certificat remplace et annule tous certificats antérieurs, le cas échéant.

AVIS DE CONFIDENTIALITÉ
Ce document est pour l'usage exclusif du client et ne peut être reproduit, sinon en entier, sans l'autorisation écrite de Techni-Lab S.G.B. Abitibi inc.
Si vous avez reçu ce certificat par erreur, soyez avisé que tout usage, reproduction ou distribution de celui-ci est strictement interdit.
Les échantillons seront conservés pendant 30 jours à partir de la date de facturation à moins d'avis écrit du client.
Note : Ces résultats ne se rapportent qu'aux échantillons soumis pour analyse

Les résultats des échantillons sont vérifiés et approuvés

par :_____
Mathieu RANCOURT, chimiste, 2007-109

Date de prélèvement : 2016-06-27
Date de réception : 2016-06-27
Projet : 100364
Prélevé par : Mme Maude Levesque Michaud
Matrice : Eau de surface
Échantillon (id client) : CD-1
Contenants reçus : 5

| Paramètres | Concentrations | Unités | Normes | Date d'analyse | Méthodes | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | | | Accréditées | Non accréditées | Sous-traitance |
| **Métaux extractibles** | | | | | | | |
| Argent | <0,0005 | mg/L | | 2016-06-28 | TMT-E13G | | |
| Aluminium | 24,9 | mg/L | | 2016-07-06 | | TMT-G5F | |
| Arsenic | 0,0014 | mg/L | | 2016-06-28 | TMT-E13G | | |
| Bore | <0,010 | mg/L | | 2016-06-28 | TMT-E13G | | |
| Barium | 0,042 | mg/L | | 2016-06-28 | TMT-E13G | | |
| Béryllium | <0,001 | mg/L | | 2016-06-28 | TMT-E13G | | |
| Calcium | 53,6 | mg/L | | 2016-06-28 | TMT-E13G | | |
| Cadmium | 0,0090 | mg/L | | 2016-06-28 | TMT-E13G | | |
| Cobalt | 0,161 | mg/L | | 2016-06-28 | TMT-E13G | | |
| Chrome | 0,020 | mg/L | | 2016-06-28 | TMT-E13G | | |
| Cuivre | 2,90 | mg/L | | 2016-06-28 | TMT-E13G | | |
| Fer | 1120 | mg/L | | 2016-07-06 | | TMT-G5F | |
| Mercure | 0,000012 | mg/L | | 2016-06-29 | | TMT-E13G | |
| Potassium | 1,10 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E13G | |
| Magnésium | 42,3 | mg/L | | 2016-06-28 | TMT-E13G | | |
| Manganèse | 5,29 | mg/L | | 2016-07-06 | | TMT-G5F | |
| Molybdène | <0,001 | mg/L | | 2016-06-28 | TMT-E13G | | |
| Sodium | 2,36 | mg/L | | 2016-06-28 | TMT-E13G | | |
| Nickel | 0,0458 | mg/L | | 2016-06-28 | TMT-E13G | | |
| Plomb | 0,0014 | mg/L | | 2016-06-28 | TMT-E13G | | |
| Antimoine | <0,001 | mg/L | | 2016-06-28 | TMT-E13G | | |
| Sélénium | 0,0024 | mg/L | | 2016-06-28 | TMT-E13G | | |
| Étain | <0,0001 | mg/L | | 2016-06-28 | TMT-E13G | | |
| Thorium | 0,0031 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E13G | |
| Thallium | <0,001 | mg/L | | 2016-06-28 | TMT-E13G | | |
| Uranium | 0,0013 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E13G | |

Date de prélèvement : 2016-06-27
Date de réception : 2016-06-27
Projet : 100364
Prélevé par : Mme Maude Levesque Michaud
Matrice : Eau de surface
Échantillon (id client) : CD-1
Contenants reçus : 5

| Paramètres | Concentrations | Unités | Normes | Date d'analyse | Méthodes | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | | | Accréditées | Non accréditées | Sous-traitance |
| Vanadium | 0,0394 | mg/L | | 2016-06-28 | TMT-E13G | | |
| Zinc | 9,29 | mg/L | | 2016-07-06 | | TMT-G5F | |
| **Métaux dissous** | | | | | | | |
| Argent | <0,0004 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E13G | |
| Aluminium | 25,6 | mg/L | | 2016-07-06 | | TMT-G5F | |
| Arsenic | 0,0021 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E13G | |
| Bore | <0,010 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E13G | |
| Barium | 0,050 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E13G | |
| Béryllium | 0,001 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E13G | |
| Calcium | 56,5 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E13G | |
| Cadmium | 0,0118 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E13G | |
| Cobalt | 0,227 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E13G | |
| Chrome | 0,026 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E13G | |
| Cuivre | 2,75 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E13G | |
| Fer | 1060 | mg/L | | 2016-07-06 | | TMT-G5F | |
| Mercure | <0,000005 | mg/L | | 2016-06-29 | TMT-E13G | | |
| Potassium | 1,48 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E13G | |
| Magnésium | 43,3 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E13G | |
| Manganèse | 5,54 | mg/L | | 2016-07-06 | | TMT-G5F | |
| Molybdène | <0,001 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E13G | |
| Sodium | 3,48 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E13G | |
| Nickel | 0,0668 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E13G | |
| Plomb | 0,0020 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E13G | |
| Antimoine | <0,001 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E13G | |
| Sélénium | 0,0031 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E13G | |
| Étain | <0,0001 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E13G | |

Date de prélèvement : 2016-06-27
Date de réception : 2016-06-27
Projet : 100364
Prélevé par : Mme Maude Levesque Michaud
Matrice : Eau de surface
Échantillon (id client) : CD-1
Contenants reçus : 5

| Paramètres | Concentrations | Unités | Normes | Date d'analyse | Méthodes | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | | | Accréditées | Non accréditées | Sous-traitance |
| Thorium | 0,0035 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E13G | |
| Thallium | <0,001 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E13G | |
| Uranium | 0,0014 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E13G | |
| Vanadium | 0,0534 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E13G | |
| Zinc | 9,64 | mg/L | | 2016-07-06 | | TMT-G5F | |
| Acidité | 2070 | mg $CaCO_3$/L | | 2016-06-29 | | TMT-E1 | |
| Alcalinité | <2 | mg $CaCO_3$/L | | 2016-06-28 | | TMT-E2 | |
| Carbonates | <2 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E2 | |
| Chlorures | 2,9 | mg/L | | 2016-07-06 | TMT-E5 | | |
| Conductivité | 3240 | µS/cm | | 2016-06-28 | TMT-E6 | | |
| Dureté | 308 | mg $CaCO_3$/L | | 2016-06-28 | | TMT-E13D | |
| Fluorures | 0,615 | mg F/L | | 2016-06-30 | | TMT-E10 | |
| MES | 32,8 | mg/L | | 2016-06-28 | TMT-E12A | | |
| Nitrites-Nitrates | 0,12 | mg N/L | | 2016-06-29 | TMT-E14A | | |
| pH | 2,94 | | | 2016-06-28 | TMT-E16 | | |
| Phosphore total | 0,006 | mg P/L | | 2016-06-29 | | TMT-E17A | |
| Sulfates | 1940 | mg/L | | 2016-07-04 | TMT-E20B | | |

Date de prélèvement : 2016-06-27
Date de réception : 2016-06-27
Projet : 100364
Prélevé par : Mme Maude Levesque Michaud
Matrice : Eau de surface
Échantillon (id client) : CD-1

| MRC / MR | Paramètres | Concentrations obtenues | Unités | LDM | Blanc | Valeur minimale acceptable | Valeur maximale acceptable | Méthodes | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | | | | | | Accréditées | Non accréditées |
| 15LO40012 | Acidité | 495 | mg $CaCO_3$/L | <2 | <2 | 425 | 575 | | TMT-E1 |
| S225-698 | Alcalinité | 142 | mg $CaCO_3$/L | <2 | <2 | 129 | 159,0 | | TMT-E2 |
| S225-698 | Chlorures | 31,7 | mg/L | <0,8 | <0,8 | 28,3 | 36,3 | TMT-E5 | |
| 2503A74 | conductivité | 1410 | µS/cm | <0,8 | <0,8 | 1342 | 1484 | TMT-E6 | |
| S225-698 | Fluorure | 4,23 | mg F/L | <0,007 | <0,007 | 3,67 | 4,77 | TMT-E10 | |
| Celite ® 20 | MES | 20,4 | mg/L | <2,2 | <2,2 | 17 | 23 | TMT-E12A | |
| Celite ® 500 | MES | 520 | mg/L | <2,2 | | 400 | 600 | TMT-E12A | |
| CEP33-1 | NO2.NO3 | 9,51 | mg N/L | <0,01 | <0,01 | 6,86 | 12,74 | TMT-E14A | |
| S230 779 | pH | 7,46 | | | 7,37 | 7,22 | 7,62 | TMT-E16 | |
| 394901-02-01 | Phosphore | 0,230 | mg P/L | <0,005 | <0,005 | 0,218 | 0,259 | | TMT-E17A |
| CEU29-3(73) | Sulfate | 869 | mg/L | <0,9 | <0,9 | 697 | 943 | TMT-E20B | |
| MRSO4 | Sulfate | 97,5 | % récup. | <0,9 | | | | TMT-E20B | |
| C013-1341 | Hg diss. | 0,00104 | mg/L | <0,00000 | 0,000008 | 0,000816 | 0,001260 | TMT-E13G | |
| PRE08-1(88) | Hg | 0,00827 | mg/L | <0,00000 | 0,000014 | 0,003440 | 0,013760 | TMT-E13G | |
| CEU29-4(63) | Hg | 0,0618 | mg/L | <0,000005 | | 0,032270 | 0,085130 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 | Dureté | 49 | mg $CaCO_3$/L | <1 | <1 | 35 | 66 | | TMT-E13D |
| CQ 2 ppb | Ag | 104 | % | <0,0005 | <0,0005 | 80 | 120 | TMT-E13G | |
| CQ 2 ppb | Sn | 96 | % | <0,0005 | <0,0005 | 80 | 120 | TMT-E13G | |
| CQ 2 ppb | Th | 89 | % | <0,0005 | <0,0005 | 80 | 120 | | TMT-E13G |
| 140-025-037 (EU-L) | Al | 0,068 | mg/L | <0,005 | <0,005 | 0,0563 | 0,0934 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | As | 0,078 | mg/L | <0,0001 | <0,0001 | 0,0707 | 0,0877 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | B | 0,099 | mg/L | <0,010 | <0,010 | 0,099 | 0,129 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Ba | 0,117 | mg/L | <0,010 | <0,010 | 0,104 | 0,143 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Be | 0,010 | mg/L | <0,001 | <0,001 | 0,0102 | 0,0136 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Ca | 2,11 | mg/L | <0,100 | <0,100 | 1,92 | 2,53 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Cd | 0,0214 | mg/L | <0,0004 | <0,0004 | 0,0198 | 0,0259 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Co | 0,0826 | mg/L | <0,0001 | <0,0001 | 0,0688 | 0,0921 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Cr | 0,061 | mg/L | <0,001 | <0,001 | 0,053 | 0,070 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Cu | 0,109 | mg/L | <0,0020 | <0,0020 | 0,0924 | 0,121 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Fe | 0,074 | mg/L | <0,020 | <0,020 | 0,0541 | 0,0766 | TMT-E13G | |

Date de prélèvement : 2016-06-27
Date de réception : 2016-06-27
Projet : 100364
Prélevé par : Mme Maude Levesque Michaud
Matrice : Eau de surface
Échantillon (id client) : CD-1

| MRC / MR | Paramètres | Concentrations obtenues | Unités | LDM | Blanc | Valeur minimale acceptable | Valeur maximale acceptable | Méthodes | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | | | | | | Accréditées | Non accréditées |
| 140-025-037 (EU-L) | K | 2,09 | mg/L | <0,100 | <0,100 | 1,92 | 2,34 | | TMT-E13G |
| 140-025-037 (EU-L) | Mg | 0,919 | mg/L | <0,100 | <0,100 | 0,850 | 1,17 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Mn | 0,120 | mg/L | <0,005 | <0,005 | 0,109 | 0,132 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Mo | 0,040 | mg/L | <0,001 | <0,001 | 0,033 | 0,048 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Na | 5,03 | mg/L | <0,400 | <0,400 | 5,29 | 6,56 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Ni | 0,082 | mg/L | <0,001 | <0,001 | 0,069 | 0,094 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Pb | 0,038 | mg/L | <0,001 | <0,001 | 0,036 | 0,047 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Sb | 0,019 | mg/L | <0,0001 | <0,0001 | 0,0151 | 0,0221 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Se | 0,030 | mg/L | <0,0001 | <0,0001 | 0,0223 | 0,0308 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Tl | 0,078 | mg/L | <0,001 | <0,001 | 0,073 | 0,092 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | U | 0,091 | mg/L | <0,001 | <0,001 | 0,0836 | 0,121 | | TMT-E13G |
| 140-025-037 (EU-L) | V | 0,046 | mg/L | <0,0001 | <0,0001 | 0,0436 | 0,0532 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Zn | 0,034 | mg/L | <0,002 | <0,002 | 0,023 | 0,035 | TMT-E13G | |
| F013-1244 | Al | 0,669 | mg/L | <0,005 | | 0,553 | 0,723 | TMT-E13G | |
| F013-1244 | As | 0,280 | mg/L | <0,0001 | | 0,260 | 0,331 | TMT-E13G | |
| F013-1244 | B | 0,950 | mg/L | <0,010 | | 0,942 | 1,200 | TMT-E13G | |
| F013-1244 | Ba | 0,213 | mg/L | <0,010 | | 0,194 | 0,232 | TMT-E13G | |
| F013-1244 | Be | 0,271 | mg/L | <0,001 | | 0,259 | 0,314 | TMT-E13G | |
| F013-1244 | Cd | 0,311 | mg/L | <0,0004 | | 0,284 | 0,339 | TMT-E13G | |
| F013-1244 | Co | 0,112 | mg/L | <0,0001 | | 0,0916 | 0,1090 | TMT-E13G | |
| F013-1244 | Cr | 0,238 | mg/L | <0,001 | | 0,187 | 0,223 | TMT-E13G | |
| F013-1244 | Cu | 0,221 | mg/L | <0,0020 | | 0,179 | 0,216 | TMT-E13G | |
| F013-1244 | Mo | 0,139 | mg/L | <0,001 | | 0,145 | 0,177 | TMT-E13G | |
| F013-1244 | Ni | 0,435 | mg/L | <0,001 | | 0,379 | 0,455 | TMT-E13G | |
| F013-1244 | Pb | 0,489 | mg/L | <0,001 | | 0,432 | 0,527 | TMT-E13G | |
| F013-1244 | V | 0,567 | mg/L | <0,001 | | 0,469 | 0,594 | TMT-E13G | |
| F013-1244 | Tl | 0,294 | mg/L | <0,0001 | | 0,248 | 0,291 | TMT-E13G | |
| F013-1244 | Zn | 0,361 | mg/L | <0,002 | | 0,297 | 0,361 | TMT-E13G | |
| CQ 2 ppb | Ag diss. | 104 | % | <0,0005 | <0,0005 | 80 | 120 | | TMT-E13G |
| CQ 2 ppb | Sn diss. | 96 | % | <0,0005 | <0,0005 | 80 | 120 | | TMT-E13G |

Date de prélèvement : 2016-06-27
Date de réception : 2016-06-27
Projet : 100364
Prélevé par : Mme Maude Levesque Michaud
Matrice : Eau de surface
Échantillon (id client) : CD-1

| MRC / MR | Paramètres | Concentrations obtenues | Unités | LDM | Blanc | Valeur minimale acceptable | Valeur maximale acceptable | Méthodes | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | | | | | | Accréditées | Non accréditées |
| CQ 2 ppb | Th diss. | 89 | % | <0,0005 | <0,0005 | 80 | 120 | | TMT-E13G |
| CQ 2 ppb | Tl diss. | 102 | % | <0,0005 | <0,0005 | 80 | 120 | | TMT-E13G |
| CEE-822-01 | Al diss. | 6,18 | mg/L | <0,001 | 0,003 | 4,33 | 8,05 | | TMT-E13G |
| CEE-822-01 | As diss. | 0,293 | mg/L | <0,0001 | <0,0001 | 0,156 | 0,410 | | TMT-E13G |
| CEE-822-01 | B diss. | 2,60 | mg/L | <0,010 | <0,010 | 2,02 | 3,74 | | TMT-E13G |
| CEE-822-01 | Ba diss. | 2,39 | mg/L | <0,010 | <0,010 | 1,69 | 3,13 | | TMT-E13G |
| CEE-822-01 | Be diss. | 1,60 | mg/L | <0,001 | <0,001 | 1,19 | 2,21 | | TMT-E13G |
| CEE-822-01 | Ca diss. | 9,54 | mg/L | <0,400 | <0,400 | 6,99 | 13,00 | | TMT-E13G |
| CEE-822-01 | Cd diss. | 0,878 | mg/L | <0,0003 | <0,0003 | 0,630 | 1,170 | | TMT-E13G |
| CEE-822-01 | Co diss. | 1,63 | mg/L | <0,0001 | <0,0001 | 1,08 | 2,02 | | TMT-E13G |
| CEE-822-01 | Cr diss. | 4,21 | mg/L | <0,001 | <0,001 | 2,84 | 5,26 | | TMT-E13G |
| CEE-822-01 | Cu diss. | 1,34 | mg/L | <0,001 | 0,001 | 0,868 | 1,610 | | TMT-E13G |
| CEE-822-01 | Fe diss. | 11,0 | mg/L | <0,005 | <0,005 | 8,92 | 12,1 | | TMT-E13G |
| CEE-822-01 | K diss. | 18,2 | mg/L | <0,100 | <0,100 | 12,5 | 23,1 | | TMT-E13G |
| CEE-822-01 | Mg diss. | 6,02 | mg/L | <0,500 | <0,500 | 4,35 | 8,07 | | TMT-E13G |
| CEE-822-01 | Mn diss. | 3,87 | mg/L | <0,001 | <0,001 | 2,71 | 5,03 | | TMT-E13G |
| CEE-822-01 | Mo diss. | 0,630 | mg/L | <0,001 | 0,004 | 0,495 | 0,919 | | TMT-E13G |
| CEE-822-01 | Na diss. | 13,7 | mg/L | <0,300 | <0,300 | 9,45 | 17,60 | | TMT-E13G |
| CEE-822-01 | Ni diss. | 1,17 | mg/L | <0,0001 | 0,0014 | 0,791 | 1,470 | | TMT-E13G |
| CEE-822-01 | Pb diss. | 0,918 | mg/L | <0,0002 | 0,0074 | 0,630 | 1,170 | | TMT-E13G |
| CEE-822-01 | Sb diss. | 0,187 | mg/L | <0,0001 | <0,0001 | 0,155 | 0,289 | | TMT-E13G |
| CEE-822-01 | Se diss. | 1,37 | mg/L | <0,0001 | 0,0012 | 0,945 | 1,760 | | TMT-E13G |
| CEE-822-01 | U diss. | 1,67 | mg/L | <0,0005 | <0,0005 | 1,23 | 2,29 | | TMT-E13G |
| CEE-822-01 | V diss. | 1,99 | mg/L | <0,0001 | <0,0001 | 1,39 | 2,59 | | TMT-E13G |
| CEE-822-01 | Zn diss. | 4,21 | mg/L | <0,001 | <0,001 | 3,84 | 5,20 | | TMT-E13G |
| Duplicata | pH | 2,94 | | | | | | | |
| Duplicata | Sulfate | 1990 | mg/L | | | | | | |

TECHNI-LAB S.G.B. ABITIBI INC.
245, Rue Roy, CP. 208
Ste-Germaine-Boulé (Québec)
J0Z 1M0

infoquebec@actlabs.com

Client :

Monsieur Patrick Turgeon
EnGlobe Corp. projet Aldermac
129 Ave Marcel-Baril
Rouyn-Noranda
J9X 7B9
1-418-928-9028

ann@lamont-expertconseil.com

| | |
|---|---|
| Date de prélèvement : | 2016-06-27 |
| Date de réception : | 2016-06-27 |
| Projet : | 100365 |
| Prélevé par : | Mme Maude Levesque Michaud |
| Matrice : | Eau de surface |
| Échantillon (id client) : | CD-2 |
| Contenants reçus : | 5 |

Commentaires : Blancs positifs non-soutrait des échantillons (Hg, Al diss, Cu diss, Mo diss, Ni diss, Pb diss, Se diss).

Date d'émission du certificat : 2016-07-11

Ce certificat remplace et annule tous certificats antérieurs, le cas échéant.

AVIS DE CONFIDENTIALITÉ
Ce document est pour l'usage exclusif du client et ne peut être reproduit, sinon en entier, sans l'autorisation écrite de Techni-Lab S.G.B. Abitibi inc.
Si vous avez reçu ce certificat par erreur, soyez avisé que tout usage, reproduction ou distribution de celui-ci est strictement interdit.
Les échantillons seront conservés pendant 30 jours à partir de la date de facturation à moins d'avis écrit du client.
Note : Ces résultats ne se rapportent qu'aux échantillons soumis pour analyse

Les résultats des échantillons sont vérifiés et approuvés

par :_____
Mathieu RANCOURT, chimiste, 2007-109

Date de prélèvement : 2016-06-27
Date de réception : 2016-06-27
Projet : 100365
Prélevé par : Mme Maude Levesque Michaud
Matrice : Eau de surface
Échantillon (id client) : CD-2
Contenants reçus : 5

| Paramètres | Concentrations | Unités | Normes | Date d'analyse | Méthodes | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | | | Accréditées | Non accréditées | Sous-traitance |
| **Métaux extractibles** | | | | | | | |
| Argent | <0,0005 | mg/L | | 2016-06-28 | TMT-E13G | | |
| Aluminium | 0,051 | mg/L | | 2016-06-28 | TMT-E13G | | |
| Arsenic | <0,0001 | mg/L | | 2016-06-28 | TMT-E13G | | |
| Bore | <0,010 | mg/L | | 2016-06-28 | TMT-E13G | | |
| Barium | 0,045 | mg/L | | 2016-06-28 | TMT-E13G | | |
| Béryllium | <0,001 | mg/L | | 2016-06-28 | TMT-E13G | | |
| Calcium | 16,8 | mg/L | | 2016-06-28 | TMT-E13G | | |
| Cadmium | <0,0004 | mg/L | | 2016-06-28 | TMT-E13G | | |
| Cobalt | 0,0002 | mg/L | | 2016-06-28 | TMT-E13G | | |
| Chrome | <0,001 | mg/L | | 2016-06-28 | TMT-E13G | | |
| Cuivre | 0,002 | mg/L | | 2016-06-28 | TMT-E13G | | |
| Fer | 0,203 | mg/L | | 2016-06-28 | TMT-E13G | | |
| Mercure | 0,000078 | mg/L | | 2016-06-29 | TMT-E13G | | |
| Potassium | 2,62 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E13G | |
| Magnésium | 2,56 | mg/L | | 2016-06-28 | TMT-E13G | | |
| Manganèse | 0,009 | mg/L | | 2016-06-28 | TMT-E13G | | |
| Molybdène | <0,001 | mg/L | | 2016-06-28 | TMT-E13G | | |
| Sodium | 1,10 | mg/L | | 2016-06-28 | TMT-E13G | | |
| Nickel | <0,001 | mg/L | | 2016-06-28 | TMT-E13G | | |
| Plomb | <0,001 | mg/L | | 2016-06-28 | TMT-E13G | | |
| Antimoine | <0,0001 | mg/L | | 2016-06-28 | TMT-E13G | | |
| Sélénium | 0,0001 | mg/L | | 2016-06-28 | TMT-E13G | | |
| Étain | <0,0001 | mg/L | | 2016-06-28 | TMT-E13G | | |
| Thorium | <0,0005 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E13G | |
| Thallium | <0,001 | mg/L | | 2016-06-28 | TMT-E13G | | |
| Uranium | <0,001 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E13G | |

Date de prélèvement : 2016-06-27
Date de réception : 2016-06-27
Projet : 100365
Prélevé par : Mme Maude Levesque Michaud
Matrice : Eau de surface
Échantillon (id client) : CD-2
Contenants reçus : 5

| Paramètres | Concentrations | Unités | Normes | Date d'analyse | Méthodes | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | | | Accréditées | Non accréditées | Sous-traitance |
| Vanadium | <0,0001 | mg/L | | 2016-06-28 | TMT-E13G | | |
| Zinc | 0,008 | mg/L | | 2016-06-28 | TMT-E13G | | |
| **Métaux dissous** | | | | | | | |
| Argent | <0,0004 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E13G | |
| Aluminium | 0,002 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E13G | |
| Arsenic | <0,0001 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E13G | |
| Bore | <0,010 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E13G | |
| Barium | 0,045 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E13G | |
| Béryllium | <0,001 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E13G | |
| Calcium | 15,5 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E13G | |
| Cadmium | <0,0003 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E13G | |
| Cobalt | 0,0002 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E13G | |
| Chrome | <0,001 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E13G | |
| Cuivre | 0,002 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E13G | |
| Fer | <0,005 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E13G | |
| Mercure | <0,000005 | mg/L | | 2016-06-29 | | TMT-E13G | |
| Potassium | 2,31 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E13G | |
| Magnésium | 2,31 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E13G | |
| Manganèse | 0,007 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E13G | |
| Molybdène | <0,001 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E13G | |
| Sodium | 1,05 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E13G | |
| Nickel | 0,0009 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E13G | |
| Plomb | 0,0005 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E13G | |
| Antimoine | <0,001 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E13G | |
| Sélénium | 0,0001 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E13G | |
| Étain | <0,0001 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E13G | |

Date de prélèvement : 2016-06-27
Date de réception : 2016-06-27
Projet : 100365
Prélevé par : Mme Maude Levesque Michaud
Matrice : Eau de surface
Échantillon (id client) : CD-2
Contenants reçus : 5

| Paramètres | Concentrations | Unités | Normes | Date d'analyse | Méthodes | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | | | Accréditées | Non accréditées | Sous-traitance |
| Thorium | <0,0001 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E13G | |
| Thallium | <0,001 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E13G | |
| Uranium | <0,0005 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E13G | |
| Vanadium | <0,0001 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E13G | |
| Zinc | 0,009 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E13G | |
| Acidité | <2 | mg $CaCO_3$/L | | 2016-06-29 | | TMT-E1 | |
| Alcalinité | 19 | mg $CaCO_3$/L | | 2016-06-28 | | TMT-E2 | |
| Carbonates | <2 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E2 | |
| Chlorures | 0,8 | mg/L | | 2016-07-06 | TMT-E5 | | |
| Conductivité | 140 | µS/cm | | 2016-06-28 | TMT-E6 | | |
| Dureté | 52 | mg $CaCO_3$/L | | 2016-06-28 | | TMT-E13D | |
| Fluorures | 0,078 | mg F/L | | 2016-06-30 | | TMT-E10 | |
| MES | 7,2 | mg/L | | 2016-06-28 | TMT-E12A | | |
| Nitrites-Nitrates | 0,08 | mg N/L | | 2016-06-29 | TMT-E14A | | |
| pH | 6,76 | | | 2016-06-28 | TMT-E16 | | |
| Phosphore total | <0,005 | mg P/L | | 2016-06-29 | | TMT-E17A | |
| Sulfates | 38,6 | mg/L | | 2016-07-04 | TMT-E20B | | |

Date de prélèvement : 2016-06-27
Date de réception : 2016-06-27
Projet : 100365
Prélevé par : Mme Maude Levesque Michaud
Matrice : Eau de surface
Échantillon (id client) : CD-2

| MRC / MR | Paramètres | Concentrations obtenues | Unités | LDM | Blanc | Valeur minimale acceptable | Valeur maximale acceptable | **Méthodes** Accréditées | Non accréditées |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| 15LO40012 | Acidité | 495 | mg $CaCO_3$/L | <2 | <2 | 425 | 575 | | TMT-E1 |
| S225-698 | Alcalinité | 142 | mg $CaCO_3$/L | <2 | <2 | 129 | 159,0 | | TMT-E2 |
| S225-698 | Chlorures | 31,7 | mg/L | <0,8 | <0,8 | 28,3 | 36,3 | TMT-E5 | |
| 2503A74 | conductivité | 1410 | µS/cm | <0,8 | <0,8 | 1342 | 1484 | TMT-E6 | |
| S225-698 | Fluorure | 4,23 | mg F/L | <0,007 | <0,007 | 3,67 | 4,77 | TMT-E10 | |
| Celite ® 20 | MES | 20,4 | mg/L | <2,2 | <2,2 | 17 | 23 | TMT-E12A | |
| Celite ® 500 | MES | 520 | mg/L | <2,2 | | 400 | 600 | TMT-E12A | |
| CEP33-1 | NO2.NO3 | 9,51 | mg N/L | <0,01 | <0,01 | 6,86 | 12,74 | TMT-E14A | |
| S230 779 | pH | 7,46 | | | 7,37 | 7,22 | 7,62 | TMT-E16 | |
| 394901-02-01 | Phosphore | 0,230 | mg P/L | <0,005 | <0,005 | 0,218 | 0,259 | | TMT-E17A |
| CEU29-3(73) | Sulfate | 869 | mg/L | <0,9 | <0,9 | 697 | 943 | TMT-E20B | |
| MRSO4 | Sulfate | 97,5 | % récup. | <0,9 | | | | TMT-E20B | |
| C013-1341 | Hg diss. | 0,00104 | mg/L | <0,00000 | 0,000008 | 0,000816 | 0,001260 | TMT-E13G | |
| PRE08-1(88) | Hg | 0,00827 | mg/L | <0,00000 | 0,000014 | 0,003440 | 0,013760 | TMT-E13G | |
| CEU29-4(63) | Hg | 0,0618 | mg/L | <0,000005 | | 0,032270 | 0,085130 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 | Dureté | 49 | mg $CaCO_3$/L | <1 | <1 | 35 | 66 | | TMT-E13D |
| CQ 2 ppb | Ag | 104 | % | <0,0005 | <0,0005 | 80 | 120 | TMT-E13G | |
| CQ 2 ppb | Sn | 96 | % | <0,0005 | <0,0005 | 80 | 120 | TMT-E13G | |
| CQ 2 ppb | Th | 89 | % | <0,0005 | <0,0005 | 80 | 120 | | TMT-E13G |
| 140-025-037 (EU-L) | Al | 0,068 | mg/L | <0,005 | <0,005 | 0,0563 | 0,0934 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | As | 0,078 | mg/L | <0,0001 | <0,0001 | 0,0707 | 0,0877 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | B | 0,099 | mg/L | <0,010 | <0,010 | 0,099 | 0,129 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Ba | 0,117 | mg/L | <0,010 | <0,010 | 0,104 | 0,143 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Be | 0,010 | mg/L | <0,001 | <0,001 | 0,0102 | 0,0136 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Ca | 2,11 | mg/L | <0,100 | <0,100 | 1,92 | 2,53 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Cd | 0,0214 | mg/L | <0,0004 | <0,0004 | 0,0198 | 0,0259 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Co | 0,0826 | mg/L | <0,0001 | <0,0001 | 0,0688 | 0,0921 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Cr | 0,061 | mg/L | <0,001 | <0,001 | 0,053 | 0,070 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Cu | 0,109 | mg/L | <0,0020 | <0,0020 | 0,0924 | 0,121 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Fe | 0,074 | mg/L | <0,020 | <0,020 | 0,0541 | 0,0766 | TMT-E13G | |

Date de prélèvement : 2016-06-27
Date de réception : 2016-06-27
Projet : 100365
Prélevé par : Mme Maude Levesque Michaud
Matrice : Eau de surface
Échantillon (id client) : CD-2

| MRC / MR | Paramètres | Concentrations obtenues | Unités | LDM | Blanc | Valeur minimale acceptable | Valeur maximale acceptable | Méthodes | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | | | | | | Accréditées | Non accréditées |
| 140-025-037 (EU-L) | K | 2,09 | mg/L | <0,100 | <0,100 | 1,92 | 2,34 | | TMT-E13G |
| 140-025-037 (EU-L) | Mg | 0,919 | mg/L | <0,100 | <0,100 | 0,850 | 1,17 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Mn | 0,120 | mg/L | <0,005 | <0,005 | 0,109 | 0,132 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Mo | 0,040 | mg/L | <0,001 | <0,001 | 0,033 | 0,048 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Na | 5,03 | mg/L | <0,400 | <0,400 | 5,29 | 6,56 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Ni | 0,082 | mg/L | <0,001 | <0,001 | 0,069 | 0,094 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Pb | 0,038 | mg/L | <0,001 | <0,001 | 0,036 | 0,047 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Sb | 0,019 | mg/L | <0,0001 | <0,0001 | 0,0151 | 0,0221 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Se | 0,030 | mg/L | <0,0001 | <0,0001 | 0,0223 | 0,0308 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Tl | 0,078 | mg/L | <0,001 | <0,001 | 0,073 | 0,092 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | U | 0,091 | mg/L | <0,001 | <0,001 | 0,0836 | 0,121 | | TMT-E13G |
| 140-025-037 (EU-L) | V | 0,046 | mg/L | <0,0001 | <0,0001 | 0,0436 | 0,0532 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Zn | 0,034 | mg/L | <0,002 | <0,002 | 0,023 | 0,035 | TMT-E13G | |
| F013-1244 | Al | 0,669 | mg/L | <0,005 | | 0,553 | 0,723 | TMT-E13G | |
| F013-1244 | As | 0,280 | mg/L | <0,0001 | | 0,260 | 0,331 | TMT-E13G | |
| F013-1244 | B | 0,950 | mg/L | <0,010 | | 0,942 | 1,200 | TMT-E13G | |
| F013-1244 | Ba | 0,213 | mg/L | <0,010 | | 0,194 | 0,232 | TMT-E13G | |
| F013-1244 | Be | 0,271 | mg/L | <0,001 | | 0,259 | 0,314 | TMT-E13G | |
| F013-1244 | Cd | 0,311 | mg/L | <0,0004 | | 0,284 | 0,339 | TMT-E13G | |
| F013-1244 | Co | 0,112 | mg/L | <0,0001 | | 0,0916 | 0,1090 | TMT-E13G | |
| F013-1244 | Cr | 0,238 | mg/L | <0,001 | | 0,187 | 0,223 | TMT-E13G | |
| F013-1244 | Cu | 0,221 | mg/L | <0,0020 | | 0,179 | 0,216 | TMT-E13G | |
| F013-1244 | Mo | 0,139 | mg/L | <0,001 | | 0,145 | 0,177 | TMT-E13G | |
| F013-1244 | Ni | 0,435 | mg/L | <0,001 | | 0,379 | 0,455 | TMT-E13G | |
| F013-1244 | Pb | 0,489 | mg/L | <0,001 | | 0,432 | 0,527 | TMT-E13G | |
| F013-1244 | V | 0,567 | mg/L | <0,001 | | 0,469 | 0,594 | TMT-E13G | |
| F013-1244 | Tl | 0,294 | mg/L | <0,0001 | | 0,248 | 0,291 | TMT-E13G | |
| F013-1244 | Zn | 0,361 | mg/L | <0,002 | | 0,297 | 0,361 | TMT-E13G | |
| CQ 2 ppb | Ag diss. | 104 | % | <0,0005 | <0,0005 | 80 | 120 | | TMT-E13G |
| CQ 2 ppb | Sn diss. | 96 | % | <0,0005 | <0,0005 | 80 | 120 | | TMT-E13G |

Date de prélèvement : 2016-06-27
Date de réception : 2016-06-27
Projet : 100365
Prélevé par : Mme Maude Levesque Michaud
Matrice : Eau de surface
Échantillon (id client) : CD-2

| MRC / MR | Paramètres | Concentrations obtenues | Unités | LDM | Blanc | Valeur minimale acceptable | Valeur maximale acceptable | Méthodes | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | | | | | | Accréditées | Non accréditées |
| CQ 2 ppb | Th diss. | 89 | % | <0,0005 | <0,0005 | 80 | 120 | | TMT-E13G |
| CQ 2 ppb | Tl diss. | 102 | % | <0,0005 | <0,0005 | 80 | 120 | | TMT-E13G |
| CEE-822-01 | Al diss. | 6,18 | mg/L | <0,001 | 0,003 | 4,33 | 8,05 | | TMT-E13G |
| CEE-822-01 | As diss. | 0,293 | mg/L | <0,0001 | <0,0001 | 0,156 | 0,410 | | TMT-E13G |
| CEE-822-01 | B diss. | 2,60 | mg/L | <0,010 | <0,010 | 2,02 | 3,74 | | TMT-E13G |
| CEE-822-01 | Ba diss. | 2,39 | mg/L | <0,010 | <0,010 | 1,69 | 3,13 | | TMT-E13G |
| CEE-822-01 | Be diss. | 1,60 | mg/L | <0,001 | <0,001 | 1,19 | 2,21 | | TMT-E13G |
| CEE-822-01 | Ca diss. | 9,54 | mg/L | <0,400 | <0,400 | 6,99 | 13,00 | | TMT-E13G |
| CEE-822-01 | Cd diss. | 0,878 | mg/L | <0,0003 | <0,0003 | 0,630 | 1,170 | | TMT-E13G |
| CEE-822-01 | Co diss. | 1,63 | mg/L | <0,0001 | <0,0001 | 1,08 | 2,02 | | TMT-E13G |
| CEE-822-01 | Cr diss. | 4,21 | mg/L | <0,001 | <0,001 | 2,84 | 5,26 | | TMT-E13G |
| CEE-822-01 | Cu diss. | 1,34 | mg/L | <0,001 | 0,001 | 0,868 | 1,610 | | TMT-E13G |
| CEE-822-01 | Fe diss. | 11,0 | mg/L | <0,005 | <0,005 | 8,92 | 12,1 | | TMT-E13G |
| CEE-822-01 | K diss. | 18,2 | mg/L | <0,100 | <0,100 | 12,5 | 23,1 | | TMT-E13G |
| CEE-822-01 | Mg diss. | 6,02 | mg/L | <0,500 | <0,500 | 4,35 | 8,07 | | TMT-E13G |
| CEE-822-01 | Mn diss. | 3,87 | mg/L | <0,001 | <0,001 | 2,71 | 5,03 | | TMT-E13G |
| CEE-822-01 | Mo diss. | 0,630 | mg/L | <0,001 | 0,004 | 0,495 | 0,919 | | TMT-E13G |
| CEE-822-01 | Na diss. | 13,7 | mg/L | <0,300 | <0,300 | 9,45 | 17,60 | | TMT-E13G |
| CEE-822-01 | Ni diss. | 1,17 | mg/L | <0,0001 | 0,0014 | 0,791 | 1,470 | | TMT-E13G |
| CEE-822-01 | Pb diss. | 0,918 | mg/L | <0,0002 | 0,0074 | 0,630 | 1,170 | | TMT-E13G |
| CEE-822-01 | Sb diss. | 0,187 | mg/L | <0,0001 | <0,0001 | 0,155 | 0,289 | | TMT-E13G |
| CEE-822-01 | Se diss. | 1,37 | mg/L | <0,0001 | 0,0012 | 0,945 | 1,760 | | TMT-E13G |
| CEE-822-01 | U diss. | 1,67 | mg/L | <0,0005 | <0,0005 | 1,23 | 2,29 | | TMT-E13G |
| CEE-822-01 | V diss. | 1,99 | mg/L | <0,0001 | <0,0001 | 1,39 | 2,59 | | TMT-E13G |
| CEE-822-01 | Zn diss. | 4,21 | mg/L | <0,001 | <0,001 | 3,84 | 5,20 | | TMT-E13G |
| Duplicata | Chlorures | <0,8 | mg/L | | | | | | |
| Duplicata | NO2.NO3 | 0,07 | mg N/L | | | | | | |

TECHNI-LAB S.G.B. ABITIBI INC.
245, Rue Roy, CP. 208
Ste-Germaine-Boulé (Québec)
J0Z 1M0

infoquebec@actlabs.com

Client : Monsieur Patrick Turgeon
EnGlobe Corp. projet Aldermac
129 Ave Marcel-Baril
Rouyn-Noranda
J9X 7B9
1-418-928-9028

ann@lamont-expertconseil.com

| | |
|---|---|
| Date de prélèvement : | 2016-06-27 |
| Date de réception : | 2016-06-27 |
| Projet : | 100366 |
| Prélevé par : | Mme Maude Levesque Michaud |
| Matrice : | Eau de surface |
| Échantillon (id client) : | CD-3 (160627) |
| Contenants reçus : | 5 |

Commentaires : Blancs positifs non-soutrait des échantillons (Hg, Al diss, Cu diss, Mo diss, Ni diss, Pb diss, Se diss).

Date d'émission du certificat : 2016-07-11

Ce certificat remplace et annule tous certificats antérieurs, le cas échéant.

AVIS DE CONFIDENTIALITÉ
Ce document est pour l'usage exclusif du client et ne peut être reproduit, sinon en entier, sans l'autorisation écrite de Techni-Lab S.G.B. Abitibi inc.
Si vous avez reçu ce certificat par erreur, soyez avisé que tout usage, reproduction ou distribution de celui-ci est strictement interdit.
Les échantillons seront conservés pendant 30 jours à partir de la date de facturation à moins d'avis écrit du client.
Note : Ces résultats ne se rapportent qu'aux échantillons soumis pour analyse

Les résultats des échantillons sont vérifiés et approuvés

par :_____
Mathieu RANCOURT, chimiste, 2007-109

Date de prélèvement : 2016-06-27
Date de réception : 2016-06-27
Projet : 100366
Prélevé par : Mme Maude Levesque Michaud
Matrice : Eau de surface
Échantillon (id client) : CD-3 (160627)
Contenants reçus : 5

| Paramètres | Concentrations | Unités | Normes | Date d'analyse | Méthodes | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | | | Accréditées | Non accréditées | Sous-traitance |
| **Métaux extractibles** | | | | | | | |
| Argent | <0,0005 | mg/L | | 2016-06-28 | TMT-E13G | | |
| Aluminium | 0,187 | mg/L | | 2016-06-28 | TMT-E13G | | |
| Arsenic | 0,0001 | mg/L | | 2016-06-28 | TMT-E13G | | |
| Bore | <0,010 | mg/L | | 2016-06-28 | TMT-E13G | | |
| Barium | 0,050 | mg/L | | 2016-06-28 | TMT-E13G | | |
| Béryllium | <0,001 | mg/L | | 2016-06-28 | TMT-E13G | | |
| Calcium | 53,4 | mg/L | | 2016-06-28 | TMT-E13G | | |
| Cadmium | <0,0004 | mg/L | | 2016-06-28 | TMT-E13G | | |
| Cobalt | 0,0050 | mg/L | | 2016-06-28 | TMT-E13G | | |
| Chrome | <0,001 | mg/L | | 2016-06-28 | TMT-E13G | | |
| Cuivre | 0,004 | mg/L | | 2016-06-28 | TMT-E13G | | |
| Fer | 97,2 | mg/L | | 2016-06-28 | TMT-E13G | | |
| Mercure | <0,000005 | mg/L | | 2016-06-29 | TMT-E13G | | |
| Potassium | 5,91 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E13G | |
| Magnésium | 9,29 | mg/L | | 2016-06-28 | TMT-E13G | | |
| Manganèse | 0,653 | mg/L | | 2016-06-28 | TMT-E13G | | |
| Molybdène | 0,014 | mg/L | | 2016-06-28 | TMT-E13G | | |
| Sodium | 1,73 | mg/L | | 2016-06-28 | TMT-E13G | | |
| Nickel | 0,003 | mg/L | | 2016-06-28 | TMT-E13G | | |
| Plomb | <0,001 | mg/L | | 2016-06-28 | TMT-E13G | | |
| Antimoine | <0,0001 | mg/L | | 2016-06-28 | TMT-E13G | | |
| Sélénium | 0,0002 | mg/L | | 2016-06-28 | TMT-E13G | | |
| Étain | <0,0001 | mg/L | | 2016-06-28 | TMT-E13G | | |
| Thorium | <0,0005 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E13G | |
| Thallium | <0,001 | mg/L | | 2016-06-28 | TMT-E13G | | |
| Uranium | <0,001 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E13G | |

Date de prélèvement : 2016-06-27
Date de réception : 2016-06-27
Projet : 100366
Prélevé par : Mme Maude Levesque Michaud
Matrice : Eau de surface
Échantillon (id client) : CD-3 (160627)
Contenants reçus : 5

| Paramètres | Concentrations | Unités | Normes | Date d'analyse | Méthodes | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | | | Accréditées | Non accréditées | Sous-traitance |
| Vanadium | 0,0001 | mg/L | | 2016-06-28 | TMT-E13G | | |
| Zinc | 0,253 | mg/L | | 2016-06-28 | TMT-E13G | | |
| **Métaux dissous** | | | | | | | |
| Argent | <0,0004 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E13G | |
| Aluminium | 0,120 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E13G | |
| Arsenic | <0,0001 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E13G | |
| Bore | <0,010 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E13G | |
| Barium | 0,047 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E13G | |
| Béryllium | <0,001 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E13G | |
| Calcium | 55,1 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E13G | |
| Cadmium | <0,0003 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E13G | |
| Cobalt | 0,005 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E13G | |
| Chrome | <0,001 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E13G | |
| Cuivre | 0,003 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E13G | |
| Fer | 83,0 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E13G | |
| Mercure | <0,000005 | mg/L | | 2016-06-29 | | TMT-E13G | |
| Potassium | 5,83 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E13G | |
| Magnésium | 9,60 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E13G | |
| Manganèse | 0,571 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E13G | |
| Molybdène | 0,008 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E13G | |
| Sodium | 1,80 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E13G | |
| Nickel | 0,003 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E13G | |
| Plomb | 0,001 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E13G | |
| Antimoine | <0,001 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E13G | |
| Sélénium | 0,000 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E13G | |
| Étain | <0,0001 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E13G | |

Date de prélèvement : 2016-06-27
Date de réception : 2016-06-27
Projet : 100366
Prélevé par : Mme Maude Levesque Michaud
Matrice : Eau de surface
Échantillon (id client) : CD-3 (160627)
Contenants reçus : 5

| Paramètres | Concentrations | Unités | Normes | Date d'analyse | Méthodes | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | | | Accréditées | Non accréditées | Sous-traitance |
| Thorium | <0,0001 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E13G | |
| Thallium | <0,001 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E13G | |
| Uranium | <0,0005 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E13G | |
| Vanadium | <0,0001 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E13G | |
| Zinc | 0,226 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E13G | |
| Acidité | 115 | mg $CaCO_3$/L | | 2016-06-29 | | TMT-E1 | |
| Alcalinité | 21 | mg $CaCO_3$/L | | 2016-06-28 | | TMT-E2 | |
| Carbonates | <2 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E2 | |
| Chlorures | <0,8 | mg/L | | 2016-07-06 | TMT-E5 | | |
| Conductivité | 660 | µS/cm | | 2016-06-28 | TMT-E6 | | |
| Dureté | 172 | mg $CaCO_3$/L | | 2016-06-28 | | TMT-E13D | |
| Fluorures | 0,081 | mg F/L | | 2016-06-30 | | TMT-E10 | |
| MES | 12,0 | mg/L | | 2016-06-28 | TMT-E12A | | |
| Nitrites-Nitrates | <0,01 | mg N/L | | 2016-06-29 | TMT-E14A | | |
| pH | 5,58 | | | 2016-06-28 | TMT-E16 | | |
| Phosphore total | 0,008 | mg P/L | | 2016-06-29 | | TMT-E17A | |
| Sulfates | 285 | mg/L | | 2016-07-04 | TMT-E20B | | |

Date de prélèvement : 2016-06-27
Date de réception : 2016-06-27
Projet : 100366
Prélevé par : Mme Maude Levesque Michaud
Matrice : Eau de surface
Échantillon (id client) : CD-3 (160627)

| MRC / MR | Paramètres | Concentrations obtenues | Unités | LDM | Blanc | Valeur minimale acceptable | Valeur maximale acceptable | **Méthodes** Accréditées | Non accréditées |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| 15LO40012 | Acidité | 495 | mg $CaCO_3$/L | <2 | <2 | 425 | 575 | | TMT-E1 |
| S225-698 | Alcalinité | 142 | mg $CaCO_3$/L | <2 | <2 | 129 | 159,0 | | TMT-E2 |
| S225-698 | Chlorures | 31,7 | mg/L | <0,8 | <0,8 | 28,3 | 36,3 | TMT-E5 | |
| 2503A74 | conductivité | 1410 | µS/cm | <0,8 | <0,8 | 1342 | 1484 | TMT-E6 | |
| S225-698 | Fluorure | 4,23 | mg F/L | <0,007 | <0,007 | 3,67 | 4,77 | TMT-E10 | |
| Celite ® 20 | MES | 20,4 | mg/L | <2,2 | <2,2 | 17 | 23 | TMT-E12A | |
| Celite ® 500 | MES | 520 | mg/L | <2,2 | | 400 | 600 | TMT-E12A | |
| CEP33-1 | NO2.NO3 | 9,51 | mg N/L | <0,01 | <0,01 | 6,86 | 12,74 | TMT-E14A | |
| S230 779 | pH | 7,46 | | | 7,37 | 7,22 | 7,62 | TMT-E16 | |
| 394901-02-01 | Phosphore | 0,230 | mg P/L | <0,005 | <0,005 | 0,218 | 0,259 | | TMT-E17A |
| CEU29-3(73) | Sulfate | 869 | mg/L | <0,9 | <0,9 | 697 | 943 | TMT-E20B | |
| MRSO4 | Sulfate | 97,5 | % récup. | <0,9 | | | | TMT-E20B | |
| C013-1341 | Hg diss. | 0,00104 | mg/L | <0,00000 | 0,000008 | 0,000816 | 0,001260 | TMT-E13G | |
| PRE08-1(88) | Hg | 0,00827 | mg/L | <0,00000 | 0,000014 | 0,003440 | 0,013760 | TMT-E13G | |
| CEU29-4(63) | Hg | 0,0618 | mg/L | <0,000005 | | 0,032270 | 0,085130 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 | Dureté | 49 | mg $CaCO_3$/L | <1 | <1 | 35 | 66 | | TMT-E13D |
| CQ 2 ppb | Ag | 104 | % | <0,0005 | <0,0005 | 80 | 120 | TMT-E13G | |
| CQ 2 ppb | Sn | 96 | % | <0,0005 | <0,0005 | 80 | 120 | TMT-E13G | |
| CQ 2 ppb | Th | 89 | % | <0,0005 | <0,0005 | 80 | 120 | | TMT-E13G |
| 140-025-037 (EU-L) | Al | 0,068 | mg/L | <0,005 | <0,005 | 0,0563 | 0,0934 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | As | 0,078 | mg/L | <0,0001 | <0,0001 | 0,0707 | 0,0877 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | B | 0,099 | mg/L | <0,010 | <0,010 | 0,099 | 0,129 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Ba | 0,117 | mg/L | <0,010 | <0,010 | 0,104 | 0,143 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Be | 0,010 | mg/L | <0,001 | <0,001 | 0,0102 | 0,0136 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Ca | 2,11 | mg/L | <0,100 | <0,100 | 1,92 | 2,53 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Cd | 0,0214 | mg/L | <0,0004 | <0,0004 | 0,0198 | 0,0259 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Co | 0,0826 | mg/L | <0,0001 | <0,0001 | 0,0688 | 0,0921 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Cr | 0,061 | mg/L | <0,001 | <0,001 | 0,053 | 0,070 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Cu | 0,109 | mg/L | <0,0020 | <0,0020 | 0,0924 | 0,121 | TMT-E13G | |

Date de prélèvement : 2016-06-27
Date de réception : 2016-06-27
Projet : 100366
Prélevé par : Mme Maude Levesque Michaud
Matrice : Eau de surface
Échantillon (id client) : CD-3 (160627)

| MRC / MR | Paramètres | Concentrations obtenues | Unités | LDM | Blanc | Valeur minimale acceptable | Valeur maximale acceptable | **Méthodes** | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | | | | | | Accréditées | Non accréditées |
| 140-025-037 (EU-L) | Fe | 0,074 | mg/L | <0,020 | <0,020 | 0,0541 | 0,0766 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | K | 2,09 | mg/L | <0,100 | <0,100 | 1,92 | 2,34 | | TMT-E13G |
| 140-025-037 (EU-L) | Mg | 0,919 | mg/L | <0,100 | <0,100 | 0,850 | 1,17 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Mn | 0,120 | mg/L | <0,005 | <0,005 | 0,109 | 0,132 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Mo | 0,040 | mg/L | <0,001 | <0,001 | 0,033 | 0,048 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Na | 5,03 | mg/L | <0,400 | <0,400 | 5,29 | 6,56 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Ni | 0,082 | mg/L | <0,001 | <0,001 | 0,069 | 0,094 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Pb | 0,038 | mg/L | <0,001 | <0,001 | 0,036 | 0,047 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Sb | 0,019 | mg/L | <0,0001 | <0,0001 | 0,0151 | 0,0221 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Se | 0,030 | mg/L | <0,0001 | <0,0001 | 0,0223 | 0,0308 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Tl | 0,078 | mg/L | <0,001 | <0,001 | 0,073 | 0,092 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | U | 0,091 | mg/L | <0,001 | <0,001 | 0,0836 | 0,121 | | TMT-E13G |
| 140-025-037 (EU-L) | V | 0,046 | mg/L | <0,0001 | <0,0001 | 0,0436 | 0,0532 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Zn | 0,034 | mg/L | <0,002 | <0,002 | 0,023 | 0,035 | TMT-E13G | |
| F013-1244 | Al | 0,669 | mg/L | <0,005 | | 0,553 | 0,723 | TMT-E13G | |
| F013-1244 | As | 0,280 | mg/L | <0,0001 | | 0,260 | 0,331 | TMT-E13G | |
| F013-1244 | B | 0,950 | mg/L | <0,010 | | 0,942 | 1,200 | TMT-E13G | |
| F013-1244 | Ba | 0,213 | mg/L | <0,010 | | 0,194 | 0,232 | TMT-E13G | |
| F013-1244 | Be | 0,271 | mg/L | <0,001 | | 0,259 | 0,314 | TMT-E13G | |
| F013-1244 | Cd | 0,311 | mg/L | <0,0004 | | 0,284 | 0,339 | TMT-E13G | |
| F013-1244 | Co | 0,112 | mg/L | <0,0001 | | 0,0916 | 0,1090 | TMT-E13G | |
| F013-1244 | Cr | 0,238 | mg/L | <0,001 | | 0,187 | 0,223 | TMT-E13G | |
| F013-1244 | Cu | 0,221 | mg/L | <0,0020 | | 0,179 | 0,216 | TMT-E13G | |
| F013-1244 | Mo | 0,139 | mg/L | <0,001 | | 0,145 | 0,177 | TMT-E13G | |
| F013-1244 | Ni | 0,435 | mg/L | <0,001 | | 0,379 | 0,455 | TMT-E13G | |
| F013-1244 | Pb | 0,489 | mg/L | <0,001 | | 0,432 | 0,527 | TMT-E13G | |
| F013-1244 | V | 0,567 | mg/L | <0,001 | | 0,469 | 0,594 | TMT-E13G | |
| F013-1244 | Tl | 0,294 | mg/L | <0,0001 | | 0,248 | 0,291 | TMT-E13G | |
| F013-1244 | Zn | 0,361 | mg/L | <0,002 | | 0,297 | 0,361 | TMT-E13G | |

Date de prélèvement : 2016-06-27
Date de réception : 2016-06-27
Projet : 100366
Prélevé par : Mme Maude Levesque Michaud
Matrice : Eau de surface
Échantillon (id client) : CD-3 (160627)

| MRC / MR | Paramètres | Concentrations obtenues | Unités | LDM | Blanc | Valeur minimale acceptable | Valeur maximale acceptable | Méthodes | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | | | | | | Accréditées | Non accréditées |
| CQ 2 ppb | Ag diss. | 104 | % | <0,0005 | <0,0005 | 80 | 120 | | TMT-E13G |
| CQ 2 ppb | Sn diss. | 96 | % | <0,0005 | <0,0005 | 80 | 120 | | TMT-E13G |
| CQ 2 ppb | Th diss. | 89 | % | <0,0005 | <0,0005 | 80 | 120 | | TMT-E13G |
| CQ 2 ppb | Tl diss. | 102 | % | <0,0005 | <0,0005 | 80 | 120 | | TMT-E13G |
| CEE-822-01 | Al diss. | 6,18 | mg/L | <0,001 | 0,003 | 4,33 | 8,05 | | TMT-E13G |
| CEE-822-01 | As diss. | 0,293 | mg/L | <0,0001 | <0,0001 | 0,156 | 0,410 | | TMT-E13G |
| CEE-822-01 | B diss. | 2,60 | mg/L | <0,010 | <0,010 | 2,02 | 3,74 | | TMT-E13G |
| CEE-822-01 | Ba diss. | 2,39 | mg/L | <0,010 | <0,010 | 1,69 | 3,13 | | TMT-E13G |
| CEE-822-01 | Be diss. | 1,60 | mg/L | <0,001 | <0,001 | 1,19 | 2,21 | | TMT-E13G |
| CEE-822-01 | Ca diss. | 9,54 | mg/L | <0,400 | <0,400 | 6,99 | 13,00 | | TMT-E13G |
| CEE-822-01 | Cd diss. | 0,878 | mg/L | <0,0003 | <0,0003 | 0,630 | 1,170 | | TMT-E13G |
| CEE-822-01 | Co diss. | 1,63 | mg/L | <0,0001 | <0,0001 | 1,08 | 2,02 | | TMT-E13G |
| CEE-822-01 | Cr diss. | 4,21 | mg/L | <0,001 | <0,001 | 2,84 | 5,26 | | TMT-E13G |
| CEE-822-01 | Cu diss. | 1,34 | mg/L | <0,001 | 0,001 | 0,868 | 1,610 | | TMT-E13G |
| CEE-822-01 | Fe diss. | 11,0 | mg/L | <0,005 | <0,005 | 8,92 | 12,1 | | TMT-E13G |
| CEE-822-01 | K diss. | 18,2 | mg/L | <0,100 | <0,100 | 12,5 | 23,1 | | TMT-E13G |
| CEE-822-01 | Mg diss. | 6,02 | mg/L | <0,500 | <0,500 | 4,35 | 8,07 | | TMT-E13G |
| CEE-822-01 | Mn diss. | 3,87 | mg/L | <0,001 | <0,001 | 2,71 | 5,03 | | TMT-E13G |
| CEE-822-01 | Mo diss. | 0,630 | mg/L | <0,001 | 0,004 | 0,495 | 0,919 | | TMT-E13G |
| CEE-822-01 | Na diss. | 13,7 | mg/L | <0,300 | <0,300 | 9,45 | 17,60 | | TMT-E13G |
| CEE-822-01 | Ni diss. | 1,17 | mg/L | <0,0001 | 0,0014 | 0,791 | 1,470 | | TMT-E13G |
| CEE-822-01 | Pb diss. | 0,918 | mg/L | <0,0002 | 0,0074 | 0,630 | 1,170 | | TMT-E13G |
| CEE-822-01 | Sb diss. | 0,187 | mg/L | <0,0001 | <0,0001 | 0,155 | 0,289 | | TMT-E13G |
| CEE-822-01 | Se diss. | 1,37 | mg/L | <0,0001 | 0,0012 | 0,945 | 1,760 | | TMT-E13G |
| CEE-822-01 | U diss. | 1,67 | mg/L | <0,0005 | <0,0005 | 1,23 | 2,29 | | TMT-E13G |
| CEE-822-01 | V diss. | 1,99 | mg/L | <0,0001 | <0,0001 | 1,39 | 2,59 | | TMT-E13G |
| CEE-822-01 | Zn diss. | 4,21 | mg/L | <0,001 | <0,001 | 3,84 | 5,20 | | TMT-E13G |
| Duplicata | Acidité | 105 | mg $CaCO_3$/L | | | | | | |

Date de prélèvement : 2016-06-27
Date de réception : 2016-06-27
Projet : 100366
Prélevé par : Mme Maude Levesque Michaud
Matrice : Eau de surface
Échantillon (id client) : CD-3 (160627)

| MRC / MR | Paramètres | Concentrations obtenues | Unités | LDM | Blanc | Valeur minimale acceptable | Valeur maximale acceptable | Méthodes | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | | | | | | Accréditées | Non accréditées |
| Duplicata | Alcalinité | 21 | mg $CaCO_3$/L | | | | | | |
| Duplicata | Carbonates | <2 | mg/L | | | | | | |
| Duplicata | conductivité | 656 | µS/cm | | | | | | |
| Duplicata | Fluorure | 0,081 | mg F/L | | | | | | |
| Duplicata | MES | 12,3 | mg/L | | | | | | |
| Duplicata | Phosphore | 0,006 | mg P/L | | | | | | |
| Duplicata | Hg diss. | 0,000006 | mg/L | | | | | | |
| Duplicata | Ag diss. | <0,0004 | mg/L | | | | | | |
| Duplicata | Al diss. | 0,110 | mg/L | | | | | | |
| Duplicata | As diss. | <0,0001 | mg/L | | | | | | |
| Duplicata | B diss. | <0,010 | mg/L | | | | | | |
| Duplicata | Ba diss. | 0,045 | mg/L | | | | | | |
| Duplicata | Be diss. | <0,001 | mg/L | | | | | | |
| Duplicata | Ca diss. | 54,7 | mg/L | | | | | | |
| Duplicata | Cd diss. | <0,0003 | mg/L | | | | | | |
| Duplicata | Co diss. | 0,004 | mg/L | | | | | | |
| Duplicata | Cr diss. | <0,001 | mg/L | | | | | | |
| Duplicata | Cu diss. | 0,003 | mg/L | | | | | | |
| Duplicata | Fe diss. | 87,8 | mg/L | | | | | | |
| Duplicata | K diss. | 6,91 | mg/L | | | | | | |
| Duplicata | Mg diss. | 11,4 | mg/L | | | | | | |
| Duplicata | Mn diss. | 0,605 | mg/L | | | | | | |
| Duplicata | Mo diss. | 0,008 | mg/L | | | | | | |
| Duplicata | Na diss. | 2,11 | mg/L | | | | | | |
| Duplicata | Ni diss. | 0,003 | mg/L | | | | | | |
| Duplicata | Pb diss. | 0,001 | mg/L | | | | | | |
| Duplicata | Sb diss. | <0,001 | mg/L | | | | | | |
| Duplicata | Se diss. | 0,000 | mg/L | | | | | | |
| Duplicata | Sn diss. | <0,0001 | mg/L | | | | | | |

Date de prélèvement : 2016-06-27
Date de réception : 2016-06-27
Projet : 100366
Prélevé par : Mme Maude Levesque Michaud
Matrice : Eau de surface
Échantillon (id client) : CD-3 (160627)

| MRC / MR | Paramètres | Concentrations obtenues | Unités | LDM | Blanc | Valeur minimale acceptable | Valeur maximale acceptable | Méthodes | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | | | | | | Accréditées | Non accréditées |
| Duplicata | Th diss. | <0,0001 | mg/L | | | | | | |
| Duplicata | Tl diss. | <0,001 | mg/L | | | | | | |
| Duplicata | U diss. | <0,0005 | mg/L | | | | | | |
| Duplicata | V diss. | <0,0001 | mg/L | | | | | | |
| Duplicata | Zn diss. | 0,213 | mg/L | | | | | | |

TECHNI-LAB S.G.B. ABITIBI INC.
245, Rue Roy, CP. 208
Ste-Germaine-Boulé (Québec)
J0Z 1M0

infoquebec@actlabs.com

Client :

Monsieur Patrick Turgeon
EnGlobe Corp. projet Aldermac
129 Ave Marcel-Baril
Rouyn-Noranda
J9X 7B9
1-418-928-9028

ann@lamont-expertconseil.com

| | |
|---|---|
| Date de prélèvement : | 2016-06-27 |
| Date de réception : | 2016-06-27 |
| Projet : | 100367 |
| Prélevé par : | Mme Maude Levesque Michaud |
| Matrice : | Eau souterraine |
| Échantillon (id client) : | CP-1 |
| Contenants reçus : | 5 |

Commentaires : Analyse de certains métaux par ICP-OES (TMT-G5F) au lieu d'ICP-MS (TMT-E13G) pour valeurs élevées.

Blancs positifs non-soutrait des échantillons (Hg, Al diss, Cu diss, Mo diss, Ni diss, Pb diss, Se diss).

Date d'émission du certificat : 2016-07-11

Ce certificat remplace et annule tous certificats antérieurs, le cas échéant.

AVIS DE CONFIDENTIALITÉ
Ce document est pour l'usage exclusif du client et ne peut être reproduit, sinon en entier, sans l'autorisation écrite de Techni-Lab S.G.B. Abitibi inc.
Si vous avez reçu ce certificat par erreur, soyez avisé que tout usage, reproduction ou distribution de celui-ci est strictement interdit.
Les échantillons seront conservés pendant 30 jours à partir de la date de facturation à moins d'avis écrit du client.
Note : Ces résultats ne se rapportent qu'aux échantillons soumis pour analyse

Les résultats des échantillons sont vérifiés et approuvés

par :_____
Mathieu RANCOURT, chimiste, 2007-109

Date de prélèvement : 2016-06-27
Date de réception : 2016-06-27
Projet : 100367
Prélevé par : Mme Maude Levesque Michaud
Matrice : Eau souterraine
Échantillon (id client) : CP-1
Contenants reçus : 5

| Paramètres | Concentrations | Unités | Normes | Date d'analyse | Méthodes | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | | | Accréditées | Non accréditées | Sous-traitance |
| **Métaux extractibles** | | | | | | | |
| Argent | <0,0005 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E13G | |
| Aluminium | 25,8 | mg/L | | 2016-07-06 | | TMT-G5F | |
| Arsenic | 0,0018 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E13G | |
| Bore | 0,018 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E13G | |
| Barium | 0,035 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E13G | |
| Béryllium | 0,004 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E13G | |
| Calcium | 444 | mg/L | | 2016-07-06 | | TMT-G5F | |
| Cadmium | 0,0159 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E13G | |
| Cobalt | 0,371 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E13G | |
| Chrome | 0,007 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E13G | |
| Cuivre | 1,07 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E13G | |
| Fer | 531 | mg/L | | 2016-07-06 | | TMT-G5F | |
| Mercure | 0,000818 | mg/L | | 2016-06-29 | | TMT-E13G | |
| Potassium | 16,1 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E13G | |
| Magnésium | 45,6 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E13G | |
| Manganèse | 4,62 | mg/L | | 2016-07-06 | | TMT-G5F | |
| Molybdène | 0,001 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E13G | |
| Sodium | 2,90 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E13G | |
| Nickel | 0,076 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E13G | |
| Plomb | 0,009 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E13G | |
| Antimoine | <0,0001 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E13G | |
| Sélénium | 0,0004 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E13G | |
| Étain | <0,0001 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E13G | |
| Thorium | 0,0012 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E13G | |
| Thallium | <0,001 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E13G | |
| Uranium | 0,002 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E13G | |

Date de prélèvement : 2016-06-27
Date de réception : 2016-06-27
Projet : 100367
Prélevé par : Mme Maude Levesque Michaud
Matrice : Eau souterraine
Échantillon (id client) : CP-1
Contenants reçus : 5

| Paramètres | Concentrations | Unités | Normes | Date d'analyse | Méthodes | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | | | Accréditées | Non accréditées | Sous-traitance |
| Vanadium | 0,0186 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E13G | |
| Zinc | 9,72 | mg/L | | 2016-07-06 | | TMT-G5F | |
| **Métaux dissous** | | | | | | | |
| Argent | <0,0004 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E13G | |
| Aluminium | 22,0 | mg/L | | 2016-07-06 | | TMT-G5F | |
| Arsenic | 0,0012 | mg/L | | 2016-06-28 | TMT-E13G | | |
| Bore | 0,027 | mg/L | | 2016-06-28 | TMT-E13G | | |
| Barium | 0,014 | mg/L | | 2016-06-28 | TMT-E13G | | |
| Béryllium | 0,003 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E13G | |
| Calcium | 454 | mg/L | | 2016-07-06 | | TMT-G5F | |
| Cadmium | 0,0145 | mg/L | | 2016-06-28 | TMT-E13G | | |
| Cobalt | 0,252 | mg/L | | 2016-06-28 | TMT-E13G | | |
| Chrome | 0,002 | mg/L | | 2016-06-28 | TMT-E13G | | |
| Cuivre | 0,872 | mg/L | | 2016-06-28 | TMT-E13G | | |
| Fer | 526 | mg/L | | 2016-07-06 | | TMT-G5F | |
| Mercure | 0,000043 | mg/L | | 2016-06-29 | TMT-E13G | | |
| Potassium | 18,3 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E13G | |
| Magnésium | 52,6 | mg/L | | 2016-06-28 | TMT-E13G | | |
| Manganèse | 4,44 | mg/L | | 2016-07-06 | | TMT-G5F | |
| Molybdène | <0,001 | mg/L | | 2016-06-28 | TMT-E13G | | |
| Sodium | 3,56 | mg/L | | 2016-06-28 | TMT-E13G | | |
| Nickel | 0,074 | mg/L | | 2016-06-28 | TMT-E13G | | |
| Plomb | 0,0035 | mg/L | | 2016-06-28 | TMT-E13G | | |
| Antimoine | <0,001 | mg/L | | 2016-06-28 | TMT-E13G | | |
| Sélénium | 0,000 | mg/L | | 2016-06-28 | TMT-E13G | | |
| Étain | <0,0001 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E13G | |

Date de prélèvement : 2016-06-27
Date de réception : 2016-06-27
Projet : 100367
Prélevé par : Mme Maude Levesque Michaud
Matrice : Eau souterraine
Échantillon (id client) : CP-1
Contenants reçus : 5

| Paramètres | Concentrations | Unités | Normes | Date d'analyse | Méthodes | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | | | Accréditées | Non accréditées | Sous-traitance |
| Thorium | 0,000 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E13G | |
| Thallium | <0,001 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E13G | |
| Uranium | 0,001 | mg/L | | 2016-06-28 | TMT-E13G | | |
| Vanadium | 0,009 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E13G | |
| Zinc | 9,41 | mg/L | | 2016-07-06 | | TMT-G5F | |
| Acidité | 1040 | mg $CaCO_3$/L | | 2016-06-29 | | TMT-E1 | |
| Alcalinité | <2 | mg $CaCO_3$/L | | 2016-06-28 | | TMT-E2 | |
| Carbonates | <2 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E2 | |
| Chlorures | 2,4 | mg/L | | 2016-07-06 | | TMT-E5 | |
| Conductivité | 3130 | µS/cm | | 2016-06-28 | | TMT-E6 | |
| Dureté | 1300 | mg $CaCO_3$/L | | 2016-06-28 | | TMT-E13D | |
| Fluorures | 5,72 | mg F/L | | 2016-06-30 | TMT-E10 | | |
| MES | 166 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E12A | |
| Nitrites-Nitrates | 0,03 | mg N/L | | 2016-06-29 | TMT-E14A | | |
| pH | 4,04 | | | 2016-06-28 | | TMT-E16 | |
| Phosphore total | 0,026 | mg P/L | | 2016-06-29 | | TMT-E17A | |
| Sulfates | 1980 | mg/L | | 2016-07-04 | | TMT-E20B | |

Date de prélèvement : 2016-06-27
Date de réception : 2016-06-27
Projet : 100367
Prélevé par : Mme Maude Levesque Michaud
Matrice : Eau souterraine
Échantillon (id client) : CP-1

| MRC / MR | Paramètres | Concentrations obtenues | Unités | LDM | Blanc | Valeur minimale acceptable | Valeur maximale acceptable | Méthodes | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | | | | | | Accréditées | Non accréditées |
| 15LO40012 | Acidité | 500 | mg $CaCO_3$/L | <2 | <2 | 425 | 575 | | TMT-E1 |
| S225-698 | Alcalinité | 142 | mg $CaCO_3$/L | <2 | <2 | 129 | 159,0 | | TMT-E2 |
| S225-698 | Chlorures | 31,7 | mg/L | <0,8 | <0,8 | 28,3 | 36,3 | TMT-E5 | |
| 2503A74 | conductivité | 1410 | µS/cm | <0,8 | <0,8 | 1342 | 1484 | TMT-E6 | |
| S225-698 | Fluorure | 4,23 | mg F/L | <0,007 | <0,007 | 3,67 | 4,77 | TMT-E10 | |
| Celite ® 20 | MES | 20,4 | mg/L | <2,2 | <2,2 | 17 | 23 | TMT-E12A | |
| Celite ® 500 | MES | 520 | mg/L | <2,2 | | 400 | 600 | TMT-E12A | |
| CEP33-1 | NO2.NO3 | 9,51 | mg N/L | <0,01 | <0,01 | 6,86 | 12,74 | TMT-E14A | |
| S230 779 | pH | 7,43 | | | 7,12 | 7,22 | 7,62 | TMT-E16 | |
| 394901-02-01 | Phosphore | 0,230 | mg P/L | <0,005 | <0,005 | 0,218 | 0,259 | | TMT-E17A |
| CEU29-3(73) | Sulfate | 869 | mg/L | <0,9 | <0,9 | 697 | 943 | TMT-E20B | |
| MRSO4 | Sulfate | 97,5 | % récup. | <0,9 | | | | TMT-E20B | |
| C013-1341 | Hg diss. | 0,00104 | mg/L | <0,00000 | 0,000008 | 0,000816 | 0,001260 | TMT-E13G | |
| PRE08-1(88) | Hg | 0,00827 | mg/L | <0,00000 | 0,000014 | 0,003440 | 0,013760 | TMT-E13G | |
| CEU29-4(63) | Hg | 0,0618 | mg/L | <0,000005 | | 0,032270 | 0,085130 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 | Dureté | 49 | mg $CaCO_3$/L | <1 | <1 | 35 | 66 | | TMT-E13D |
| CQ 2 ppb | Ag | 104 | % | <0,0005 | <0,0005 | 80 | 120 | | TMT-E13G |
| CQ 2 ppb | Sn | 96 | % | <0,0005 | <0,0005 | 80 | 120 | | TMT-E13G |
| CQ 2 ppb | Th | 89 | % | <0,0005 | <0,0005 | 80 | 120 | | TMT-E13G |
| 140-025-037 (EU-L) | Al | 0,068 | mg/L | <0,005 | <0,005 | 0,0563 | 0,0934 | | TMT-E13G |
| 140-025-037 (EU-L) | As | 0,078 | mg/L | <0,0001 | <0,0001 | 0,0707 | 0,0877 | | TMT-E13G |
| 140-025-037 (EU-L) | B | 0,099 | mg/L | <0,010 | <0,010 | 0,099 | 0,129 | | TMT-E13G |
| 140-025-037 (EU-L) | Ba | 0,117 | mg/L | <0,010 | <0,010 | 0,104 | 0,143 | | TMT-E13G |
| 140-025-037 (EU-L) | Be | 0,010 | mg/L | <0,001 | <0,001 | 0,0102 | 0,0136 | | TMT-E13G |
| 140-025-037 (EU-L) | Ca | 2,11 | mg/L | <0,100 | <0,100 | 1,92 | 2,53 | | TMT-E13G |
| 140-025-037 (EU-L) | Cd | 0,0214 | mg/L | <0,0004 | <0,0004 | 0,0198 | 0,0259 | | TMT-E13G |
| 140-025-037 (EU-L) | Co | 0,0826 | mg/L | <0,0001 | <0,0001 | 0,0688 | 0,0921 | | TMT-E13G |
| 140-025-037 (EU-L) | Cr | 0,061 | mg/L | <0,001 | <0,001 | 0,053 | 0,070 | | TMT-E13G |
| 140-025-037 (EU-L) | Cu | 0,109 | mg/L | <0,0020 | <0,0020 | 0,0924 | 0,121 | | TMT-E13G |

Date de prélèvement : 2016-06-27
Date de réception : 2016-06-27
Projet : 100367
Prélevé par : Mme Maude Levesque Michaud
Matrice : Eau souterraine
Échantillon (id client) : CP-1

| MRC / MR | Paramètres | Concentrations obtenues | Unités | LDM | Blanc | Valeur minimale acceptable | Valeur maximale acceptable | Méthodes | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | | | | | | Accréditées | Non accréditées |
| 140-025-037 (EU-L) | Fe | 0,074 | mg/L | <0,020 | <0,020 | 0,0541 | 0,0766 | | TMT-E13G |
| 140-025-037 (EU-L) | K | 2,09 | mg/L | <0,100 | <0,100 | 1,92 | 2,34 | | TMT-E13G |
| 140-025-037 (EU-L) | Mg | 0,919 | mg/L | <0,100 | <0,100 | 0,850 | 1,17 | | TMT-E13G |
| 140-025-037 (EU-L) | Mn | 0,120 | mg/L | <0,005 | <0,005 | 0,109 | 0,132 | | TMT-E13G |
| 140-025-037 (EU-L) | Mo | 0,040 | mg/L | <0,001 | <0,001 | 0,033 | 0,048 | | TMT-E13G |
| 140-025-037 (EU-L) | Na | 5,03 | mg/L | <0,400 | <0,400 | 5,29 | 6,56 | | TMT-E13G |
| 140-025-037 (EU-L) | Ni | 0,082 | mg/L | <0,001 | <0,001 | 0,069 | 0,094 | | TMT-E13G |
| 140-025-037 (EU-L) | Pb | 0,038 | mg/L | <0,001 | <0,001 | 0,036 | 0,047 | | TMT-E13G |
| 140-025-037 (EU-L) | Sb | 0,019 | mg/L | <0,0001 | <0,0001 | 0,0151 | 0,0221 | | TMT-E13G |
| 140-025-037 (EU-L) | Se | 0,030 | mg/L | <0,0001 | <0,0001 | 0,0223 | 0,0308 | | TMT-E13G |
| 140-025-037 (EU-L) | Tl | 0,078 | mg/L | <0,001 | <0,001 | 0,073 | 0,092 | | TMT-E13G |
| 140-025-037 (EU-L) | U | 0,091 | mg/L | <0,001 | <0,001 | 0,0836 | 0,121 | | TMT-E13G |
| 140-025-037 (EU-L) | V | 0,046 | mg/L | <0,0001 | <0,0001 | 0,0436 | 0,0532 | | TMT-E13G |
| 140-025-037 (EU-L) | Zn | 0,034 | mg/L | <0,002 | <0,002 | 0,023 | 0,035 | | TMT-E13G |
| F013-1244 | Al | 0,669 | mg/L | <0,005 | | 0,553 | 0,723 | | TMT-E13G |
| F013-1244 | As | 0,280 | mg/L | <0,0001 | | 0,260 | 0,331 | | TMT-E13G |
| F013-1244 | B | 0,950 | mg/L | <0,010 | | 0,942 | 1,200 | | TMT-E13G |
| F013-1244 | Ba | 0,213 | mg/L | <0,010 | | 0,194 | 0,232 | | TMT-E13G |
| F013-1244 | Be | 0,271 | mg/L | <0,001 | | 0,259 | 0,314 | | TMT-E13G |
| F013-1244 | Cd | 0,311 | mg/L | <0,0004 | | 0,284 | 0,339 | | TMT-E13G |
| F013-1244 | Co | 0,112 | mg/L | <0,0001 | | 0,0916 | 0,1090 | | TMT-E13G |
| F013-1244 | Cr | 0,238 | mg/L | <0,001 | | 0,187 | 0,223 | | TMT-E13G |
| F013-1244 | Cu | 0,221 | mg/L | <0,0020 | | 0,179 | 0,216 | | TMT-E13G |
| F013-1244 | Mo | 0,139 | mg/L | <0,001 | | 0,145 | 0,177 | | TMT-E13G |
| F013-1244 | Ni | 0,435 | mg/L | <0,001 | | 0,379 | 0,455 | | TMT-E13G |
| F013-1244 | Pb | 0,489 | mg/L | <0,001 | | 0,432 | 0,527 | | TMT-E13G |
| F013-1244 | V | 0,567 | mg/L | <0,001 | | 0,469 | 0,594 | | TMT-E13G |
| F013-1244 | Tl | 0,294 | mg/L | <0,0001 | | 0,248 | 0,291 | | TMT-E13G |
| F013-1244 | Zn | 0,361 | mg/L | <0,002 | | 0,297 | 0,361 | | TMT-E13G |

Date de prélèvement : 2016-06-27
Date de réception : 2016-06-27
Projet : 100367
Prélevé par : Mme Maude Levesque Michaud
Matrice : Eau souterraine
Échantillon (id client) : CP-1

| MRC / MR | Paramètres | Concentrations obtenues | Unités | LDM | Blanc | Valeur minimale acceptable | Valeur maximale acceptable | **Méthodes** | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | | | | | | Accréditées | Non accréditées |
| CQ 2 ppb | Ag diss. | 104 | % | <0,0005 | <0,0005 | 80 | 120 | | TMT-E13G |
| CQ 2 ppb | Sn diss. | 96 | % | <0,0005 | <0,0005 | 80 | 120 | | TMT-E13G |
| CQ 2 ppb | Th diss. | 89 | % | <0,0005 | <0,0005 | 80 | 120 | | TMT-E13G |
| CQ 2 ppb | Tl diss. | 102 | % | <0,0005 | <0,0005 | 80 | 120 | | TMT-E13G |
| CEE-822-01 | Al diss. | 6,18 | mg/L | <0,001 | 0,003 | 4,33 | 8,05 | | TMT-E13G |
| CEE-822-01 | As diss. | 0,293 | mg/L | <0,0001 | <0,0001 | 0,156 | 0,410 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 | B diss. | 2,60 | mg/L | <0,010 | <0,010 | 2,02 | 3,74 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 | Ba diss. | 2,39 | mg/L | <0,010 | <0,010 | 1,69 | 3,13 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 | Be diss. | 1,60 | mg/L | <0,001 | <0,001 | 1,19 | 2,21 | | TMT-E13G |
| CEE-822-01 | Ca diss. | 9,54 | mg/L | <0,400 | <0,400 | 6,99 | 13,00 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 | Cd diss. | 0,878 | mg/L | <0,0003 | <0,0003 | 0,630 | 1,170 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 | Co diss. | 1,63 | mg/L | <0,0001 | <0,0001 | 1,08 | 2,02 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 | Cr diss. | 4,21 | mg/L | <0,001 | <0,001 | 2,84 | 5,26 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 | Cu diss. | 1,34 | mg/L | <0,001 | 0,001 | 0,868 | 1,610 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 | Fe diss. | 11,0 | mg/L | <0,005 | <0,005 | 8,92 | 12,1 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 | K diss. | 18,2 | mg/L | <0,100 | <0,100 | 12,5 | 23,1 | | TMT-E13G |
| CEE-822-01 | Mg diss. | 6,02 | mg/L | <0,500 | <0,500 | 4,35 | 8,07 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 | Mn diss. | 3,87 | mg/L | <0,001 | <0,001 | 2,71 | 5,03 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 | Mo diss. | 0,630 | mg/L | <0,001 | 0,004 | 0,495 | 0,919 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 | Na diss. | 13,7 | mg/L | <0,300 | <0,300 | 9,45 | 17,60 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 | Ni diss. | 1,17 | mg/L | <0,0001 | 0,0014 | 0,791 | 1,470 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 | Pb diss. | 0,918 | mg/L | <0,0002 | 0,0074 | 0,630 | 1,170 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 | Sb diss. | 0,187 | mg/L | <0,0001 | <0,0001 | 0,155 | 0,289 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 | Se diss. | 1,37 | mg/L | <0,0001 | 0,0012 | 0,945 | 1,760 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 | U diss. | 1,67 | mg/L | <0,0005 | <0,0005 | 1,23 | 2,29 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 | V diss. | 1,99 | mg/L | <0,0001 | <0,0001 | 1,39 | 2,59 | | TMT-E13G |
| CEE-822-01 | Zn diss. | 4,21 | mg/L | <0,001 | <0,001 | 3,84 | 5,20 | TMT-E13G | |

TECHNI-LAB S.G.B. ABITIBI INC.
245, Rue Roy, CP. 208
Ste-Germaine-Boulé (Québec)
J0Z 1M0

infoquebec@actlabs.com

Client :

Monsieur Patrick Turgeon
EnGlobe Corp. projet Aldermac
129 Ave Marcel-Baril
Rouyn-Noranda
J9X 7B9
1-418-928-9028

ann@lamont-expertconseil.com

| | |
|---|---|
| Date de prélèvement : | 2016-06-27 |
| Date de réception : | 2016-06-27 |
| Projet : | 100368 |
| Prélevé par : | Mme Maude Levesque Michaud |
| Matrice : | Eau souterraine |
| Échantillon (id client) : | CP-2 |
| Contenants reçus : | 5 |

Commentaires : Analyse de certains métaux par ICP-OES (TMT-G5F) au lieu d'ICP-MS (TMT-E13G) pour valeurs élevées.

Blancs positifs non-soutrait des échantillons (Hg, Al diss, Cu diss, Mo diss, Ni diss, Pb diss, Se diss).

Date d'émission du certificat : 2016-07-11

Ce certificat remplace et annule tous certificats antérieurs, le cas échéant.

AVIS DE CONFIDENTIALITÉ
Ce document est pour l'usage exclusif du client et ne peut être reproduit, sinon en entier, sans l'autorisation écrite de Techni-Lab S.G.B. Abitibi inc.
Si vous avez reçu ce certificat par erreur, soyez avisé que tout usage, reproduction ou distribution de celui-ci est strictement interdit.
Les échantillons seront conservés pendant 30 jours à partir de la date de facturation à moins d'avis écrit du client.
Note : Ces résultats ne se rapportent qu'aux échantillons soumis pour analyse

Les résultats des échantillons sont vérifiés et approuvés

par :_____
Mathieu RANCOURT, chimiste, 2007-109

Date de prélèvement : 2016-06-27
Date de réception : 2016-06-27
Projet : 100368
Prélevé par : Mme Maude Levesque Michaud
Matrice : Eau souterraine
Échantillon (id client) : CP-2
Contenants reçus : 5

| Paramètres | Concentrations | Unités | Normes | Date d'analyse | Méthodes | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | | | Accréditées | Non accréditées | Sous-traitance |
| **Métaux extractibles** | | | | | | | |
| Argent | <0,0005 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E13G | |
| Aluminium | 12,9 | mg/L | | 2016-07-06 | | TMT-G5F | |
| Arsenic | 0,0124 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E13G | |
| Bore | <0,010 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E13G | |
| Barium | 0,025 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E13G | |
| Béryllium | 0,006 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E13G | |
| Calcium | 161 | mg/L | | 2016-07-06 | | TMT-G5F | |
| Cadmium | <0,0004 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E13G | |
| Cobalt | 0,493 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E13G | |
| Chrome | 0,006 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E13G | |
| Cuivre | 0,009 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E13G | |
| Fer | 367 | mg/L | | 2016-07-06 | | TMT-G5F | |
| Mercure | 0,000078 | mg/L | | 2016-06-29 | | TMT-E13G | |
| Potassium | 1,53 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E13G | |
| Magnésium | 46,1 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E13G | |
| Manganèse | 8,70 | mg/L | | 2016-07-06 | | TMT-G5F | |
| Molybdène | <0,001 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E13G | |
| Sodium | 3,96 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E13G | |
| Nickel | 0,085 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E13G | |
| Plomb | 0,001 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E13G | |
| Antimoine | <0,0001 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E13G | |
| Sélénium | 0,0004 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E13G | |
| Étain | <0,0001 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E13G | |
| Thorium | 0,0007 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E13G | |
| Thallium | <0,001 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E13G | |
| Uranium | 0,001 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E13G | |

Date de prélèvement : 2016-06-27
Date de réception : 2016-06-27
Projet : 100368
Prélevé par : Mme Maude Levesque Michaud
Matrice : Eau souterraine
Échantillon (id client) : CP-2
Contenants reçus : 5

| Paramètres | Concentrations | Unités | Normes | Date d'analyse | Méthodes | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | | | Accréditées | Non accréditées | Sous-traitance |
| Vanadium | 0,0322 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E13G | |
| Zinc | 5,69 | mg/L | | 2016-07-06 | | TMT-G5F | |
| **Métaux dissous** | | | | | | | |
| Argent | <0,0004 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E13G | |
| Aluminium | 8,34 | mg/L | | 2016-07-06 | | TMT-G5F | |
| Arsenic | 0,0109 | mg/L | | 2016-06-28 | TMT-E13G | | |
| Bore | <0,010 | mg/L | | 2016-06-28 | TMT-E13G | | |
| Barium | <0,010 | mg/L | | 2016-06-28 | TMT-E13G | | |
| Béryllium | 0,009 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E13G | |
| Calcium | 163 | mg/L | | 2016-07-06 | | TMT-G5F | |
| Cadmium | <0,0003 | mg/L | | 2016-06-28 | TMT-E13G | | |
| Cobalt | 0,461 | mg/L | | 2016-06-28 | TMT-E13G | | |
| Chrome | 0,002 | mg/L | | 2016-06-28 | TMT-E13G | | |
| Cuivre | 0,002 | mg/L | | 2016-06-28 | TMT-E13G | | |
| Fer | 368 | mg/L | | 2016-07-06 | | TMT-G5F | |
| Mercure | <0,000005 | mg/L | | 2016-06-29 | TMT-E13G | | |
| Potassium | 1,55 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E13G | |
| Magnésium | 50,9 | mg/L | | 2016-06-28 | TMT-E13G | | |
| Manganèse | 8,72 | mg/L | | 2016-07-06 | | TMT-G5F | |
| Molybdène | <0,001 | mg/L | | 2016-06-28 | TMT-E13G | | |
| Sodium | 5,17 | mg/L | | 2016-06-28 | TMT-E13G | | |
| Nickel | 0,095 | mg/L | | 2016-06-28 | TMT-E13G | | |
| Plomb | 0,0005 | mg/L | | 2016-06-28 | TMT-E13G | | |
| Antimoine | <0,001 | mg/L | | 2016-06-28 | TMT-E13G | | |
| Sélénium | 0,0003 | mg/L | | 2016-06-28 | TMT-E13G | | |
| Étain | <0,0001 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E13G | |

Date de prélèvement : 2016-06-27
Date de réception : 2016-06-27
Projet : 100368
Prélevé par : Mme Maude Levesque Michaud
Matrice : Eau souterraine
Échantillon (id client) : CP-2
Contenants reçus : 5

| Paramètres | Concentrations | Unités | Normes | Date d'analyse | Méthodes | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | | | Accréditées | Non accréditées | Sous-traitance |
| Thorium | <0,0001 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E13G | |
| Thallium | <0,001 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E13G | |
| Uranium | 0,0009 | mg/L | | 2016-06-28 | TMT-E13G | | |
| Vanadium | 0,0070 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E13G | |
| Zinc | 5,95 | mg/L | | 2016-07-06 | | TMT-G5F | |
| Acidité | 655 | mg $CaCO_3$/L | | 2016-06-29 | | TMT-E1 | |
| Alcalinité | <2 | mg $CaCO_3$/L | | 2016-06-28 | | TMT-E2 | |
| Carbonates | <2 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E2 | |
| Chlorures | 2,9 | mg/L | | 2016-07-06 | | TMT-E5 | |
| Conductivité | 1870 | µS/cm | | 2016-06-28 | | TMT-E6 | |
| Dureté | 592 | mg $CaCO_3$/L | | 2016-06-28 | | TMT-E13D | |
| Fluorures | 1,16 | mg F/L | | 2016-06-30 | TMT-E10 | | |
| MES | 148 | mg/L | | 2016-06-28 | | TMT-E12A | |
| Nitrites-Nitrates | 0,01 | mg N/L | | 2016-06-29 | TMT-E14A | | |
| pH | 4,44 | | | 2016-06-28 | | TMT-E16 | |
| Phosphore total | 0,027 | mg P/L | | 2016-06-29 | | TMT-E17A | |
| Sulfates | 1120 | mg/L | | 2016-07-04 | | TMT-E20B | |

Date de prélèvement : 2016-06-27
Date de réception : 2016-06-27
Projet : 100368
Prélevé par : Mme Maude Levesque Michaud
Matrice : Eau souterraine
Échantillon (id client) : CP-2

| MRC / MR | Paramètres | Concentrations obtenues | Unités | LDM | Blanc | Valeur minimale acceptable | Valeur maximale acceptable | Méthodes | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | | | | | | Accréditées | Non accréditées |
| 15LO40012 | Acidité | 500 | mg $CaCO_3$/L | <2 | <2 | 425 | 575 | | TMT-E1 |
| S225-698 | Alcalinité | 142 | mg $CaCO_3$/L | <2 | <2 | 129 | 159,0 | | TMT-E2 |
| S225-698 | Chlorures | 31,7 | mg/L | <0,8 | <0,8 | 28,3 | 36,3 | TMT-E5 | |
| 2503A74 | conductivité | 1410 | µS/cm | <0,8 | <0,8 | 1342 | 1484 | TMT-E6 | |
| S225-698 | Fluorure | 4,23 | mg F/L | <0,007 | <0,007 | 3,67 | 4,77 | TMT-E10 | |
| Celite ® 20 | MES | 20,4 | mg/L | <2,2 | <2,2 | 17 | 23 | TMT-E12A | |
| Celite ® 500 | MES | 520 | mg/L | <2,2 | | 400 | 600 | TMT-E12A | |
| CEP33-1 | NO2.NO3 | 9,51 | mg N/L | <0,01 | <0,01 | 6,86 | 12,74 | TMT-E14A | |
| S230 779 | pH | 7,43 | | | 7,12 | 7,22 | 7,62 | TMT-E16 | |
| 394901-02-01 | Phosphore | 0,230 | mg P/L | <0,005 | <0,005 | 0,218 | 0,259 | | TMT-E17A |
| CEU29-3(73) | Sulfate | 869 | mg/L | <0,9 | <0,9 | 697 | 943 | TMT-E20B | |
| MRSO4 | Sulfate | 97,5 | % récup. | <0,9 | | | | TMT-E20B | |
| C013-1341 | Hg diss. | 0,00104 | mg/L | <0,00000 | 0,000008 | 0,000816 | 0,001260 | TMT-E13G | |
| PRE08-1(88) | Hg | 0,00827 | mg/L | <0,00000 | 0,000014 | 0,003440 | 0,013760 | TMT-E13G | |
| CEU29-4(63) | Hg | 0,0618 | mg/L | <0,000005 | | 0,032270 | 0,085130 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 | Dureté | 49 | mg $CaCO_3$/L | <1 | <1 | 35 | 66 | | TMT-E13D |
| CQ 2 ppb | Ag | 104 | % | <0,0005 | <0,0005 | 80 | 120 | | TMT-E13G |
| CQ 2 ppb | Sn | 96 | % | <0,0005 | <0,0005 | 80 | 120 | | TMT-E13G |
| CQ 2 ppb | Th | 89 | % | <0,0005 | <0,0005 | 80 | 120 | | TMT-E13G |
| 140-025-037 (EU-L) | Al | 0,068 | mg/L | <0,005 | <0,005 | 0,0563 | 0,0934 | | TMT-E13G |
| 140-025-037 (EU-L) | As | 0,078 | mg/L | <0,0001 | <0,0001 | 0,0707 | 0,0877 | | TMT-E13G |
| 140-025-037 (EU-L) | B | 0,099 | mg/L | <0,010 | <0,010 | 0,099 | 0,129 | | TMT-E13G |
| 140-025-037 (EU-L) | Ba | 0,117 | mg/L | <0,010 | <0,010 | 0,104 | 0,143 | | TMT-E13G |
| 140-025-037 (EU-L) | Be | 0,010 | mg/L | <0,001 | <0,001 | 0,0102 | 0,0136 | | TMT-E13G |
| 140-025-037 (EU-L) | Ca | 2,11 | mg/L | <0,100 | <0,100 | 1,92 | 2,53 | | TMT-E13G |
| 140-025-037 (EU-L) | Cd | 0,0214 | mg/L | <0,0004 | <0,0004 | 0,0198 | 0,0259 | | TMT-E13G |
| 140-025-037 (EU-L) | Co | 0,0826 | mg/L | <0,0001 | <0,0001 | 0,0688 | 0,0921 | | TMT-E13G |
| 140-025-037 (EU-L) | Cr | 0,061 | mg/L | <0,001 | <0,001 | 0,053 | 0,070 | | TMT-E13G |
| 140-025-037 (EU-L) | Cu | 0,109 | mg/L | <0,0020 | <0,0020 | 0,0924 | 0,121 | | TMT-E13G |
| 140-025-037 (EU-L) | Fe | 0,074 | mg/L | <0,020 | <0,020 | 0,0541 | 0,0766 | | TMT-E13G |

Date de prélèvement : 2016-06-27
Date de réception : 2016-06-27
Projet : 100368
Prélevé par : Mme Maude Levesque Michaud
Matrice : Eau souterraine
Échantillon (id client) : CP-2

| MRC / MR | Paramètres | Concentrations obtenues | Unités | LDM | Blanc | Valeur minimale acceptable | Valeur maximale acceptable | Méthodes | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | | | | | | Accréditées | Non accréditées |
| 140-025-037 (EU-L) | K | 2,09 | mg/L | <0,100 | <0,100 | 1,92 | 2,34 | | TMT-E13G |
| 140-025-037 (EU-L) | Mg | 0,919 | mg/L | <0,100 | <0,100 | 0,850 | 1,17 | | TMT-E13G |
| 140-025-037 (EU-L) | Mn | 0,120 | mg/L | <0,005 | <0,005 | 0,109 | 0,132 | | TMT-E13G |
| 140-025-037 (EU-L) | Mo | 0,040 | mg/L | <0,001 | <0,001 | 0,033 | 0,048 | | TMT-E13G |
| 140-025-037 (EU-L) | Na | 5,03 | mg/L | <0,400 | <0,400 | 5,29 | 6,56 | | TMT-E13G |
| 140-025-037 (EU-L) | Ni | 0,082 | mg/L | <0,001 | <0,001 | 0,069 | 0,094 | | TMT-E13G |
| 140-025-037 (EU-L) | Pb | 0,038 | mg/L | <0,001 | <0,001 | 0,036 | 0,047 | | TMT-E13G |
| 140-025-037 (EU-L) | Sb | 0,019 | mg/L | <0,0001 | <0,0001 | 0,0151 | 0,0221 | | TMT-E13G |
| 140-025-037 (EU-L) | Se | 0,030 | mg/L | <0,0001 | <0,0001 | 0,0223 | 0,0308 | | TMT-E13G |
| 140-025-037 (EU-L) | Tl | 0,078 | mg/L | <0,001 | <0,001 | 0,073 | 0,092 | | TMT-E13G |
| 140-025-037 (EU-L) | U | 0,091 | mg/L | <0,001 | <0,001 | 0,0836 | 0,121 | | TMT-E13G |
| 140-025-037 (EU-L) | V | 0,046 | mg/L | <0,0001 | <0,0001 | 0,0436 | 0,0532 | | TMT-E13G |
| 140-025-037 (EU-L) | Zn | 0,034 | mg/L | <0,002 | <0,002 | 0,023 | 0,035 | | TMT-E13G |
| F013-1244 | Al | 0,669 | mg/L | <0,005 | | 0,553 | 0,723 | | TMT-E13G |
| F013-1244 | As | 0,280 | mg/L | <0,0001 | | 0,260 | 0,331 | | TMT-E13G |
| F013-1244 | B | 0,950 | mg/L | <0,010 | | 0,942 | 1,200 | | TMT-E13G |
| F013-1244 | Ba | 0,213 | mg/L | <0,010 | | 0,194 | 0,232 | | TMT-E13G |
| F013-1244 | Be | 0,271 | mg/L | <0,001 | | 0,259 | 0,314 | | TMT-E13G |
| F013-1244 | Cd | 0,311 | mg/L | <0,0004 | | 0,284 | 0,339 | | TMT-E13G |
| F013-1244 | Co | 0,112 | mg/L | <0,0001 | | 0,0916 | 0,1090 | | TMT-E13G |
| F013-1244 | Cr | 0,238 | mg/L | <0,001 | | 0,187 | 0,223 | | TMT-E13G |
| F013-1244 | Cu | 0,221 | mg/L | <0,0020 | | 0,179 | 0,216 | | TMT-E13G |
| F013-1244 | Mo | 0,139 | mg/L | <0,001 | | 0,145 | 0,177 | | TMT-E13G |
| F013-1244 | Ni | 0,435 | mg/L | <0,001 | | 0,379 | 0,455 | | TMT-E13G |
| F013-1244 | Pb | 0,489 | mg/L | <0,001 | | 0,432 | 0,527 | | TMT-E13G |
| F013-1244 | V | 0,567 | mg/L | <0,001 | | 0,469 | 0,594 | | TMT-E13G |
| F013-1244 | Tl | 0,294 | mg/L | <0,0001 | | 0,248 | 0,291 | | TMT-E13G |
| F013-1244 | Zn | 0,361 | mg/L | <0,002 | | 0,297 | 0,361 | | TMT-E13G |
| CQ 2 ppb | Ag diss. | 104 | % | <0,0005 | <0,0005 | 80 | 120 | | TMT-E13G |
| CQ 2 ppb | Sn diss. | 96 | % | <0,0005 | <0,0005 | 80 | 120 | | TMT-E13G |
| CQ 2 ppb | Th diss. | 89 | % | <0,0005 | <0,0005 | 80 | 120 | | TMT-E13G |

Date de prélèvement : 2016-06-27
Date de réception : 2016-06-27
Projet : 100368
Prélevé par : Mme Maude Levesque Michaud
Matrice : Eau souterraine
Échantillon (id client) : CP-2

| MRC / MR | Paramètres | Concentrations obtenues | Unités | LDM | Blanc | Valeur minimale acceptable | Valeur maximale acceptable | Méthodes | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | | | | | | Accréditées | Non accréditées |
| CQ 2 ppb | Tl diss. | 102 | % | <0,0005 | <0,0005 | 80 | 120 | | TMT-E13G |
| CEE-822-01 | Al diss. | 6,18 | mg/L | <0,001 | 0,003 | 4,33 | 8,05 | | TMT-E13G |
| CEE-822-01 | As diss. | 0,293 | mg/L | <0,0001 | <0,0001 | 0,156 | 0,410 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 | B diss. | 2,60 | mg/L | <0,010 | <0,010 | 2,02 | 3,74 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 | Ba diss. | 2,39 | mg/L | <0,010 | <0,010 | 1,69 | 3,13 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 | Be diss. | 1,60 | mg/L | <0,001 | <0,001 | 1,19 | 2,21 | | TMT-E13G |
| CEE-822-01 | Ca diss. | 9,54 | mg/L | <0,400 | <0,400 | 6,99 | 13,00 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 | Cd diss. | 0,878 | mg/L | <0,0003 | <0,0003 | 0,630 | 1,170 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 | Co diss. | 1,63 | mg/L | <0,0001 | <0,0001 | 1,08 | 2,02 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 | Cr diss. | 4,21 | mg/L | <0,001 | <0,001 | 2,84 | 5,26 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 | Cu diss. | 1,34 | mg/L | <0,001 | 0,001 | 0,868 | 1,610 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 | Fe diss. | 11,0 | mg/L | <0,005 | <0,005 | 8,92 | 12,1 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 | K diss. | 18,2 | mg/L | <0,100 | <0,100 | 12,5 | 23,1 | | TMT-E13G |
| CEE-822-01 | Mg diss. | 6,02 | mg/L | <0,500 | <0,500 | 4,35 | 8,07 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 | Mn diss. | 3,87 | mg/L | <0,001 | <0,001 | 2,71 | 5,03 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 | Mo diss. | 0,630 | mg/L | <0,001 | 0,004 | 0,495 | 0,919 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 | Na diss. | 13,7 | mg/L | <0,300 | <0,300 | 9,45 | 17,60 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 | Ni diss. | 1,17 | mg/L | <0,0001 | 0,0014 | 0,791 | 1,470 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 | Pb diss. | 0,918 | mg/L | <0,0002 | 0,0074 | 0,630 | 1,170 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 | Sb diss. | 0,187 | mg/L | <0,0001 | <0,0001 | 0,155 | 0,289 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 | Se diss. | 1,37 | mg/L | <0,0001 | 0,0012 | 0,945 | 1,760 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 | U diss. | 1,67 | mg/L | <0,0005 | <0,0005 | 1,23 | 2,29 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 | V diss. | 1,99 | mg/L | <0,0001 | <0,0001 | 1,39 | 2,59 | | TMT-E13G |
| CEE-822-01 | Zn diss. | 4,21 | mg/L | <0,001 | <0,001 | 3,84 | 5,20 | TMT-E13G | |
| Duplicata | Acidité | 670 | mg $CaCO_3$/L | | | | | | |
| Duplicata | Alcalinité | <2 | mg $CaCO_3$/L | | | | | | |
| Duplicata | Carbonates | <2 | mg/L | | | | | | |
| Duplicata | conductivité | 1870 | µS/cm | | | | | | |
| Duplicata | Fluorure | 1,15 | mg F/L | | | | | | |

Date de prélèvement : 2016-06-27
Date de réception : 2016-06-27
Projet : 100368
Prélevé par : Mme Maude Levesque Michaud
Matrice : Eau souterraine
Échantillon (id client) : CP-2

| MRC / MR | Paramètres | Concentrations obtenues | Unités | LDM | Blanc | Valeur minimale acceptable | Valeur maximale acceptable | Méthodes | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | | | | | | Accréditées | Non accréditées |
| Duplicata | pH | 4,44 | | | | | | | |
| Duplicata | Dureté | 593 | mg $CaCO_3$/L | | | | | | |
| Duplicata | Hg | 0,000069 | mg/L | | | | | | |
| Duplicata | Ag | 0,0005 | mg/L | | | | | | |
| Duplicata | Al | 13,1 | mg/L | | | | | | |
| Duplicata | As | 0,0126 | mg/L | | | | | | |
| Duplicata | B | <0,010 | mg/L | | | | | | |
| Duplicata | Ba | 0,023 | mg/L | | | | | | |
| Duplicata | Be | 0,005 | mg/L | | | | | | |
| Duplicata | Ca | 161 | mg/L | | | | | | |
| Duplicata | Cd | <0,0004 | mg/L | | | | | | |
| Duplicata | Co | 0,494 | mg/L | | | | | | |
| Duplicata | Cr | 0,006 | mg/L | | | | | | |
| Duplicata | Cu | 0,008 | mg/L | | | | | | |
| Duplicata | Fe | 368 | mg/L | | | | | | |
| Duplicata | K | 1,53 | mg/L | | | | | | |
| Duplicata | Mg | 46,6 | mg/L | | | | | | |
| Duplicata | Mn | 8,51 | mg/L | | | | | | |
| Duplicata | Mo | <0,001 | mg/L | | | | | | |
| Duplicata | Na | 3,95 | mg/L | | | | | | |
| Duplicata | Ni | 0,085 | mg/L | | | | | | |
| Duplicata | Pb | 0,001 | mg/L | | | | | | |
| Duplicata | Sb | <0,0001 | mg/L | | | | | | |
| Duplicata | Se | 0,0004 | mg/L | | | | | | |
| Duplicata | Sn | <0,0001 | mg/L | | | | | | |
| Duplicata | Th | 0,0007 | mg/L | | | | | | |
| Duplicata | Tl | <0,001 | mg/L | | | | | | |
| Duplicata | U | 0,001 | mg/L | | | | | | |
| Duplicata | V | 0,0330 | mg/L | | | | | | |
| Duplicata | Zn | 5,68 | mg/L | | | | | | |

***Englobe***

Projet Aldermac

***Compilation PGA***

Projets Techni-Lab:
100446 à 100462

| Symbole | Paramètres | ADL-006-1 (100446) | ADL-006-2 (100447) | ADL-006-3 (100448) | ADL-007 (100449) | ADL-009 (100450) | ADL-013 (100451) | ADL-014 (100452) | ADL-016 (100453) | ADL-017 (100454) | ADL-019 (100455) | ADL-020 (100456) | ADL-021 (100457) | ADL-022 (100458) | ADL-0023 (100459) | ADL-024 (100460) | ADL-025 (100461) | ADL-026 (100462) |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| kg $CaCO_3$/t | Pouvoir neutralisant brut | -28.3 | 1.4 | 4.4 | -77.2 | -10.8 | -0.8 | -3.8 | -23.8 | -0.9 | -1.4 | 3.6 | -3.5 | -6.9 | -62.0 | -13.8 | -11.9 | -18.7 |
| kg $CaCO_3$/t | Potentiel d'acidité maximun | 10.3 | 0.4 | <0,1 | 43.1 | 717 | <0,1 | 995 | 37.2 | <0,1 | 1.0 | <0,1 | 1.1 | 844 | 15.9 | 656 | 1539 | 24.5 |
| % S | Soufre Total | 1.37 | 0.153 | 0.041 | 2.95 | 23.8 | 0.060 | 32.0 | 4.24 | 0.204 | 0.315 | 0.052 | 0.207 | 27.4 | 1.15 | 21.8 | 49.7 | 1.57 |
| % S | Sulfate | 1.04 | 0.141 | 0.042 | 1.57 | 0.866 | 0.065 | 0.171 | 3.05 | 0.223 | 0.283 | 0.085 | 0.173 | 0.395 | 0.641 | 0.793 | 0.446 | 0.787 |
| % S | Sulfures | 0.33 | 0.012 | -0.001 | 1.38 | 22.9 | -0.005 | 31.8 | 1.19 | -0.019 | 0.032 | -0.033 | 0.034 | 27.0 | 0.509 | 21.0 | 49.3 | 0.783 |
| | Générateur acide | ***oui*** | non | non | ***oui*** | ***oui*** | non | ***oui*** | ***oui*** | non | ***oui*** | non | non | ***oui*** | ***oui*** | ***oui*** | ***oui*** | ***oui*** |
| | pH en pâte | 3.01 | 5.02 | 6.33 | 2,61* | 4.49 | 4.58 | 3.92 | 2.18 | 4.14 | 4.44 | 6.80 | 4.85 | 3.66 | 2,80* | 3.27 | 4.61 | 3,14* |
| | **Métaux extractibles totaux** | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| mg/kg | Argent | 0.6 | <0,1 | <0,1 | <0,1 | 7.4 | <0,1 | 14.8 | 12.1 | 0.2 | <0,1 | 0.4 | 0.6 | 11.7 | <0,1 | 11.7 | 11.6 | 0.2 |
| mg/kg | Arsenic | 5.7 | 0.9 | 0.8 | 1.2 | 28.5 | 1.2 | 52.3 | 33.8 | 0.7 | 1.0 | 0.7 | 3.0 | 29.9 | 0.4 | 23.1 | 31.9 | 0.6 |
| mg/kg | Baryum | 197 | 41 | 59 | 254 | 28 | 190 | 9 | 106 | 255 | 92 | 52 | 29 | 15 | 49 | 23 | 8 | 412 |
| mg/kg | Cadmium | 0.20 | 0.02 | 0.36 | 0.32 | 21.7 | 0.16 | 31.9 | 0.21 | 0.05 | 0.04 | 0.04 | 0.01 | 23.8 | 0.08 | 23.8 | 0.12 | 0.16 |
| mg/kg | Cobalt | 8 | 5 | 7 | 2 | 378 | 8 | 284 | 8 | 5 | 4 | 4 | 3 | 346 | 1 | 379 | 423 | <1 |
| mg/kg | Chrome | 71.4 | 65.6 | 91.1 | 15.9 | 42.8 | 46.2 | 30.2 | 7.9 | 34.8 | 31.9 | 63.0 | 56.5 | 36.6 | 2.3 | 24.7 | 58.1 | 3.2 |
| mg/kg | Cuivre | 797 | 15 | 38 | 392 | 2110 | 75 | 5180 | 945 | 29 | 34 | 28 | 30 | 3470 | 51 | 5070 | 448 | 580 |
| % | Fer | 12.3 | 2.11 | 1.35 | 9.89 | 23.8 | 1.93 | 27.3 | 26.4 | 2.41 | 2.52 | 2.11 | 3.41 | 23.6 | 2.56 | 20.1 | 30.9 | 4.24 |
| µg/kg | Mercure | 206 | 8.3 | 6.6 | 4.4 | 69.9 | 11.3 | 122 | 137 | 7.8 | 6.4 | 6.2 | 18.0 | 85.7 | 2.7 | 79.9 | 34.0 | 3.3 |
| mg/kg | Manganèse | 187 | 201 | 212 | 89 | 292 | 219 | 227 | 142 | 214 | 178 | 235 | 166 | 431 | 48 | 444 | 143 | 41 |
| mg/kg | Molybdène | 9.1 | 6.3 | 7.4 | 1.5 | 10.3 | 1.9 | 13.1 | 26.5 | 1.3 | 3.5 | 7.8 | 7.1 | 10.2 | 0.6 | 10.2 | 7.7 | 1.3 |
| mg/kg | Nickel | 15.0 | 13.0 | 17.1 | 3.1 | 11.6 | 20.0 | 10.1 | 0.7 | 15.6 | 10.1 | 11.0 | 8.4 | 11.0 | 1.4 | 11.0 | 3.1 | 0.5 |
| mg/kg | Phosphore | 878 | 395 | 432 | 1429 | 266 | 515 | 436 | 433 | 504 | 439 | 363 | 226 | 318 | 530 | 343 | 191 | 617 |
| mg/kg | Plomb | 30 | 6 | 6 | 5 | 125 | 6 | 179 | 444 | 5 | 4 | 6 | 12 | 165 | 3 | 156 | 36 | 8 |
| mg/kg | Sélénium | 5.3 | 0.1 | <0,1 | <0,1 | 67.3 | 0.2 | 71.5 | 48.1 | 0.2 | 0.3 | 0.5 | 4.8 | 68.0 | <0,1 | 46.1 | 47.3 | <0,1 |
| mg/kg | Étain | 23.3 | 0.2 | 0.3 | 0.1 | 1.0 | 0.2 | 1.1 | 1.8 | 0.2 | 0.1 | 0.2 | 0.3 | 1.3 | <0,1 | 1.0 | 0.2 | <0,1 |
| mg/kg | Zinc | 174 | 37 | 276 | 136 | 5570 | 80 | 11100 | 275 | 88 | 47 | 33 | 23 | 9490 | 60 | 8070 | 85 | 88 |

| Critères PPSRTC | | | LDM |
|---|---|---|---|
| A | B | C | |
| 0.5 | 20 | 40 | <0,1 |
| 5 | 30 | 50 | <0,1 |
| 200 | 500 | 2000 | <1 |
| 0.9 | 5 | 20 | <0,01 |
| 20 | 50 | 300 | <1 |
| 85 | 250 | 800 | <0,1 |
| 50 | 100 | 500 | <1 |
| | | | <0,01% |
| 300 | 2000 | 10000 | <0,5 |
| 1000 | 1000 | 2200 | <1 |
| 6 | 10 | 40 | <0,1 |
| 50 | 100 | 500 | <0,1 |
| | | | <1 |
| 40 | 500 | 1000 | <1 |
| 3 | 3 | 10 | <0,1 |
| 5 | 50 | 300 | <0,1 |
| 120 | 500 | 1500 | <1 |

TECHNI-LAB S.G.B. ABITIBI INC.
245, Rue Roy, CP. 208
Ste-Germaine-Boulé (Québec)
J0Z 1M0

infoquebec@actlabs.com

| | | | |
|---|---|---|---|
| Client : | Monsieur Patrick Turgeon | Date de prélèvement : | 2016-07-06 |
| | Englobe | Date de réception : | 2016-07-07 |
| | 1080, côte du Beaver | Projet : | 100446 à 100462 |
| | Hall, bureau 200 | Prélevé par : | Ann Lamontagne/Maude L. Michaud |
| | Montréal, Québec | Matrice : | Sédiments |
| | H2Z 1S8 | Échantillon (id client) : | Multiples (17) |
| | 1-418-928-9028 | Contenants reçus : | 17 |
| | ann@lamont-expertconseil.com | PO: | 17561 |

Commentaires :

Analyse des métaux haute teneur (>100ppm) par ICP-OES.
Digestion de l'échantillon ALD-006-1 avec $H_2O_2$ - teneur moyenne en C organique +/- 10%.
Digestion des échantillons ALD-007, ALD-023 et ALD-026 après brûlage à 500°C - teneur élevée en C organique >30%. (perte potentielle de certain métaux volatils, ie: As, Hg, Mo, Se)
Valeur négative pour le PBN de certains échantillons autorisées par la présence de sulfates acides.
Utilisation du critère (C) pour la norme des métaux extractibles.
pH pâte avec note* (échantillons ALD-007, ALD-023 et ALD-026): hydratation incomplète.

Date d'émission du certificat : 2016-08-04

Ce certificat remplace et annule tous certificats antérieurs, le cas échéant.

AVIS DE CONFIDENTIALITÉ
Ce document est pour l'usage exclusif du client et ne peut être reproduit, sinon en entier, sans l'autorisation écrite de Techni-Lab S.G.B. Abitibi inc.
Si vous avez reçu ce certificat par erreur, soyez avisé que tout usage, reproduction ou distribution de celui-ci est strictement interdit.
Les échantillons seront conservés pendant 30 jours à partir de la date de facturation à moins d'avis écrit du client.
Note : Ces résultats ne se rapportent qu'aux échantillons soumis pour analyse

Les résultats des échantillons sont vérifiés et approuvés

par :_____
Mathieu RANCOURT, chimiste, 2007-109

Date de prélèvement : 2016-07-06
Date de réception : 2016-07-07
Projet : 100446
Prélevé par : Ann Lamontagne/Maude L. Michaud
Matrice : Sédiments
Échantillon (id client) : ALD-006-1
Contenants reçus : 1

| Paramètres | | Concentrations | Unités | Normes | | Date d'analyse | Méthodes Accréditées | Méthodes Non accréditées | Méthodes Sous-traitance |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| Pouvoir neutralisant brut | | -28,3 | kg $CaCO_3$/t | | | 2016-07-21 | TMT-E19D | | |
| Potentiel d'acidité maximun | | 10,3 | kg $CaCO_3$/t | | | 2016-08-03 | TMT-E19D | | |
| Soufre Total | | 1,37 | % S | | | 2016-07-19 | TMT-E19E | | |
| Sulfate | | 1,04 | % S | | | 2016-07-20 | | TMT-E19B | |
| Sulfures | | 0,33 | % S | | | 2016-08-03 | | TMT-E19B | |
| Générateur acide | | oui | | | | 2016-08-03 | TMT-E19D | | |
| pH en pâte | | 3,01 | | | | 2016-07-13 | | S-2.20 | |
| **Métaux extractibles totaux** | | | | | | | | | |
| Argent | Ag | 0,6 | mg/kg | 40 | | 2016-07-21 | | TMT-G5F | |
| Arsenic | As | 5,7 | mg/kg | 50 | | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Baryum | Ba | 197 | mg/kg | 2000 | | 2016-07-21 | | TMT-G5F | |
| Cadmium | Cd | 0,20 | mg/kg | 20 | | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Cobalt | Co | 8 | mg/kg | 300 | | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Chrome | Cr | 71,4 | mg/kg | 800 | | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Cuivre | Cu | 797 | mg/kg | 500 | **HN** | 2016-07-21 | | TMT-G5F | |
| Fer | Fe | 12,3 | % | | | 2016-07-21 | | TMT-G5F | |
| Mercure | Hg | 206 | µg/kg | 10000 | | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Manganèse | Mn | 187 | mg/kg | 2200 | | 2016-07-21 | | TMT-G5F | |
| Molybdène | Mo | 9,1 | mg/kg | 40 | | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Nickel | Ni | 15,0 | mg/kg | 500 | | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Phosphore | P | 878 | mg/kg | | | 2016-07-21 | | TMT-G5F | |
| Plomb | Pb | 30 | mg/kg | 1000 | | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Sélénium | Se | 5,3 | mg/kg | 10 | | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Étain | Sn | 23,3 | mg/kg | 300 | | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Zinc | Zn | 174 | mg/kg | 1500 | | 2016-07-21 | | TMT-G5F | |

Date de prélèvement : 2016-07-06
Date de réception : 2016-07-07
Projet : 100447
Prélevé par : Ann Lamontagne/Maude L. Michaud
Matrice : Sédiments
Échantillon (id client) : ALD-006-2
Contenants reçus : 1

| Paramètres | | Concentrations | Unités | Normes | Date d'analyse | Méthodes | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | | | | Accréditées | Non accréditées | Sous-traitance |
| Pouvoir neutralisant brut | | 1,4 | kg $CaCO_3$/t | | 2016-07-21 | TMT-E19D | | |
| Potentiel d'acidité maximun | | 0,4 | kg $CaCO_3$/t | | 2016-08-03 | TMT-E19D | | |
| Soufre Total | | 0,153 | % S | | 2016-07-19 | TMT-E19E | | |
| Sulfate | | 0,141 | % S | | 2016-07-20 | | TMT-E19B | |
| Sulfures | | 0,012 | % S | | 2016-08-03 | | TMT-E19B | |
| Générateur acide | | non | | | 2016-08-03 | TMT-E19D | | |
| pH en pâte | | 5,02 | | | 2016-07-13 | | S-2.20 | |
| **Métaux extractibles totaux** | | | | | | | | |
| Argent | Ag | <0,1 | mg/kg | 40 | 2016-07-21 | | TMT-G5F | |
| Arsenic | As | 0,9 | mg/kg | 50 | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Baryum | Ba | 41 | mg/kg | 2000 | 2016-07-21 | | TMT-G5F | |
| Cadmium | Cd | 0,02 | mg/kg | 20 | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Cobalt | Co | 5 | mg/kg | 300 | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Chrome | Cr | 65,6 | mg/kg | 800 | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Cuivre | Cu | 15 | mg/kg | 500 | 2016-07-21 | | TMT-G5F | |
| Fer | Fe | 2,11 | % | | 2016-07-21 | | TMT-G5F | |
| Mercure | Hg | 8,3 | µg/kg | 10000 | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Manganèse | Mn | 201 | mg/kg | 2200 | 2016-07-21 | | TMT-G5F | |
| Molybdène | Mo | 6,3 | mg/kg | 40 | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Nickel | Ni | 13,0 | mg/kg | 500 | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Phosphore | P | 395 | mg/kg | | 2016-07-21 | | TMT-G5F | |
| Plomb | Pb | 6 | mg/kg | 1000 | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Sélénium | Se | 0,1 | mg/kg | 10 | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Étain | Sn | 0,2 | mg/kg | 300 | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Zinc | Zn | 37 | mg/kg | 1500 | 2016-07-21 | | TMT-G5F | |

Date de prélèvement : 2016-07-06
Date de réception : 2016-07-07
Projet : 100448
Prélevé par : Ann Lamontagne/Maude L. Michaud
Matrice : Sédiments
Échantillon (id client) : ALD-006-3
Contenants reçus : 1

| Paramètres | | Concentrations | Unités | Normes | Date d'analyse | Méthodes | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | | | | Accréditées | Non accréditées | Sous-traitance |
| Pouvoir neutralisant brut | | 4,4 | kg $CaCO_3$/t | | 2016-07-21 | TMT-E19D | | |
| Potentiel d'acidité maximun | | <0,1 | kg $CaCO_3$/t | | 2016-08-03 | TMT-E19D | | |
| Soufre Total | | 0,041 | % S | | 2016-07-19 | TMT-E19E | | |
| Sulfate | | 0,042 | % S | | 2016-07-20 | | TMT-E19B | |
| Sulfures | | -0,001 | % S | | 2016-08-03 | | TMT-E19B | |
| Générateur acide | | non | | | 2016-08-03 | TMT-E19D | | |
| pH en pâte | | 6,33 | | | 2016-07-13 | | S-2.20 | |
| **Métaux extractibles totaux** | | | | | | | | |
| Argent | Ag | <0,1 | mg/kg | 40 | 2016-07-21 | | TMT-G5F | |
| Arsenic | As | 0,8 | mg/kg | 50 | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Baryum | Ba | 59 | mg/kg | 2000 | 2016-07-21 | | TMT-G5F | |
| Cadmium | Cd | 0,36 | mg/kg | 20 | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Cobalt | Co | 7 | mg/kg | 300 | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Chrome | Cr | 91,1 | mg/kg | 800 | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Cuivre | Cu | 38 | mg/kg | 500 | 2016-07-21 | | TMT-G5F | |
| Fer | Fe | 1,35 | % | | 2016-07-21 | | TMT-G5F | |
| Mercure | Hg | 6,6 | µg/kg | 10000 | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Manganèse | Mn | 212 | mg/kg | 2200 | 2016-07-21 | | TMT-G5F | |
| Molybdène | Mo | 7,4 | mg/kg | 40 | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Nickel | Ni | 17,1 | mg/kg | 500 | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Phosphore | P | 432 | mg/kg | | 2016-07-21 | | TMT-G5F | |
| Plomb | Pb | 6 | mg/kg | 1000 | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Sélénium | Se | <0,1 | mg/kg | 10 | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Étain | Sn | 0,3 | mg/kg | 300 | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Zinc | Zn | 276 | mg/kg | 1500 | 2016-07-21 | | TMT-G5F | |

Date de prélèvement : 2016-07-06
Date de réception : 2016-07-07
Projet : 100449
Prélevé par : Ann Lamontagne/Maude L. Michaud
Matrice : Sédiments
Échantillon (id client) : ALD-007
Contenants reçus : 1

| Paramètres | | Concentrations | Unités | Normes | Date d'analyse | Méthodes | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | | | | Accréditées | Non accréditées | Sous-traitance |
| Pouvoir neutralisant brut | | -77,2 | kg $CaCO_3$/t | | 2016-07-21 | TMT-E19D | | |
| Potentiel d'acidité maximun | | 43,1 | kg $CaCO_3$/t | | 2016-08-03 | TMT-E19D | | |
| Soufre Total | | 2,95 | % S | | 2016-07-19 | TMT-E19E | | |
| Sulfate | | 1,57 | % S | | 2016-07-20 | | TMT-E19B | |
| Sulfures | | 1,38 | % S | | 2016-08-03 | | TMT-E19B | |
| Générateur acide | | oui | | | 2016-08-03 | TMT-E19D | | |
| pH en pâte | | 2,61* | | | 2016-07-13 | | S-2.20 | |
| **Métaux extractibles totaux** | | | | | | | | |
| Argent | Ag | <0,1 | mg/kg | 40 | 2016-07-21 | | TMT-G5F | |
| Arsenic | As | 1,2 | mg/kg | 50 | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Baryum | Ba | 254 | mg/kg | 2000 | 2016-07-21 | | TMT-G5F | |
| Cadmium | Cd | 0,32 | mg/kg | 20 | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Cobalt | Co | 2 | mg/kg | 300 | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Chrome | Cr | 15,9 | mg/kg | 800 | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Cuivre | Cu | 392 | mg/kg | 500 | 2016-07-21 | | TMT-G5F | |
| Fer | Fe | 9,89 | % | | 2016-07-21 | | TMT-G5F | |
| Mercure | Hg | 4,4 | µg/kg | 10000 | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Manganèse | Mn | 89 | mg/kg | 2200 | 2016-07-21 | | TMT-G5F | |
| Molybdène | Mo | 1,5 | mg/kg | 40 | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Nickel | Ni | 3,1 | mg/kg | 500 | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Phosphore | P | 1429 | mg/kg | | 2016-07-21 | | TMT-G5F | |
| Plomb | Pb | 5 | mg/kg | 1000 | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Sélénium | Se | <0,1 | mg/kg | 10 | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Étain | Sn | 0,1 | mg/kg | 300 | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Zinc | Zn | 136 | mg/kg | 1500 | 2016-07-21 | | TMT-G5F | |

Date de prélèvement : 2016-07-06
Date de réception : 2016-07-07
Projet : 100450
Prélevé par : Ann Lamontagne/Maude L. Michaud
Matrice : Sédiments
Échantillon (id client) : ALD-009
Contenants reçus : 1

| Paramètres | | Concentrations | Unités | Normes | | Date d'analyse | Méthodes: Accréditées | Méthodes: Non accréditées | Méthodes: Sous-traitance |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| Pouvoir neutralisant brut | | -10,8 | kg $CaCO_3$/t | | | 2016-07-21 | TMT-E19D | | |
| Potentiel d'acidité maximun | | 717 | kg $CaCO_3$/t | | | 2016-08-03 | TMT-E19D | | |
| Soufre Total | | 23,8 | % S | | | 2016-07-19 | TMT-E19E | | |
| Sulfate | | 0,866 | % S | | | 2016-07-20 | | TMT-E19B | |
| Sulfures | | 22,9 | % S | | | 2016-08-03 | | TMT-E19B | |
| Générateur acide | | oui | | | | 2016-08-03 | TMT-E19D | | |
| pH en pâte | | 4,49 | | | | 2016-07-13 | | S-2.20 | |
| **Métaux extractibles totaux** | | | | | | | | | |
| Argent | Ag | 7,4 | mg/kg | 40 | | 2016-07-21 | | TMT-G5F | |
| Arsenic | As | 28,5 | mg/kg | 50 | | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Baryum | Ba | 28 | mg/kg | 2000 | | 2016-07-21 | | TMT-G5F | |
| Cadmium | Cd | 21,7 | mg/kg | 20 | **HN** | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Cobalt | Co | 378 | mg/kg | 300 | **HN** | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Chrome | Cr | 42,8 | mg/kg | 800 | | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Cuivre | Cu | 2110 | mg/kg | 500 | **HN** | 2016-07-21 | | TMT-G5F | |
| Fer | Fe | 23,8 | % | | | 2016-07-21 | | TMT-G5F | |
| Mercure | Hg | 69,9 | µg/kg | 10000 | | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Manganèse | Mn | 292 | mg/kg | 2200 | | 2016-07-21 | | TMT-G5F | |
| Molybdène | Mo | 10,3 | mg/kg | 40 | | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Nickel | Ni | 11,6 | mg/kg | 500 | | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Phosphore | P | 266 | mg/kg | | | 2016-07-21 | | TMT-G5F | |
| Plomb | Pb | 125 | mg/kg | 1000 | | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Sélénium | Se | 67,3 | mg/kg | 10 | **HN** | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Étain | Sn | 1,0 | mg/kg | 300 | | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Zinc | Zn | 5570 | mg/kg | 1500 | **HN** | 2016-07-21 | | TMT-G5F | |

Date de prélèvement : 2016-07-06
Date de réception : 2016-07-07
Projet : 100451
Prélevé par : Ann Lamontagne/Maude L. Michaud
Matrice : Sédiments
Échantillon (id client) : ALD-013
Contenants reçus : 1

| Paramètres | | Concentrations | Unités | Normes | Date d'analyse | Méthodes | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | | | | Accréditées | Non accréditées | Sous-traitance |
| Pouvoir neutralisant brut | | -0,8 | kg $CaCO_3$/t | | 2016-07-21 | TMT-E19D | | |
| Potentiel d'acidité maximun | | <0,1 | kg $CaCO_3$/t | | 2016-08-03 | TMT-E19D | | |
| Soufre Total | | 0,060 | % S | | 2016-07-19 | TMT-E19E | | |
| Sulfate | | 0,065 | % S | | 2016-07-20 | | TMT-E19B | |
| Sulfures | | -0,005 | % S | | 2016-08-03 | | TMT-E19B | |
| Générateur acide | | non | | | 2016-08-03 | TMT-E19D | | |
| pH en pâte | | 4,58 | | | 2016-07-13 | | S-2.20 | |
| **Métaux extractibles totaux** | | | | | | | | |
| Argent | Ag | <0,1 | mg/kg | 40 | 2016-07-21 | | TMT-G5F | |
| Arsenic | As | 1,2 | mg/kg | 50 | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Baryum | Ba | 190 | mg/kg | 2000 | 2016-07-21 | | TMT-G5F | |
| Cadmium | Cd | 0,16 | mg/kg | 20 | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Cobalt | Co | 8 | mg/kg | 300 | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Chrome | Cr | 46,2 | mg/kg | 800 | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Cuivre | Cu | 75 | mg/kg | 500 | 2016-07-21 | | TMT-G5F | |
| Fer | Fe | 1,93 | % | | 2016-07-21 | | TMT-G5F | |
| Mercure | Hg | 11,3 | µg/kg | 10000 | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Manganèse | Mn | 219 | mg/kg | 2200 | 2016-07-21 | | TMT-G5F | |
| Molybdène | Mo | 1,9 | mg/kg | 40 | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Nickel | Ni | 20,0 | mg/kg | 500 | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Phosphore | P | 515 | mg/kg | | 2016-07-21 | | TMT-G5F | |
| Plomb | Pb | 6 | mg/kg | 1000 | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Sélénium | Se | 0,2 | mg/kg | 10 | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Étain | Sn | 0,2 | mg/kg | 300 | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Zinc | Zn | 80 | mg/kg | 1500 | 2016-07-21 | | TMT-G5F | |

Date de prélèvement : 2016-07-06
Date de réception : 2016-07-07
Projet : 100452
Prélevé par : Ann Lamontagne/Maude L. Michaud
Matrice : Sédiments
Échantillon (id client) : ALD-014
Contenants reçus : 1

| Paramètres | | Concentrations | Unités | Normes | | Date d'analyse | Méthodes | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | | | | | Accréditées | Non accréditées | Sous-traitance |
| Pouvoir neutralisant brut | | -3,8 | kg $CaCO_3$/t | | | 2016-07-21 | TMT-E19D | | |
| Potentiel d'acidité maximun | | 995 | kg $CaCO_3$/t | | | 2016-08-03 | TMT-E19D | | |
| Soufre Total | | 32,0 | % S | | | 2016-07-19 | TMT-E19E | | |
| Sulfate | | 0,171 | % S | | | 2016-07-20 | | TMT-E19B | |
| Sulfures | | 31,8 | % S | | | 2016-08-03 | | TMT-E19B | |
| Générateur acide | | oui | | | | 2016-08-03 | TMT-E19D | | |
| pH en pâte | | 3,92 | | | | 2016-07-13 | | S-2.20 | |
| **Métaux extractibles totaux** | | | | | | | | | |
| Argent | Ag | 14,8 | mg/kg | 40 | | 2016-07-21 | | TMT-G5F | |
| Arsenic | As | 52,3 | mg/kg | 50 | **HN** | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Baryum | Ba | 9 | mg/kg | 2000 | | 2016-07-21 | | TMT-G5F | |
| Cadmium | Cd | 31,9 | mg/kg | 20 | **HN** | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Cobalt | Co | 284 | mg/kg | 300 | | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Chrome | Cr | 30,2 | mg/kg | 800 | | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Cuivre | Cu | 5180 | mg/kg | 500 | **HN** | 2016-07-21 | | TMT-G5F | |
| Fer | Fe | 27,3 | % | | | 2016-07-21 | | TMT-G5F | |
| Mercure | Hg | 122 | µg/kg | 10000 | | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Manganèse | Mn | 227 | mg/kg | 2200 | | 2016-07-21 | | TMT-G5F | |
| Molybdène | Mo | 13,1 | mg/kg | 40 | | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Nickel | Ni | 10,1 | mg/kg | 500 | | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Phosphore | P | 436 | mg/kg | | | 2016-07-21 | | TMT-G5F | |
| Plomb | Pb | 179 | mg/kg | 1000 | | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Sélénium | Se | 71,5 | mg/kg | 10 | **HN** | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Étain | Sn | 1,1 | mg/kg | 300 | | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Zinc | Zn | 11100 | mg/kg | 1500 | **HN** | 2016-07-21 | | TMT-G5F | |

Date de prélèvement : 2016-07-06
Date de réception : 2016-07-07
Projet : 100453
Prélevé par : Ann Lamontagne/Maude L. Michaud
Matrice : Sédiments
Échantillon (id client) : ALD-016
Contenants reçus : 1

| Paramètres | | Concentrations | Unités | Normes | | Date d'analyse | Méthodes | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | | | | | Accréditées | Non accréditées | Sous-traitance |
| Pouvoir neutralisant brut | | -23,8 | kg $CaCO_3$/t | | | 2016-07-21 | TMT-E19D | | |
| Potentiel d'acidité maximun | | 37,2 | kg $CaCO_3$/t | | | 2016-08-03 | TMT-E19D | | |
| Soufre Total | | 4,24 | % S | | | 2016-07-19 | TMT-E19E | | |
| Sulfate | | 3,05 | % S | | | 2016-07-20 | | TMT-E19B | |
| Sulfures | | 1,19 | % S | | | 2016-08-03 | | TMT-E19B | |
| Générateur acide | | oui | | | | 2016-08-03 | TMT-E19D | | |
| pH en pâte | | 2,18 | | | | 2016-07-13 | | S-2.20 | |
| **Métaux extractibles totaux** | | | | | | | | | |
| Argent | Ag | 12,1 | mg/kg | 40 | | 2016-07-21 | | TMT-G5F | |
| Arsenic | As | 33,8 | mg/kg | 50 | | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Baryum | Ba | 106 | mg/kg | 2000 | | 2016-07-21 | | TMT-G5F | |
| Cadmium | Cd | 0,21 | mg/kg | 20 | | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Cobalt | Co | 8 | mg/kg | 300 | | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Chrome | Cr | 7,9 | mg/kg | 800 | | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Cuivre | Cu | 945 | mg/kg | 500 | **HN** | 2016-07-21 | | TMT-G5F | |
| Fer | Fe | 26,4 | % | | | 2016-07-21 | | TMT-G5F | |
| Mercure | Hg | 137 | µg/kg | 10000 | | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Manganèse | Mn | 142 | mg/kg | 2200 | | 2016-07-21 | | TMT-G5F | |
| Molybdène | Mo | 26,5 | mg/kg | 40 | | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Nickel | Ni | 0,7 | mg/kg | 500 | | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Phosphore | P | 433 | mg/kg | | | 2016-07-21 | | TMT-G5F | |
| Plomb | Pb | 444 | mg/kg | 1000 | | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Sélénium | Se | 48,1 | mg/kg | 10 | **HN** | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Étain | Sn | 1,8 | mg/kg | 300 | | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Zinc | Zn | 275 | mg/kg | 1500 | | 2016-07-21 | | TMT-G5F | |

Date de prélèvement : 2016-07-06
Date de réception : 2016-07-07
Projet : 100454
Prélevé par : Ann Lamontagne/Maude L. Michaud
Matrice : Sédiments
Échantillon (id client) : ALD-017
Contenants reçus : 1

| Paramètres | | Concentrations | Unités | Normes | Date d'analyse | Méthodes | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | | | | Accréditées | Non accréditées | Sous-traitance |
| Pouvoir neutralisant brut | | -0,9 | kg $CaCO_3$/t | | 2016-07-21 | TMT-E19D | | |
| Potentiel d'acidité maximun | | <0,1 | kg $CaCO_3$/t | | 2016-08-03 | TMT-E19D | | |
| Soufre Total | | 0,204 | % S | | 2016-07-19 | TMT-E19E | | |
| Sulfate | | 0,223 | % S | | 2016-07-20 | | TMT-E19B | |
| Sulfures | | -0,019 | % S | | 2016-08-03 | | TMT-E19B | |
| Générateur acide | | non | | | 2016-08-03 | TMT-E19D | | |
| pH en pâte | | 4,14 | | | 2016-07-13 | | S-2.20 | |
| **Métaux extractibles totaux** | | | | | | | | |
| Argent | Ag | 0,2 | mg/kg | 40 | 2016-07-21 | | TMT-G5F | |
| Arsenic | As | 0,7 | mg/kg | 50 | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Baryum | Ba | 255 | mg/kg | 2000 | 2016-07-21 | | TMT-G5F | |
| Cadmium | Cd | 0,05 | mg/kg | 20 | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Cobalt | Co | 5 | mg/kg | 300 | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Chrome | Cr | 34,8 | mg/kg | 800 | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Cuivre | Cu | 29 | mg/kg | 500 | 2016-07-21 | | TMT-G5F | |
| Fer | Fe | 2,41 | % | | 2016-07-21 | | TMT-G5F | |
| Mercure | Hg | 7,8 | µg/kg | 10000 | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Manganèse | Mn | 214 | mg/kg | 2200 | 2016-07-21 | | TMT-G5F | |
| Molybdène | Mo | 1,3 | mg/kg | 40 | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Nickel | Ni | 15,6 | mg/kg | 500 | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Phosphore | P | 504 | mg/kg | | 2016-07-21 | | TMT-G5F | |
| Plomb | Pb | 5 | mg/kg | 1000 | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Sélénium | Se | 0,2 | mg/kg | 10 | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Étain | Sn | 0,2 | mg/kg | 300 | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Zinc | Zn | 88 | mg/kg | 1500 | 2016-07-21 | | TMT-G5F | |

Date de prélèvement : 2016-07-06
Date de réception : 2016-07-07
Projet : 100455
Prélevé par : Ann Lamontagne/Maude L. Michaud
Matrice : Sédiments
Échantillon (id client) : ALD-019
Contenants reçus : 1

| Paramètres | | Concentrations | Unités | Normes | Date d'analyse | Méthodes | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | | | | Accréditées | Non accréditées | Sous-traitance |
| Pouvoir neutralisant brut | | -1,4 | kg $CaCO_3$/t | | 2016-07-21 | TMT-E19D | | |
| Potentiel d'acidité maximun | | 1,0 | kg $CaCO_3$/t | | 2016-08-03 | TMT-E19D | | |
| Soufre Total | | 0,315 | % S | | 2016-07-19 | TMT-E19E | | |
| Sulfate | | 0,283 | % S | | 2016-07-21 | | TMT-E19B | |
| Sulfures | | 0,032 | % S | | 2016-08-03 | | TMT-E19B | |
| Générateur acide | | oui | | | 2016-08-03 | TMT-E19D | | |
| pH en pâte | | 4,44 | | | 2016-07-13 | | S-2.20 | |
| **Métaux extractibles totaux** | | | | | | | | |
| Argent | Ag | <0,1 | mg/kg | 40 | 2016-07-21 | | TMT-G5F | |
| Arsenic | As | 1,0 | mg/kg | 50 | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Baryum | Ba | 92 | mg/kg | 2000 | 2016-07-21 | | TMT-G5F | |
| Cadmium | Cd | 0,04 | mg/kg | 20 | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Cobalt | Co | 4 | mg/kg | 300 | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Chrome | Cr | 31,9 | mg/kg | 800 | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Cuivre | Cu | 34 | mg/kg | 500 | 2016-07-21 | | TMT-G5F | |
| Fer | Fe | 2,52 | % | | 2016-07-21 | | TMT-G5F | |
| Mercure | Hg | 6,4 | µg/kg | 10000 | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Manganèse | Mn | 178 | mg/kg | 2200 | 2016-07-21 | | TMT-G5F | |
| Molybdène | Mo | 3,5 | mg/kg | 40 | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Nickel | Ni | 10,1 | mg/kg | 500 | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Phosphore | P | 439 | mg/kg | | 2016-07-21 | | TMT-G5F | |
| Plomb | Pb | 4 | mg/kg | 1000 | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Sélénium | Se | 0,3 | mg/kg | 10 | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Étain | Sn | 0,1 | mg/kg | 300 | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Zinc | Zn | 47 | mg/kg | 1500 | 2016-07-21 | | TMT-G5F | |

Date de prélèvement : 2016-07-06
Date de réception : 2016-07-07
Projet : 100456
Prélevé par : Ann Lamontagne/Maude L. Michaud
Matrice : Sédiments
Échantillon (id client) : ALD-020
Contenants reçus : 1

| Paramètres | | Concentrations | Unités | Normes | Date d'analyse | Méthodes | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | | | | Accréditées | Non accréditées | Sous-traitance |
| Pouvoir neutralisant brut | | 3,6 | kg $CaCO_3$/t | | 2016-07-21 | TMT-E19D | | |
| Potentiel d'acidité maximun | | <0,1 | kg $CaCO_3$/t | | 2016-08-03 | TMT-E19D | | |
| Soufre Total | | 0,052 | % S | | 2016-07-19 | TMT-E19E | | |
| Sulfate | | 0,085 | % S | | 2016-07-21 | | TMT-E19B | |
| Sulfures | | -0,033 | % S | | 2016-08-03 | | TMT-E19B | |
| Générateur acide | | non | | | 2016-08-03 | TMT-E19D | | |
| pH en pâte | | 6,80 | | | 2016-07-13 | | S-2.20 | |
| **Métaux extractibles totaux** | | | | | | | | |
| Argent | Ag | 0,4 | mg/kg | 40 | 2016-07-21 | | TMT-G5F | |
| Arsenic | As | 0,7 | mg/kg | 50 | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Baryum | Ba | 52 | mg/kg | 2000 | 2016-07-21 | | TMT-G5F | |
| Cadmium | Cd | 0,04 | mg/kg | 20 | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Cobalt | Co | 4 | mg/kg | 300 | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Chrome | Cr | 63,0 | mg/kg | 800 | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Cuivre | Cu | 28 | mg/kg | 500 | 2016-07-21 | | TMT-G5F | |
| Fer | Fe | 2,11 | % | | 2016-07-21 | | TMT-G5F | |
| Mercure | Hg | 6,2 | µg/kg | 10000 | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Manganèse | Mn | 235 | mg/kg | 2200 | 2016-07-21 | | TMT-G5F | |
| Molybdène | Mo | 7,8 | mg/kg | 40 | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Nickel | Ni | 11,0 | mg/kg | 500 | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Phosphore | P | 363 | mg/kg | | 2016-07-21 | | TMT-G5F | |
| Plomb | Pb | 6 | mg/kg | 1000 | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Sélénium | Se | 0,5 | mg/kg | 10 | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Étain | Sn | 0,2 | mg/kg | 300 | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Zinc | Zn | 33 | mg/kg | 1500 | 2016-07-21 | | TMT-G5F | |

Date de prélèvement : 2016-07-06
Date de réception : 2016-07-07
Projet : 100457
Prélevé par : Ann Lamontagne/Maude L. Michaud
Matrice : Sédiments
Échantillon (id client) : ALD-021
Contenants reçus : 1

| Paramètres | | Concentrations | Unités | Normes | Date d'analyse | Méthodes | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | | | | Accréditées | Non accréditées | Sous-traitance |
| Pouvoir neutralisant brut | | -3,5 | kg $CaCO_3$/t | | 2016-07-21 | TMT-E19D | | |
| Potentiel d'acidité maximun | | 1,1 | kg $CaCO_3$/t | | 2016-08-03 | TMT-E19D | | |
| Soufre Total | | 0,207 | % S | | 2016-07-19 | TMT-E19E | | |
| Sulfate | | 0,173 | % S | | 2016-07-21 | | TMT-E19B | |
| Sulfures | | 0,034 | % S | | 2016-08-03 | | TMT-E19B | |
| Générateur acide | | non | | | 2016-08-03 | TMT-E19D | | |
| pH en pâte | | 4,85 | | | 2016-07-13 | | S-2.20 | |
| **Métaux extractibles totaux** | | | | | | | | |
| Argent | Ag | 0,6 | mg/kg | 40 | 2016-07-21 | | TMT-G5F | |
| Arsenic | As | 3,0 | mg/kg | 50 | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Baryum | Ba | 29 | mg/kg | 2000 | 2016-07-21 | | TMT-G5F | |
| Cadmium | Cd | 0,01 | mg/kg | 20 | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Cobalt | Co | 3 | mg/kg | 300 | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Chrome | Cr | 56,5 | mg/kg | 800 | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Cuivre | Cu | 30 | mg/kg | 500 | 2016-07-21 | | TMT-G5F | |
| Fer | Fe | 3,41 | % | | 2016-07-21 | | TMT-G5F | |
| Mercure | Hg | 18,0 | µg/kg | 10000 | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Manganèse | Mn | 166 | mg/kg | 2200 | 2016-07-21 | | TMT-G5F | |
| Molybdène | Mo | 7,1 | mg/kg | 40 | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Nickel | Ni | 8,4 | mg/kg | 500 | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Phosphore | P | 226 | mg/kg | | 2016-07-21 | | TMT-G5F | |
| Plomb | Pb | 12 | mg/kg | 1000 | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Sélénium | Se | 4,8 | mg/kg | 10 | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Étain | Sn | 0,3 | mg/kg | 300 | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Zinc | Zn | 23 | mg/kg | 1500 | 2016-07-21 | | TMT-G5F | |

Date de prélèvement : 2016-07-06
Date de réception : 2016-07-07
Projet : 100458
Prélevé par : Ann Lamontagne/Maude L. Michaud
Matrice : Sédiments
Échantillon (id client) : ALD-022
Contenants reçus : 1

| Paramètres | | Concentrations | Unités | Normes | | Date d'analyse | Méthodes Accréditées | Méthodes Non accréditées | Méthodes Sous-traitance |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| Pouvoir neutralisant brut | | -6,9 | kg $CaCO_3$/t | | | 2016-07-21 | TMT-E19D | | |
| Potentiel d'acidité maximun | | 844 | kg $CaCO_3$/t | | | 2016-08-03 | TMT-E19D | | |
| Soufre Total | | 27,4 | % S | | | 2016-07-19 | TMT-E19E | | |
| Sulfate | | 0,395 | % S | | | 2016-07-21 | | TMT-E19B | |
| Sulfures | | 27,0 | % S | | | 2016-08-03 | | TMT-E19B | |
| Générateur acide | | oui | | | | 2016-08-03 | TMT-E19D | | |
| pH en pâte | | 3,66 | | | | 2016-07-13 | | S-2.20 | |
| **Métaux extractibles totaux** | | | | | | | | | |
| Argent | Ag | 11,7 | mg/kg | 40 | | 2016-07-21 | | TMT-G5F | |
| Arsenic | As | 29,9 | mg/kg | 50 | | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Baryum | Ba | 15 | mg/kg | 2000 | | 2016-07-21 | | TMT-G5F | |
| Cadmium | Cd | 23,8 | mg/kg | 20 | **HN** | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Cobalt | Co | 346 | mg/kg | 300 | **HN** | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Chrome | Cr | 36,6 | mg/kg | 800 | | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Cuivre | Cu | 3470 | mg/kg | 500 | **HN** | 2016-07-21 | | TMT-G5F | |
| Fer | Fe | 23,6 | % | | | 2016-07-21 | | TMT-G5F | |
| Mercure | Hg | 85,7 | µg/kg | 10000 | | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Manganèse | Mn | 431 | mg/kg | 2200 | | 2016-07-21 | | TMT-G5F | |
| Molybdène | Mo | 10,2 | mg/kg | 40 | | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Nickel | Ni | 11,0 | mg/kg | 500 | | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Phosphore | P | 318 | mg/kg | | | 2016-07-21 | | TMT-G5F | |
| Plomb | Pb | 165 | mg/kg | 1000 | | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Sélénium | Se | 68,0 | mg/kg | 10 | **HN** | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Étain | Sn | 1,3 | mg/kg | 300 | | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Zinc | Zn | 9490 | mg/kg | 1500 | **HN** | 2016-07-21 | | TMT-G5F | |

Date de prélèvement : 2016-07-06
Date de réception : 2016-07-07
Projet : 100459
Prélevé par : Ann Lamontagne/Maude L. Michaud
Matrice : Sédiments
Échantillon (id client) : ALD-023
Contenants reçus : 1

| Paramètres | | Concentrations | Unités | Normes | Date d'analyse | Méthodes | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | | | | Accréditées | Non accréditées | Sous-traitance |
| Pouvoir neutralisant brut | | -62,0 | kg $CaCO_3$/t | | 2016-07-21 | TMT-E19D | | |
| Potentiel d'acidité maximun | | 15,9 | kg $CaCO_3$/t | | 2016-08-03 | TMT-E19D | | |
| Soufre Total | | 1,15 | % S | | 2016-07-19 | TMT-E19E | | |
| Sulfate | | 0,641 | % S | | 2016-07-25 | | TMT-E19B | |
| Sulfures | | 0,509 | % S | | 2016-08-03 | | TMT-E19B | |
| Générateur acide | | oui | | | 2016-08-03 | TMT-E19D | | |
| pH en pâte | | 2,80* | | | 2016-07-13 | | S-2.20 | |
| **Métaux extractibles totaux** | | | | | | | | |
| Argent | Ag | <0,1 | mg/kg | 40 | 2016-07-21 | | TMT-G5F | |
| Arsenic | As | 0,4 | mg/kg | 50 | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Baryum | Ba | 49 | mg/kg | 2000 | 2016-07-21 | | TMT-G5F | |
| Cadmium | Cd | 0,08 | mg/kg | 20 | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Cobalt | Co | 1 | mg/kg | 300 | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Chrome | Cr | 2,3 | mg/kg | 800 | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Cuivre | Cu | 51 | mg/kg | 500 | 2016-07-21 | | TMT-G5F | |
| Fer | Fe | 2,56 | % | | 2016-07-21 | | TMT-G5F | |
| Mercure | Hg | 2,7 | µg/kg | 10000 | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Manganèse | Mn | 48 | mg/kg | 2200 | 2016-07-21 | | TMT-G5F | |
| Molybdène | Mo | 0,6 | mg/kg | 40 | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Nickel | Ni | 1,4 | mg/kg | 500 | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Phosphore | P | 530 | mg/kg | | 2016-07-21 | | TMT-G5F | |
| Plomb | Pb | 3 | mg/kg | 1000 | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Sélénium | Se | <0,1 | mg/kg | 10 | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Étain | Sn | <0,1 | mg/kg | 300 | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Zinc | Zn | 60 | mg/kg | 1500 | 2016-07-21 | | TMT-G5F | |

Date de prélèvement : 2016-07-06
Date de réception : 2016-07-07
Projet : 100460
Prélevé par : Ann Lamontagne/Maude L. Michaud
Matrice : Sédiments
Échantillon (id client) : ALD-024
Contenants reçus : 1

| Paramètres | | Concentrations | Unités | Normes | | Date d'analyse | Méthodes | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | | | | | Accréditées | Non accréditées | Sous-traitance |
| Pouvoir neutralisant brut | | -13,8 | kg $CaCO_3$/t | | | 2016-07-21 | TMT-E19D | | |
| Potentiel d'acidité maximun | | 656 | kg $CaCO_3$/t | | | 2016-08-03 | TMT-E19D | | |
| Soufre Total | | 21,8 | % S | | | 2016-07-19 | TMT-E19E | | |
| Sulfate | | 0,793 | % S | | | 2016-07-21 | | TMT-E19B | |
| Sulfures | | 21,0 | % S | | | 2016-08-03 | | TMT-E19B | |
| Générateur acide | | oui | | | | 2016-08-03 | TMT-E19D | | |
| pH en pâte | | 3,27 | | | | 2016-07-13 | | S-2.20 | |
| **Métaux extractibles totaux** | | | | | | | | | |
| Argent | Ag | 11,7 | mg/kg | 40 | | 2016-07-21 | | TMT-G5F | |
| Arsenic | As | 23,1 | mg/kg | 50 | | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Baryum | Ba | 23 | mg/kg | 2000 | | 2016-07-21 | | TMT-G5F | |
| Cadmium | Cd | 23,8 | mg/kg | 20 | **HN** | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Cobalt | Co | 379 | mg/kg | 300 | **HN** | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Chrome | Cr | 24,7 | mg/kg | 800 | | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Cuivre | Cu | 5070 | mg/kg | 500 | **HN** | 2016-07-21 | | TMT-G5F | |
| Fer | Fe | 20,1 | % | | | 2016-07-21 | | TMT-G5F | |
| Mercure | Hg | 79,9 | µg/kg | 10000 | | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Manganèse | Mn | 444 | mg/kg | 2200 | | 2016-07-21 | | TMT-G5F | |
| Molybdène | Mo | 10,2 | mg/kg | 40 | | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Nickel | Ni | 11,0 | mg/kg | 500 | | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Phosphore | P | 343 | mg/kg | | | 2016-07-21 | | TMT-G5F | |
| Plomb | Pb | 156 | mg/kg | 1000 | | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Sélénium | Se | 46,1 | mg/kg | 10 | **HN** | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Étain | Sn | 1,0 | mg/kg | 300 | | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Zinc | Zn | 8070 | mg/kg | 1500 | **HN** | 2016-07-21 | | TMT-G5F | |

Date de prélèvement : 2016-07-06
Date de réception : 2016-07-07
Projet : 100461
Prélevé par : Ann Lamontagne/Maude L. Michaud
Matrice : Sédiments
Échantillon (id client) : ALD-025
Contenants reçus : 1

| Paramètres | | Concentrations | Unités | Normes | | Date d'analyse | Méthodes | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | | | | | Accréditées | Non accréditées | Sous-traitance |
| Pouvoir neutralisant brut | | -11,9 | kg $CaCO_3$/t | | | 2016-07-21 | TMT-E19D | | |
| Potentiel d'acidité maximun | | 1539 | kg $CaCO_3$/t | | | 2016-08-03 | TMT-E19D | | |
| Soufre Total | | 49,7 | % S | | | 2016-07-19 | TMT-E19E | | |
| Sulfate | | 0,446 | % S | | | 2016-07-21 | | TMT-E19B | |
| Sulfures | | 49,3 | % S | | | 2016-08-03 | | TMT-E19B | |
| Générateur acide | | oui | | | | 2016-08-03 | TMT-E19D | | |
| pH en pâte | | 4,61 | | | | 2016-07-13 | | S-2.20 | |
| **Métaux extractibles totaux** | | | | | | | | | |
| Argent | Ag | 11,6 | mg/kg | 40 | | 2016-07-21 | | TMT-G5F | |
| Arsenic | As | 31,9 | mg/kg | 50 | | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Baryum | Ba | 8 | mg/kg | 2000 | | 2016-07-21 | | TMT-G5F | |
| Cadmium | Cd | 0,12 | mg/kg | 20 | | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Cobalt | Co | 423 | mg/kg | 300 | **HN** | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Chrome | Cr | 58,1 | mg/kg | 800 | | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Cuivre | Cu | 448 | mg/kg | 500 | | 2016-07-21 | | TMT-G5F | |
| Fer | Fe | 30,9 | % | | | 2016-07-21 | | TMT-G5F | |
| Mercure | Hg | 34,0 | µg/kg | 10000 | | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Manganèse | Mn | 143 | mg/kg | 2200 | | 2016-07-21 | | TMT-G5F | |
| Molybdène | Mo | 7,7 | mg/kg | 40 | | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Nickel | Ni | 3,1 | mg/kg | 500 | | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Phosphore | P | 191 | mg/kg | | | 2016-07-21 | | TMT-G5F | |
| Plomb | Pb | 36 | mg/kg | 1000 | | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Sélénium | Se | 47,3 | mg/kg | 10 | **HN** | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Étain | Sn | 0,2 | mg/kg | 300 | | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Zinc | Zn | 85 | mg/kg | 1500 | | 2016-07-21 | | TMT-G5F | |

Date de prélèvement : 2016-07-06
Date de réception : 2016-07-07
Projet : 100462
Prélevé par : Ann Lamontagne/Maude L. Michaud
Matrice : Sédiments
Échantillon (id client) : ALD-026
Contenants reçus : 1

| Paramètres | | Concentrations | Unités | Normes | | Date d'analyse | Méthodes: Accréditées | Méthodes: Non accréditées | Méthodes: Sous-traitance |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| Pouvoir neutralisant brut | | -18,7 | kg $CaCO_3$/t | | | 2016-07-21 | TMT-E19D | | |
| Potentiel d'acidité maximun | | 24,5 | kg $CaCO_3$/t | | | 2016-08-03 | TMT-E19D | | |
| Soufre Total | | 1,57 | % S | | | 2016-07-19 | TMT-E19E | | |
| Sulfate | | 0,787 | % S | | | 2016-07-25 | | TMT-E19B | |
| Sulfures | | 0,783 | % S | | | 2016-08-03 | | TMT-E19B | |
| Générateur acide | | oui | | | | 2016-08-03 | TMT-E19D | | |
| pH en pâte | | 3,14* | | | | 2016-07-13 | | S-2.20 | |
| **Métaux extractibles totaux** | | | | | | | | | |
| Argent | Ag | 0,2 | mg/kg | 40 | | 2016-07-21 | | TMT-G5F | |
| Arsenic | As | 0,6 | mg/kg | 50 | | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Baryum | Ba | 412 | mg/kg | 2000 | | 2016-07-21 | | TMT-G5F | |
| Cadmium | Cd | 0,16 | mg/kg | 20 | | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Cobalt | Co | <1 | mg/kg | 300 | | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Chrome | Cr | 3,2 | mg/kg | 800 | | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Cuivre | Cu | 580 | mg/kg | 500 | **HN** | 2016-07-21 | | TMT-G5F | |
| Fer | Fe | 4,24 | % | | | 2016-07-21 | | TMT-G5F | |
| Mercure | Hg | 3,3 | µg/kg | 10000 | | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Manganèse | Mn | 41 | mg/kg | 2200 | | 2016-07-21 | | TMT-G5F | |
| Molybdène | Mo | 1,3 | mg/kg | 40 | | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Nickel | Ni | 0,5 | mg/kg | 500 | | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Phosphore | P | 617 | mg/kg | | | 2016-07-21 | | TMT-G5F | |
| Plomb | Pb | 8 | mg/kg | 1000 | | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Sélénium | Se | <0,1 | mg/kg | 10 | | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Étain | Sn | <0,1 | mg/kg | 300 | | 2016-07-26 | | TMT-E13G | |
| Zinc | Zn | 88 | mg/kg | 1500 | | 2016-07-21 | | TMT-G5F | |

Date de prélèvement : 2016-07-06
Date de réception : 2016-07-07
Projet : 100446 à 100462
Prélevé par : Ann Lamontagne/Maude L. Michaud
Matrice : Sédiments
Échantillon (id client) : Multiples (17)

| MRC / MR | Paramètres | Concentrations obtenues | Unités | LDM | Blanc | Valeur minimale acceptable | Valeur maximale acceptable | **Méthodes** Accréditées | Non accréditées |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| KZK-1 | PNB | 59,7 | kg CaCO3/t | <1,9 | | 56,9 | 60,9 | | TMT-E19C |
| KZK-1 | PNB | 59,8 | kg CaCO3/t | <1,9 | | 56,9 | 60,9 | | TMT-E19C |
| UTS-1 | SO4 | 0,886 | % S | <0,05 | <0,05 | 0,83 | 0,93 | | TMT-E19B |
| UTS-4 | SO4 | 1,76 | % S | <0,05 | | 1,68 | 1,80 | | TMT-E19B |
| UTS-1 | SO4 | 0,866 | % S | <0,05 | <0,05 | 0,83 | 0,93 | | TMT-E19B |
| UTS-4 | SO4 | 1,71 | % S | <0,05 | | 1,68 | 1,80 | | TMT-E19B |
| UTS-1 | SO4 | 0,902 | % S | <0,05 | <0,05 | 0,83 | 0,93 | | TMT-E19B |
| UTS-4 | SO4 | 1,71 | % S | <0,05 | | 1,68 | 1,80 | | TMT-E19B |
| Oreas 24b | Soufre | 0,201 | %S | <0,003 | <0,003 | 0,164 | 0,216 | TMT-E19E | |
| SU-1b | Soufre | 14,1 | % S | <0,003 | | 13,72 | 14,56 | TMT-E19E | |
| NBM-1 | $pH_{1:1}$ | 8,55 | | | | 8,12 | 8,78 | | S-2,20 |
| GTS-2a | Hg | 91% | % récup. | <0,5 | <0,5 | 80 | 120 | | TMT-E13G |
| Oreas 24b | As | 109% | % récup. | <0,1 | <0,1 | 80 | 120 | | TMT-E13G |
| Oreas 24b | Ba | 90% | % récup. | <1 | <1 | 80 | 120 | | TMT-G5F |
| Oreas 24b | Cd | 90% | % récup. | <0,01 | <0,01 | 80 | 120 | | TMT-E13G |
| Oreas 24b | Co | 89% | % récup. | <1 | <1 | 80 | 120 | | TMT-E13G |
| Oreas 24b | Cr | 93% | % récup. | <0,1 | <0,1 | 80 | 120 | | TMT-E13G |
| Oreas 24b | Cu | 93% | % récup. | <1 | <1 | 80 | 120 | | TMT-G5F |
| Oreas 24b | Mn | 95% | % récup. | <1 | <1 | 80 | 120 | | TMT-G5F |
| Oreas 24b | Mo | 82% | % récup. | <0,1 | <0,1 | 80 | 120 | | TMT-E13G |
| Oreas 24b | Ni | 92% | % récup. | <0,1 | <0,1 | 80 | 120 | | TMT-E13G |
| Oreas 24b | P | 99% | % récup. | <1 | <1 | 80 | 120 | | TMT-G5F |
| Oreas 24b | Pb | 92% | % récup. | <1 | <1 | 80 | 120 | | TMT-E13G |
| Oreas 24b | Zn | 98% | % récup. | <1 | <1 | 80 | 120 | | TMT-G5F |

| **Duplicatas** | | | | **Duplicatas** | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| ALD-017 | Soufre | 0,217 | %S | ALD-017 | SO4 | 0,194 | % S |
| ALD-026 | Soufre | 1,59 | %S | ALD-023 | SO4 | 0,641 | % S |
| ALD-014 | PNB | -4,1 | kg CaCO3/t | ALD-017 | $pH_{1:1}$ | 4,16 | |

Date de prélèvement : 2016-07-06
Date de réception : 2016-07-07
Projet : 100446 à 100462
Prélevé par : Ann Lamontagne/Maude L. Michaud
Matrice : Sédiments
Échantillon (id client) : Multiples (17)

## Suite - Contrôles métaux

| | Blanc | Original | Duplicata | Original | Duplicata | Original | Duplicata | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | 100449 | 100449-dup | 100454 | 100454-dup | 100462 | 100462-dup | |
| Argent | <0,1 | <0,1 | <0,1 | 0,2 | <0,1 | 0,2 | 0,3 | mg/kg |
| Arsenic | <0,1 | 1,2 | 1,0 | 0,7 | 0,7 | 0,6 | 0,6 | mg/kg |
| Baryum | <1 | 254 | 252 | 255 | 255 | 412 | 410 | mg/kg |
| Cadmium | <0,01 | 0,32 | 0,32 | 0,05 | 0,04 | 0,16 | 0,13 | mg/kg |
| Cobalt | <1 | 2 | 2 | 5 | 5 | <1 | <1 | mg/kg |
| Chrome | <0,1 | 15,9 | 13,9 | 34,8 | 37,1 | 3,2 | 3,4 | mg/kg |
| Cuivre | <1 | 392 | 390 | 29 | 28 | 580 | 576 | mg/kg |
| Fer | <0,01% | 9,89 | 9,70 | 2,41 | 2,39 | 4,24 | 4,23 | % |
| Mercure | <0,5 | 4,4 | 4,1 | 7,8 | 9,1 | 3,3 | 2,0 | µg/kg |
| Manganèse | <1 | 89 | 88 | 214 | 212 | 41 | 41 | mg/kg |
| Molybdène | <0,1 | 1,5 | 1,3 | 1,3 | 1,2 | 1,3 | 1,3 | mg/kg |
| Nickel | <0,1 | 3,1 | 2,8 | 15,6 | 16,8 | 0,5 | 0,4 | mg/kg |
| Phosphore | <1 | 1429 | 1464 | 504 | 506 | 617 | 622 | mg/kg |
| Plomb | <1 | 5 | 4 | 5 | 5 | 8 | 8 | mg/kg |
| Sélénium | <0,1 | <0,1 | <0,1 | 0,2 | 0,2 | <0,1 | <0,1 | mg/kg |
| Étain | <0,1 | 0,1 | 0,1 | 0,2 | 0,2 | <0,1 | <0,1 | mg/kg |
| Zinc | <1 | 136 | 132 | 88 | 87 | 88 | 88 | mg/kg |

| Contrôles liquides 5ppb | | Contrôles liquides 5ppm | | CEE-822-01 | | CEE-822-01 | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| Ag | 102% | Cu | 97% | Ba | 94% | Mo | 83% |
| Mo | 103% | Fe | 97% | Cd | 95% | Ni | 102% |
| Sn | 88% | Mn | 95% | Co | 104% | Pb | 113% |
| Contrôles liquides 5ppm | | Pb | 97% | Cr | 110% | Se | 101% |
| Ag | 95% | Zn | 101% | Cu | 106% | Zn | 101% |
| Ba | 99% | CEE-822-01 | | Fe | 111% | | |
| Co | 95% | As | 103% | Mn | 110% | | |

**TMT-E19D, E : selon la méthode MA. 110-ACISOL 1.0**

| Critère 1 | Critère 2 | Critère 3 |
|---|---|---|
| S < > 0.3% | P.N.B - PA max < > 20 | P.N.B. / PA max < > 3 |
| > = oui | ≥ 20 = non | ≥ 3 = non |
| ≤ = non | < 20 = oui | < 3 = oui |

Un "oui" pour les critères 2 ou 3, associé à un "oui" pour le critère 1
est le signe d'un échantillon potentiellement générateur acide.

---

Critères A,B et C provenant de: Politique de protection des sols et de réhabilitation des terrains contaminés, Annexe 2: Tableau 1: Grille des critères génériques pour les sols.

| mg/kg, sauf Hg=µg/kg | | | | |
|---|---|---|---|---|
| | **A** | **B** | **C** | LDM |
| Argent (Ag) | 2 | 20 | 40 | <0,1 |
| Arsenic (As) | 6 | 30 | 50 | <0,1 |
| Baryum (Ba) | 200 | 500 | 2000 | <1 |
| Cadmium (Cd) | 1,5 | 5 | 20 | <0,01 |
| Cobalt (Co) | 15 | 50 | 300 | <1 |
| Chrome total (Cr) | 85 | 250 | 800 | <0,1 |
| Cuivre (Cu) | 40 | 100 | 500 | <1 |
| Fer | | | | <0,01% |
| Mercure (Hg) | 200 | 2000 | 10000 | <0,5 |
| Manganèse (Mn) | 770 | 1000 | 2200 | <1 |
| Molybdène (Mo) | 2 | 10 | 40 | <0,1 |
| Nickel (Ni) | 50 | 100 | 500 | <0,1 |
| Phosphore | | | | <1 |
| Plomb (Pb) | 50 | 500 | 1000 | <1 |
| Sélénium (Se) | 1 | 3 | 10 | <0,1 |
| Étain (Sn) | 5 | 50 | 300 | <0,1 |
| Zinc (Zn) | 110 | 500 | 1500 | <1 |
| <A | A-B | B-C | >C | |
| Vert | Jaune | Orange | Rouge | |

TECHNI-LAB S.G.B. ABITIBI INC.
245, Rue Roy, CP. 208
Ste-Germaine-Boulé (Québec)
J0Z 1M0

infoquebec@actlabs.com

Client :

Monsieur Patrick Turgeon
EnGlobe Corp. projet Aldermac
129 Ave Marcel-Baril
Rouyn-Noranda
J9X 7B9
1-418-928-9028

ann@lamont-expertconseil.com

| | |
|---|---|
| Date de prélèvement : | 2016-07-08 |
| Date de réception : | 2016-07-08 |
| Projet : | 100465 |
| Prélevé par : | Mme Maude Levesque Michaud |
| Matrice : | Eau de surface |
| Échantillon (id client) : | BA-1 |
| Contenants reçus : | 5 |

Commentaires : Analyse de certains métaux par ICP-OES (TMT-G5F) au lieu d'ICP-MS (TMT-E13G) pour valeurs élevées.

Blancs positifs non-soutrait des échantillons (bore, mercure et vanadium)
Échantillon de contrôle 140-025-037 (EU-L) toléré pour As, Mn et V.

Date d'émission du certificat : 2016-08-03

Ce certificat remplace et annule tous certificats antérieurs, le cas échéant.

AVIS DE CONFIDENTIALITÉ
Ce document est pour l'usage exclusif du client et ne peut être reproduit, sinon en entier, sans l'autorisation écrite de Techni-Lab S.G.B. Abitibi inc.
Si vous avez reçu ce certificat par erreur, soyez avisé que tout usage, reproduction ou distribution de celui-ci est strictement interdit.
Les échantillons seront conservés pendant 30 jours à partir de la date de facturation à moins d'avis écrit du client.
Note : Ces résultats ne se rapportent qu'aux échantillons soumis pour analyse

Les résultats des échantillons sont vérifiés et approuvés

par :_____
Mathieu RANCOURT, chimiste, 2007-109

Date de prélèvement : 2016-07-08
Date de réception : 2016-07-08
Projet : 100465
Prélevé par : Mme Maude Levesque Michaud
Matrice : Eau de surface
Échantillon (id client) : BA-1
Contenants reçus : 5

| Paramètres | Concentrations | Unités | Normes | Date d'analyse | Méthodes | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | | | Accréditées | Non accréditées | Sous-traitance |
| **Métaux extractibles** | | | | | | | |
| Argent | <0,0005 | mg/L | | 2016-07-15 | TMT-E13G | | |
| Aluminium | 18,1 | mg/L | | 2016-07-12 | | TMT-G5F | |
| Arsenic | 0,0076 | mg/L | | 2016-07-15 | TMT-E13G | | |
| Bore | 0,019 | mg/L | | 2016-07-15 | TMT-E13G | | |
| Barium | 0,044 | mg/L | | 2016-07-15 | TMT-E13G | | |
| Béryllium | 0,003 | mg/L | | 2016-07-15 | TMT-E13G | | |
| Calcium | 68,5 | mg/L | | 2016-07-15 | TMT-E13G | | |
| Cadmium | 0,0285 | mg/L | | 2016-07-15 | TMT-E13G | | |
| Cobalt | 0,682 | mg/L | | 2016-07-15 | TMT-E13G | | |
| Chrome | 0,005 | mg/L | | 2016-07-15 | TMT-E13G | | |
| Cuivre | 2,56 | mg/L | | 2016-07-15 | TMT-E13G | | |
| Fer | 497 | mg/L | | 2016-07-12 | | TMT-G5F | |
| Mercure | 0,000012 | mg/L | | 2016-07-18 | TMT-E13G | | |
| Potassium | 3,06 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Magnésium | 94,2 | mg/L | | 2016-07-15 | TMT-E13G | | |
| Manganèse | 6,07 | mg/L | | 2016-07-12 | | TMT-G5F | |
| Molybdène | <0,001 | mg/L | | 2016-07-15 | TMT-E13G | | |
| Sodium | 4,04 | mg/L | | 2016-07-15 | TMT-E13G | | |
| Nickel | 0,169 | mg/L | | 2016-07-15 | TMT-E13G | | |
| Plomb | 0,001 | mg/L | | 2016-07-15 | TMT-E13G | | |
| Antimoine | <0,0001 | mg/L | | 2016-07-15 | TMT-E13G | | |
| Sélénium | 0,0007 | mg/L | | 2016-07-15 | TMT-E13G | | |
| Étain | <0,0001 | mg/L | | 2016-07-15 | TMT-E13G | | |
| Thorium | 0,0010 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Thallium | <0,001 | mg/L | | 2016-07-15 | TMT-E13G | | |
| Uranium | <0,001 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |

Date de prélèvement : 2016-07-08
Date de réception : 2016-07-08
Projet : 100465
Prélevé par : Mme Maude Levesque Michaud
Matrice : Eau de surface
Échantillon (id client) : BA-1
Contenants reçus : 5

| Paramètres | Concentrations | Unités | Normes | Date d'analyse | Méthodes | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | | | Accréditées | Non accréditées | Sous-traitance |
| Vanadium | 0,0026 | mg/L | | 2016-07-15 | TMT-E13G | | |
| Zinc | 16,7 | mg/L | | 2016-07-12 | | TMT-G5F | |
| **Métaux dissous** | | | | | | | |
| Argent | <0,0005 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Aluminium | 18,3 | mg/L | | 2016-07-12 | | TMT-G5F | |
| Arsenic | 0,0081 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Bore | 0,073 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Barium | 0,049 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Béryllium | 0,004 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Calcium | 66,0 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Cadmium | 0,0304 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Cobalt | 0,708 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Chrome | 0,006 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Cuivre | 2,68 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Fer | 491 | mg/L | | 2016-07-12 | | TMT-G5F | |
| Mercure dissous | 0,000011 | mg/L | | 2016-07-18 | | TMT-E13G | |
| Potassium | 3,72 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Magnésium | 92,5 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Manganèse | 5,98 | mg/L | | 2016-07-12 | | TMT-G5F | |
| Molybdène | <0,001 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Sodium | 4,74 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Nickel | 0,183 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Plomb | 0,002 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Antimoine | <0,0001 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Sélénium | 0,0007 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Étain | 0,0002 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |

Date de prélèvement : 2016-07-08
Date de réception : 2016-07-08
Projet : 100465
Prélevé par : Mme Maude Levesque Michaud
Matrice : Eau de surface
Échantillon (id client) : BA-1
Contenants reçus : 5

| Paramètres | Concentrations | Unités | Normes | Date d'analyse | Méthodes | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | | | Accréditées | Non accréditées | Sous-traitance |
| Thorium | 0,0012 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Thallium | <0,001 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Uranium | <0,001 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Vanadium | 0,0030 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Zinc | 16,4 | mg/L | | 2016-07-12 | | TMT-G5F | |
| Acidité | 1320 | mg $CaCO_3$/L | | 2016-07-13 | | TMT-E1 | |
| Alcalinité | <2 | mg $CaCO_3$/L | | 2016-07-12 | | TMT-E2 | |
| Carbonates | <2 | mg/L | | 2016-07-12 | | TMT-E2 | |
| Chlorures | 4,9 | mg/L | | 2016-07-14 | TMT-E5 | | |
| Conductivité | 2740 | µS/cm | | 2016-07-08 | TMT-E6 | | |
| Dureté | 559 | mg $CaCO_3$/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13D | |
| Fluorures | 1,31 | mg F/L | | 2016-07-13 | | TMT-E10 | |
| MES | 3,7 | mg/L | | 2016-07-08 | TMT-E12A | | |
| Nitrites-Nitrates | 0,26 | mg N/L | | 2016-07-12 | TMT-E14A | | |
| pH | 2,76 | | | 2016-07-08 | TMT-E16 | | |
| Phosphore total | <0,005 | mg P/L | | 2016-07-22 | | TMT-E17A | |
| Sulfates | 1690 | mg/L | | 2016-07-15 | TMT-E20B | | |

Date de prélèvement : 2016-07-08
Date de réception : 2016-07-08
Projet : 100465
Prélevé par : Mme Maude Levesque Michaud
Matrice : Eau de surface
Échantillon (id client) : BA-1

| MRC / MR | Paramètres | Concentrations obtenues | Unités | LDM | Blanc | Valeur minimale acceptable | Valeur maximale acceptable | **Méthodes** Accréditées | Non accréditées |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| 15LO40012 | Acidité | 505 | mg $CaCO_3$/L | <2 | <2 | 425 | 575 | | TMT-E1 |
| S225-698 | Alcalinité | 143 | mg $CaCO_3$/L | <2 | <2 | 129 | 159,0 | | TMT-E2 |
| S225-698 | Chlorures | 32,1 | mg/L | <0,8 | <0,8 | 28,3 | 36,3 | TMT-E5 | |
| 2503A74 | conductivité | 1420 | µS/cm | <0,8 | <0,8 | 1342 | 1484 | TMT-E6 | |
| S225-698 | Fluorure | 4,21 | mg F/L | <0,007 | <0,007 | 3,67 | 4,77 | TMT-E10 | |
| Celite ® 20 | MES | 19,7 | mg/L | <2,2 | <2,2 | 17 | 23 | TMT-E12A | |
| Celite ® 500 | MES | 493 | mg/L | <2,2 | | 400 | 600 | TMT-E12A | |
| 394901-02-01 | $NO_2$.$NO_3$ | 10,3 | mg N/L | <0,02 | <0,02 | 9,51 | 11,7 | TMT-E14A | |
| MRpH4,2 | pH | 4,22 | | | 6,36 | 4,05 | 4,35 | TMT-E16 | |
| MRpH7,3 | pH | 7,30 | | | | 7,15 | 7,45 | TMT-E16 | TMT-E17A |
| MRpH9,8 | pH | 9,78 | | | | 9,65 | 9,95 | TMT-E16 | |
| 394901-02-01 | Phosphore | 0,893 | mg P/L | <0,005 | <0,005 | 0,218 | 0,259 | | |
| S225-698 | Sulfate | 217 | mg/L | <0,9 | <0,9 | 181 | 250 | TMT-E20B | |
| CEE-822-01 filtr. | Aluminium | 5,79 | mg/L | <0,005 | <0,005 | 4,33 | 8,05 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 filtr. | Arsenic | 0,270 | mg/L | <0,0001 | <0,0001 | 0,156 | 0,410 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 filtr. | Bore | 2,80 | mg/L | <0,010 | 0,037 | 2,02 | 3,74 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 filtr. | Baryum | 2,21 | mg/L | <0,010 | <0,010 | 1,69 | 3,13 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 filtr. | Béryllium | 1,83 | mg/L | <0,001 | <0,001 | 1,19 | 2,21 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 filtr. | Calcium | 10,25 | mg/L | <0,100 | <0,100 | 6,99 | 13,00 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 filtr. | Cadmium | 0,82 | mg/L | <0,0004 | <0,0004 | 0,630 | 1,170 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 filtr. | Cobalt | 1,53 | mg/L | <0,0001 | <0,0001 | 1,08 | 2,02 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 filtr. | Chrome | 4,30 | mg/L | <0,001 | <0,001 | 2,84 | 5,26 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 filtr. | Cuivre | 1,25 | mg/L | <0,0020 | <0,0020 | 0,868 | 1,610 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 filtr. | Dureté | 53 | mg $CaCO_3$/L | <1 | <1 | 35 | 66 | | TMT-E13D |
| CEE-822-01 filtr. | Fer | 10,13 | mg/L | <0,020 | <0,020 | 8,92 | 12,1 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 filtr. | Potassium | 19,65 | mg/L | <0,100 | <0,100 | 12,5 | 23,1 | | TMT-E13G |
| CEE-822-01 filtr. | Magnésium | 6,65 | mg/L | <0,100 | <0,100 | 4,35 | 8,07 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 filtr. | Manganèse | 4,08 | mg/L | <0,005 | <0,005 | 2,71 | 5,03 | TMT-E13G | |

Date de prélèvement : 2016-07-08
Date de réception : 2016-07-08
Projet : 100465
Prélevé par : Mme Maude Levesque Michaud
Matrice : Eau de surface
Échantillon (id client) : BA-1

| MRC / MR | Paramètres | Concentrations obtenues | Unités | LDM | Blanc | Valeur minimale acceptable | Valeur maximale acceptable | **Méthodes** | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | | | | | | Accréditées | Non accréditées |
| CEE-822-01 filtr. | Molybdène | 0,57 | mg/L | <0,001 | <0,001 | 0,495 | 0,919 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 filtr. | Sodium | 15,7 | mg/L | <0,400 | <0,400 | 9,45 | 17,60 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 filtr. | Nickel | 1,12 | mg/L | <0,001 | <0,001 | 0,791 | 1,470 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 filtr. | Plomb | 0,97 | mg/L | <0,001 | <0,001 | 0,630 | 1,170 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 filtr. | Antimoine | 0,170 | mg/L | <0,001 | <0,001 | 0,155 | 0,289 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 filtr. | Sélénium | 1,39 | mg/L | <0,0001 | <0,0001 | 0,945 | 1,760 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 filtr. | Uranium | 1,69 | mg/L | <0,001 | <0,001 | 1,23 | 2,29 | | TMT-E13G |
| CEE-822-01 filtr. | Vanadium | 2,09 | mg/L | <0,0001 | <0,0001 | 1,39 | 2,59 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 filtr. | Zinc | 4,70 | mg/L | <0,002 | <0,002 | 3,84 | 5,20 | TMT-E13G | |
| CQ 10 ppb | Argent | 119 | % | <0,0005 | <0,0005 | 80 | 120 | | TMT-E13G |
| CQ 10 ppb | Étain | 98 | % | <0,0001 | <0,0001 | 80 | 120 | | TMT-E13G |
| CQ 10 ppb | Thorium | 93 | % | <0,0005 | <0,0005 | 80 | 120 | | TMT-E13G |
| CQ 10 ppb | Thallium | 106 | % | <0,001 | <0,001 | 80 | 120 | | TMT-E13G |
| 140-025-037 (EU-L) | Aluminium | 0,070 | mg/L | <0,005 | <0,005 | 0,0563 | 0,0934 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Arsenic | 0,0706 | mg/L | <0,0001 | <0,0001 | 0,0707 | 0,0877 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Bore | 0,105 | mg/L | <0,010 | 0,049 | 0,099 | 0,129 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Baryum | 0,118 | mg/L | <0,010 | <0,010 | 0,104 | 0,143 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Béryllium | 0,011 | mg/L | <0,001 | <0,001 | 0,0102 | 0,0136 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Calcium | 2,31 | mg/L | <0,100 | <0,100 | 1,92 | 2,53 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Cadmium | 0,0212 | mg/L | <0,0004 | <0,0004 | 0,0198 | 0,0259 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Cobalt | 0,078 | mg/L | <0,0001 | <0,0001 | 0,0688 | 0,0921 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Chrome | 0,070 | mg/L | <0,001 | <0,001 | 0,053 | 0,070 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Cuivre | 0,103 | mg/L | <0,0020 | <0,0020 | 0,0924 | 0,1210 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Fer | 0,076 | mg/L | <0,020 | <0,020 | 0,0541 | 0,0766 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Potassium | 2,17 | mg/L | <0,100 | <0,100 | 1,92 | 2,34 | | TMT-E13G |
| 140-025-037 (EU-L) | Magnésium | 0,995 | mg/L | <0,100 | <0,100 | 0,850 | 1,17 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Manganèse | 0,135 | mg/L | <0,005 | <0,005 | 0,109 | 0,132 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Molybdène | 0,040 | mg/L | <0,001 | <0,001 | 0,033 | 0,048 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Sodium | 6,203 | mg/L | <0,400 | <0,400 | 5,29 | 6,56 | TMT-E13G | |

Date de prélèvement : 2016-07-08
Date de réception : 2016-07-08
Projet : 100465
Prélevé par : Mme Maude Levesque Michaud
Matrice : Eau de surface
Échantillon (id client) : BA-1

| MRC / MR | Paramètres | Concentrations obtenues | Unités | LDM | Blanc | Valeur minimale acceptable | Valeur maximale acceptable | Méthodes | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | | | | | | Accréditées | Non accréditées |
| 140-025-037 (EU-L) | Nickel | 0,078 | mg/L | <0,001 | <0,001 | 0,069 | 0,094 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Plomb | 0,044 | mg/L | <0,001 | <0,001 | 0,036 | 0,047 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Antimoine | 0,0179 | mg/L | <0,0001 | <0,0001 | 0,0151 | 0,0221 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Sélénium | 0,0294 | mg/L | <0,0001 | <0,0001 | 0,0223 | 0,0308 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Thallium | 0,088 | mg/L | <0,001 | <0,001 | 0,073 | 0,092 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Uranium | 0,106 | mg/L | <0,001 | <0,001 | 0,0836 | 0,121 | | TMT-E13G |
| 140-025-037 (EU-L) | Vanadium | 0,0542 | mg/L | <0,0001 | 0,0002 | 0,0436 | 0,0532 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Zinc | 0,029 | mg/L | <0,002 | <0,002 | 0,023 | 0,035 | TMT-E13G | |
| C013-1341 | Mercure diss. | 0,000954 | mg/L | <0,00000 | <0,000005 | 0,000816 | 0,001260 | TMT-E13G | |
| PRE08-1(88) | Mercure | 0,00789 | mg/L | <0,00000 | 0,000017 | 0,003440 | 0,013760 | TMT-E13G | |

TECHNI-LAB S.G.B. ABITIBI INC.
245, Rue Roy, CP. 208
Ste-Germaine-Boulé (Québec)
J0Z 1M0

infoquebec@actlabs.com

Client :

Monsieur Patrick Turgeon
EnGlobe Corp. projet Aldermac
129 Ave Marcel-Baril
Rouyn-Noranda
J9X 7B9
1-418-928-9028

ann@lamont-expertconseil.com

| | |
|---|---|
| Date de prélèvement : | 2016-07-08 |
| Date de réception : | 2016-07-08 |
| Projet : | 100467 |
| Prélevé par : | Mme Maude Levesque Michaud |
| Matrice : | Eau de surface |
| Échantillon (id client) : | BA-3 |
| Contenants reçus : | 5 |

Commentaires : Analyse de certains métaux par ICP-OES (TMT-G5F) au lieu d'ICP-MS (TMT-E13G) pour valeurs élevées.

Blancs positifs non-soutrait des échantillons (bore, mercure et vanadium)
Échantillon de contrôle 140-025-037 (EU-L) toléré pour As, Mn et V.

Date d'émission du certificat : 2016-08-03

Ce certificat remplace et annule tous certificats antérieurs, le cas échéant.

AVIS DE CONFIDENTIALITÉ
Ce document est pour l'usage exclusif du client et ne peut être reproduit, sinon en entier, sans l'autorisation écrite de Techni-Lab S.G.B. Abitibi inc.
Si vous avez reçu ce certificat par erreur, soyez avisé que tout usage, reproduction ou distribution de celui-ci est strictement interdit.
Les échantillons seront conservés pendant 30 jours à partir de la date de facturation à moins d'avis écrit du client.
Note : Ces résultats ne se rapportent qu'aux échantillons soumis pour analyse

Les résultats des échantillons sont vérifiés et approuvés

par :_____
Mathieu RANCOURT, chimiste, 2007-109

Date de prélèvement : 2016-07-08
Date de réception : 2016-07-08
Projet : 100467
Prélevé par : Mme Maude Levesque Michaud
Matrice : Eau de surface
Échantillon (id client) : BA-3
Contenants reçus : 5

| Paramètres | Concentrations | Unités | Normes | Date d'analyse | Méthodes | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | | | Accréditées | Non accréditées | Sous-traitance |
| **Métaux extractibles** | | | | | | | |
| Argent | <0,0005 | mg/L | | 2016-07-15 | TMT-E13G | | |
| Aluminium | 0,772 | mg/L | | 2016-07-15 | TMT-E13G | | |
| Arsenic | 0,0002 | mg/L | | 2016-07-15 | TMT-E13G | | |
| Bore | <0,010 | mg/L | | 2016-07-15 | TMT-E13G | | |
| Barium | 0,043 | mg/L | | 2016-07-15 | TMT-E13G | | |
| Béryllium | <0,001 | mg/L | | 2016-07-15 | TMT-E13G | | |
| Calcium | 60,4 | mg/L | | 2016-07-15 | TMT-E13G | | |
| Cadmium | <0,0004 | mg/L | | 2016-07-15 | TMT-E13G | | |
| Cobalt | 0,0109 | mg/L | | 2016-07-15 | TMT-E13G | | |
| Chrome | <0,001 | mg/L | | 2016-07-15 | TMT-E13G | | |
| Cuivre | 0,0076 | mg/L | | 2016-07-15 | TMT-E13G | | |
| Fer | 118 | mg/L | | 2016-07-15 | TMT-E13G | | |
| Mercure | 0,000005 | mg/L | | 2016-07-18 | TMT-E13G | | |
| Potassium | 7,21 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Magnésium | 14,0 | mg/L | | 2016-07-15 | TMT-E13G | | |
| Manganèse | 0,973 | mg/L | | 2016-07-15 | TMT-E13G | | |
| Molybdène | 0,001 | mg/L | | 2016-07-15 | TMT-E13G | | |
| Sodium | 2,44 | mg/L | | 2016-07-15 | TMT-E13G | | |
| Nickel | 0,005 | mg/L | | 2016-07-15 | TMT-E13G | | |
| Plomb | <0,001 | mg/L | | 2016-07-15 | TMT-E13G | | |
| Antimoine | <0,0001 | mg/L | | 2016-07-15 | TMT-E13G | | |
| Sélénium | 0,0001 | mg/L | | 2016-07-15 | TMT-E13G | | |
| Étain | <0,0001 | mg/L | | 2016-07-15 | TMT-E13G | | |
| Thorium | <0,0005 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Thallium | <0,001 | mg/L | | 2016-07-15 | TMT-E13G | | |
| Uranium | <0,001 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |

Date de prélèvement : 2016-07-08
Date de réception : 2016-07-08
Projet : 100467
Prélevé par : Mme Maude Levesque Michaud
Matrice : Eau de surface
Échantillon (id client) : BA-3
Contenants reçus : 5

| Paramètres | Concentrations | Unités | Normes | Date d'analyse | Méthodes | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | | | Accréditées | Non accréditées | Sous-traitance |
| Vanadium | <0,0001 | mg/L | | 2016-07-15 | TMT-E13G | | |
| Zinc | 0,717 | mg/L | | 2016-07-15 | TMT-E13G | | |
| **Métaux dissous** | | | | | | | |
| Argent | <0,0005 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Aluminium | 0,807 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Arsenic | 0,0003 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Bore | <0,010 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Barium | 0,042 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Béryllium | <0,001 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Calcium | 57,4 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Cadmium | <0,0004 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Cobalt | 0,0107 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Chrome | <0,001 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Cuivre | 0,0080 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Fer | 104 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Mercure dissous | <0,000005 | mg/L | | 2016-07-18 | | TMT-E13G | |
| Potassium | 7,00 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Magnésium | 14,1 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Manganèse | 0,875 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Molybdène | <0,001 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Sodium | 2,34 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Nickel | 0,005 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Plomb | <0,001 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Antimoine | <0,0001 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Sélénium | <0,0001 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Étain | 0,0001 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |

Date de prélèvement : 2016-07-08
Date de réception : 2016-07-08
Projet : 100467
Prélevé par : Mme Maude Levesque Michaud
Matrice : Eau de surface
Échantillon (id client) : BA-3
Contenants reçus : 5

| Paramètres | Concentrations | Unités | Normes | Date d'analyse | Méthodes | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | | | Accréditées | Non accréditées | Sous-traitance |
| Thorium | <0,0005 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Thallium | <0,001 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Uranium | <0,001 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Vanadium | <0,0001 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Zinc | 0,762 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Acidité | 230 | mg $CaCO_3$/L | | 2016-07-13 | | TMT-E1 | |
| Alcalinité | <2 | mg $CaCO_3$/L | | 2016-07-12 | | TMT-E2 | |
| Carbonates | <2 | mg/L | | 2016-07-12 | | TMT-E2 | |
| Chlorures | <0,8 | mg/L | | 2016-07-14 | TMT-E5 | | |
| Conductivité | 1050 | µS/cm | | 2016-07-08 | TMT-E6 | | |
| Dureté | 208 | mg $CaCO_3$/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13D | |
| Fluorures | 0,125 | mg F/L | | 2016-07-13 | | TMT-E10 | |
| MES | 3,3 | mg/L | | 2016-07-08 | TMT-E12A | | |
| Nitrites-Nitrates | 0,17 | mg N/L | | 2016-07-12 | TMT-E14A | | |
| pH | 3,15 | | | 2016-07-08 | TMT-E16 | | |
| Phosphore total | <0,005 | mg P/L | | 2016-07-22 | | TMT-E17A | |
| Sulfates | 442 | mg/L | | 2016-07-15 | TMT-E20B | | |

Date de prélèvement : 2016-07-08
Date de réception : 2016-07-08
Projet : 100467
Prélevé par : Mme Maude Levesque Michaud
Matrice : Eau de surface
Échantillon (id client) : BA-3

| MRC / MR | Paramètres | Concentrations obtenues | Unités | LDM | Blanc | Valeur minimale acceptable | Valeur maximale acceptable | **Méthodes** Accréditées | Non accréditées |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| 15LO40012 | Acidité | 505 | mg $CaCO_3$/L | <2 | <2 | 425 | 575 | | TMT-E1 |
| S225-698 | Alcalinité | 143 | mg $CaCO_3$/L | <2 | <2 | 129 | 159,0 | | TMT-E2 |
| S225-698 | Chlorures | 32,1 | mg/L | <0,8 | <0,8 | 28,3 | 36,3 | TMT-E5 | |
| 2503A74 | conductivité | 1420 | µS/cm | <0,8 | <0,8 | 1342 | 1484 | TMT-E6 | |
| S225-698 | Fluorure | 4,21 | mg F/L | <0,007 | <0,007 | 3,67 | 4,77 | TMT-E10 | |
| Celite ® 20 | MES | 19,7 | mg/L | <2,2 | <2,2 | 17 | 23 | TMT-E12A | |
| Celite ® 500 | MES | 493 | mg/L | <2,2 | | 400 | 600 | TMT-E12A | |
| 394901-02-01 | $NO_2$.$NO_3$ | 10,3 | mg N/L | <0,02 | <0,02 | 9,51 | 11,7 | TMT-E14A | |
| MRpH4,2 | pH | 4,22 | | | 6,36 | 4,05 | 4,35 | TMT-E16 | |
| MRpH7,3 | pH | 7,30 | | | | 7,15 | 7,45 | TMT-E16 | TMT-E17A |
| MRpH9,8 | pH | 9,78 | | | | 9,65 | 9,95 | TMT-E16 | |
| 394901-02-01 | Phosphore | 0,893 | mg P/L | <0,005 | <0,005 | 0,218 | 0,259 | | |
| S225-698 | Sulfate | 217 | mg/L | <0,9 | <0,9 | 181 | 250 | TMT-E20B | |
| CEE-822-01 filtr. | Aluminium | 5,79 | mg/L | <0,005 | <0,005 | 4,33 | 8,05 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 filtr. | Arsenic | 0,270 | mg/L | <0,0001 | <0,0001 | 0,156 | 0,410 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 filtr. | Bore | 2,80 | mg/L | <0,010 | 0,037 | 2,02 | 3,74 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 filtr. | Baryum | 2,21 | mg/L | <0,010 | <0,010 | 1,69 | 3,13 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 filtr. | Béryllium | 1,83 | mg/L | <0,001 | <0,001 | 1,19 | 2,21 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 filtr. | Calcium | 10,25 | mg/L | <0,100 | <0,100 | 6,99 | 13,00 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 filtr. | Cadmium | 0,82 | mg/L | <0,0004 | <0,0004 | 0,630 | 1,170 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 filtr. | Cobalt | 1,53 | mg/L | <0,0001 | <0,0001 | 1,08 | 2,02 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 filtr. | Chrome | 4,30 | mg/L | <0,001 | <0,001 | 2,84 | 5,26 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 filtr. | Cuivre | 1,25 | mg/L | <0,0020 | <0,0020 | 0,868 | 1,610 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 filtr. | Dureté | 53 | mg $CaCO_3$/L | <1 | <1 | 35 | 66 | | TMT-E13D |
| CEE-822-01 filtr. | Fer | 10,13 | mg/L | <0,020 | <0,020 | 8,92 | 12,1 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 filtr. | Potassium | 19,65 | mg/L | <0,100 | <0,100 | 12,5 | 23,1 | | TMT-E13G |
| CEE-822-01 filtr. | Magnésium | 6,65 | mg/L | <0,100 | <0,100 | 4,35 | 8,07 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 filtr. | Manganèse | 4,08 | mg/L | <0,005 | <0,005 | 2,71 | 5,03 | TMT-E13G | |

Date de prélèvement : 2016-07-08
Date de réception : 2016-07-08
Projet : 100467
Prélevé par : Mme Maude Levesque Michaud
Matrice : Eau de surface
Échantillon (id client) : BA-3

| MRC / MR | Paramètres | Concentrations obtenues | Unités | LDM | Blanc | Valeur minimale acceptable | Valeur maximale acceptable | Méthodes | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | | | | | | Accréditées | Non accréditées |
| CEE-822-01 filtr. | Molybdène | 0,57 | mg/L | <0,001 | <0,001 | 0,495 | 0,919 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 filtr. | Sodium | 15,7 | mg/L | <0,400 | <0,400 | 9,45 | 17,60 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 filtr. | Nickel | 1,12 | mg/L | <0,001 | <0,001 | 0,791 | 1,470 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 filtr. | Plomb | 0,97 | mg/L | <0,001 | <0,001 | 0,630 | 1,170 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 filtr. | Antimoine | 0,170 | mg/L | <0,001 | <0,001 | 0,155 | 0,289 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 filtr. | Sélénium | 1,39 | mg/L | <0,0001 | <0,0001 | 0,945 | 1,760 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 filtr. | Uranium | 1,69 | mg/L | <0,001 | <0,001 | 1,23 | 2,29 | | TMT-E13G |
| CEE-822-01 filtr. | Vanadium | 2,09 | mg/L | <0,0001 | <0,0001 | 1,39 | 2,59 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 filtr. | Zinc | 4,70 | mg/L | <0,002 | <0,002 | 3,84 | 5,20 | TMT-E13G | |
| CQ 10 ppb | Argent | 119 | % | <0,0005 | <0,0005 | 80 | 120 | | TMT-E13G |
| CQ 10 ppb | Étain | 98 | % | <0,0001 | <0,0001 | 80 | 120 | | TMT-E13G |
| CQ 10 ppb | Thorium | 93 | % | <0,0005 | <0,0005 | 80 | 120 | | TMT-E13G |
| CQ 10 ppb | Thallium | 106 | % | <0,001 | <0,001 | 80 | 120 | | TMT-E13G |
| 140-025-037 (EU-L) | Aluminium | 0,070 | mg/L | <0,005 | <0,005 | 0,0563 | 0,0934 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Arsenic | 0,0706 | mg/L | <0,0001 | <0,0001 | 0,0707 | 0,0877 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Bore | 0,105 | mg/L | <0,010 | 0,049 | 0,099 | 0,129 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Baryum | 0,118 | mg/L | <0,010 | <0,010 | 0,104 | 0,143 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Béryllium | 0,011 | mg/L | <0,001 | <0,001 | 0,0102 | 0,0136 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Calcium | 2,31 | mg/L | <0,100 | <0,100 | 1,92 | 2,53 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Cadmium | 0,0212 | mg/L | <0,0004 | <0,0004 | 0,0198 | 0,0259 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Cobalt | 0,078 | mg/L | <0,0001 | <0,0001 | 0,0688 | 0,0921 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Chrome | 0,070 | mg/L | <0,001 | <0,001 | 0,053 | 0,070 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Cuivre | 0,103 | mg/L | <0,0020 | <0,0020 | 0,0924 | 0,1210 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Fer | 0,076 | mg/L | <0,020 | <0,020 | 0,0541 | 0,0766 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Potassium | 2,17 | mg/L | <0,100 | <0,100 | 1,92 | 2,34 | | TMT-E13G |
| 140-025-037 (EU-L) | Magnésium | 0,995 | mg/L | <0,100 | <0,100 | 0,850 | 1,17 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Manganèse | 0,135 | mg/L | <0,005 | <0,005 | 0,109 | 0,132 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Molybdène | 0,040 | mg/L | <0,001 | <0,001 | 0,033 | 0,048 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Sodium | 6,203 | mg/L | <0,400 | <0,400 | 5,29 | 6,56 | TMT-E13G | |

Date de prélèvement : 2016-07-08
Date de réception : 2016-07-08
Projet : 100467
Prélevé par : Mme Maude Levesque Michaud
Matrice : Eau de surface
Échantillon (id client) : BA-3

| MRC / MR | Paramètres | Concentrations obtenues | Unités | LDM | Blanc | Valeur minimale acceptable | Valeur maximale acceptable | **Méthodes** | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | | | | | | Accréditées | Non accréditées |
| 140-025-037 (EU-L) | Nickel | 0,078 | mg/L | <0,001 | <0,001 | 0,069 | 0,094 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Plomb | 0,044 | mg/L | <0,001 | <0,001 | 0,036 | 0,047 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Antimoine | 0,0179 | mg/L | <0,0001 | <0,0001 | 0,0151 | 0,0221 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Sélénium | 0,0294 | mg/L | <0,0001 | <0,0001 | 0,0223 | 0,0308 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Thallium | 0,088 | mg/L | <0,001 | <0,001 | 0,073 | 0,092 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Uranium | 0,106 | mg/L | <0,001 | <0,001 | 0,0836 | 0,121 | | TMT-E13G |
| 140-025-037 (EU-L) | Vanadium | 0,0542 | mg/L | <0,0001 | 0,0002 | 0,0436 | 0,0532 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Zinc | 0,029 | mg/L | <0,002 | <0,002 | 0,023 | 0,035 | TMT-E13G | |
| C013-1341 | Mercure diss. | 0,000954 | mg/L | <0,00000 | <0,000005 | 0,000816 | 0,001260 | TMT-E13G | |
| PRE08-1(88) | Mercure | 0,00789 | mg/L | <0,00000 | 0,000017 | 0,003440 | 0,013760 | TMT-E13G | |

TECHNI-LAB S.G.B. ABITIBI INC.
245, Rue Roy, CP. 208
Ste-Germaine-Boulé (Québec)
J0Z 1M0

infoquebec@actlabs.com

Client :

Monsieur Patrick Turgeon
EnGlobe Corp. projet Aldermac
129 Ave Marcel-Baril
Rouyn-Noranda
J9X 7B9
1-418-928-9028

ann@lamont-expertconseil.com

| | |
|---|---|
| Date de prélèvement : | 2016-07-08 |
| Date de réception : | 2016-07-08 |
| Projet : | 100468 |
| Prélevé par : | Mme Maude Levesque Michaud |
| Matrice : | Eau de surface |
| Échantillon (id client) : | CD-3 16-07-08 |
| Contenants reçus : | 5 |

Commentaires : Analyse de certains métaux par ICP-OES (TMT-G5F) au lieu d'ICP-MS (TMT-E13G) pour valeurs élevées.

Blancs positifs non-soutrait des échantillons (bore, mercure et vanadium)
Échantillon de contrôle 140-025-037 (EU-L) toléré pour As, Mn et V.

Date d'émission du certificat : 2016-08-04

Ce certificat remplace et annule tous certificats antérieurs, le cas échéant.

AVIS DE CONFIDENTIALITÉ
Ce document est pour l'usage exclusif du client et ne peut être reproduit, sinon en entier, sans l'autorisation écrite de Techni-Lab S.G.B. Abitibi inc.
Si vous avez reçu ce certificat par erreur, soyez avisé que tout usage, reproduction ou distribution de celui-ci est strictement interdit.
Les échantillons seront conservés pendant 30 jours à partir de la date de facturation à moins d'avis écrit du client.
Note : Ces résultats ne se rapportent qu'aux échantillons soumis pour analyse

Les résultats des échantillons sont vérifiés et approuvés

par :_____
Mathieu RANCOURT, chimiste, 2007-109

Date de prélèvement : 2016-07-08
Date de réception : 2016-07-08
Projet : 100468
Prélevé par : Mme Maude Levesque Michaud
Matrice : Eau de surface
Échantillon (id client) : CD-3 16-07-08
Contenants reçus : 5

| Paramètres | Concentrations | Unités | Normes | Date d'analyse | Méthodes | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | | | Accréditées | Non accréditées | Sous-traitance |
| **Métaux extractibles** | | | | | | | |
| Argent | <0,0005 | mg/L | | 2016-07-15 | TMT-E13G | | |
| Aluminium | 0,189 | mg/L | | 2016-07-15 | TMT-E13G | | |
| Arsenic | 0,0002 | mg/L | | 2016-07-15 | TMT-E13G | | |
| Bore | <0,010 | mg/L | | 2016-07-15 | TMT-E13G | | |
| Barium | 0,044 | mg/L | | 2016-07-15 | TMT-E13G | | |
| Béryllium | <0,001 | mg/L | | 2016-07-15 | TMT-E13G | | |
| Calcium | 57,9 | mg/L | | 2016-07-15 | TMT-E13G | | |
| Cadmium | <0,0004 | mg/L | | 2016-07-15 | TMT-E13G | | |
| Cobalt | 0,0060 | mg/L | | 2016-07-15 | TMT-E13G | | |
| Chrome | <0,001 | mg/L | | 2016-07-15 | TMT-E13G | | |
| Cuivre | 0,0041 | mg/L | | 2016-07-15 | TMT-E13G | | |
| Fer | 121 | mg/L | | 2016-07-15 | TMT-E13G | | |
| Mercure | <0,000005 | mg/L | | 2016-07-18 | TMT-E13G | | |
| Potassium | 6,51 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Magnésium | 11,1 | mg/L | | 2016-07-15 | TMT-E13G | | |
| Manganèse | 0,806 | mg/L | | 2016-07-15 | TMT-E13G | | |
| Molybdène | 0,008 | mg/L | | 2016-07-15 | TMT-E13G | | |
| Sodium | 1,94 | mg/L | | 2016-07-15 | TMT-E13G | | |
| Nickel | 0,005 | mg/L | | 2016-07-15 | TMT-E13G | | |
| Plomb | <0,001 | mg/L | | 2016-07-15 | TMT-E13G | | |
| Antimoine | <0,0001 | mg/L | | 2016-07-15 | TMT-E13G | | |
| Sélénium | 0,0002 | mg/L | | 2016-07-15 | TMT-E13G | | |
| Étain | <0,0001 | mg/L | | 2016-07-15 | TMT-E13G | | |
| Thorium | <0,0005 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Thallium | <0,001 | mg/L | | 2016-07-15 | TMT-E13G | | |
| Uranium | <0,001 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |

Date de prélèvement : 2016-07-08
Date de réception : 2016-07-08
Projet : 100468
Prélevé par : Mme Maude Levesque Michaud
Matrice : Eau de surface
Échantillon (id client) : CD-3 16-07-08
Contenants reçus : 5

| Paramètres | Concentrations | Unités | Normes | Date d'analyse | Méthodes | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | | | Accréditées | Non accréditées | Sous-traitance |
| Vanadium | <0,0001 | mg/L | | 2016-07-15 | TMT-E13G | | |
| Zinc | 0,289 | mg/L | | 2016-07-15 | TMT-E13G | | |
| **Métaux dissous** | | | | | | | |
| Argent | <0,0005 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Aluminium | 0,118 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Arsenic | 0,0003 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Bore | <0,010 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Barium | 0,044 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Béryllium | <0,001 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Calcium | 53,3 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Cadmium | <0,0004 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Cobalt | 0,0058 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Chrome | <0,001 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Cuivre | 0,0034 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Fer | 109 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Mercure dissous | <0,000005 | mg/L | | 2016-07-18 | | TMT-E13G | |
| Potassium | 6,67 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Magnésium | 11,9 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Manganèse | 0,745 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Molybdène | 0,004 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Sodium | 2,07 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Nickel | 0,004 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Plomb | <0,001 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Antimoine | <0,0001 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Sélénium | 0,0001 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Étain | <0,0001 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |

Date de prélèvement : 2016-07-08
Date de réception : 2016-07-08
Projet : 100468
Prélevé par : Mme Maude Levesque Michaud
Matrice : Eau de surface
Échantillon (id client) : CD-3 16-07-08
Contenants reçus : 5

| Paramètres | Concentrations | Unités | Normes | Date d'analyse | Méthodes | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | | | Accréditées | Non accréditées | Sous-traitance |
| Thorium | <0,0005 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Thallium | <0,001 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Uranium | <0,001 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Vanadium | <0,0001 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Zinc | 0,332 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Acidité | 175 | mg $CaCO_3$/L | | 2016-07-13 | | TMT-E1 | |
| Alcalinité | 2 | mg $CaCO_3$/L | | 2016-07-12 | | TMT-E2 | |
| Carbonates | <2 | mg/L | | 2016-07-12 | | TMT-E2 | |
| Chlorures | 1,5 | mg/L | | 2016-07-14 | TMT-E5 | | |
| Conductivité | 741 | µS/cm | | 2016-07-08 | TMT-E6 | | |
| Dureté | 190 | mg $CaCO_3$/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13D | |
| Fluorures | 0,076 | mg F/L | | 2016-07-13 | | TMT-E10 | |
| MES | 2,3 | mg/L | | 2016-07-08 | TMT-E12A | | |
| Nitrites-Nitrates | 0,23 | mg N/L | | 2016-07-12 | TMT-E14A | | |
| pH | 5,29 | | | 2016-07-08 | TMT-E16 | | |
| Phosphore total | <0,005 | mg P/L | | 2016-07-22 | | TMT-E17A | |
| Sulfates | 403 | mg/L | | 2016-07-15 | TMT-E20B | | |

Date de prélèvement : 2016-07-08
Date de réception : 2016-07-08
Projet : 100468
Prélevé par : Mme Maude Levesque Michaud
Matrice : Eau de surface
Échantillon (id client) : CD-3 16-07-08

| MRC / MR | Paramètres | Concentrations obtenues | Unités | LDM | Blanc | Valeur minimale acceptable | Valeur maximale acceptable | **Méthodes** Accréditées | Non accréditées |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| 15LO40012 | Acidité | 505 | mg $CaCO_3$/L | <2 | <2 | 425 | 575 | | TMT-E1 |
| S225-698 | Alcalinité | 143 | mg $CaCO_3$/L | <2 | <2 | 129 | 159,0 | | TMT-E2 |
| S225-698 | Chlorures | 32,1 | mg/L | <0,8 | <0,8 | 28,3 | 36,3 | TMT-E5 | |
| 2503A74 | conductivité | 1420 | µS/cm | <0,8 | <0,8 | 1342 | 1484 | TMT-E6 | |
| S225-698 | Fluorure | 4,21 | mg F/L | <0,007 | <0,007 | 3,67 | 4,77 | TMT-E10 | |
| Celite ® 20 | MES | 19,7 | mg/L | <2,2 | <2,2 | 17 | 23 | TMT-E12A | |
| Celite ® 500 | MES | 493 | mg/L | <2,2 | | 400 | 600 | TMT-E12A | |
| 394901-02-01 | $NO_2$.$NO_3$ | 10,3 | mg N/L | <0,02 | <0,02 | 9,51 | 11,7 | TMT-E14A | |
| MRpH4,2 | pH | 4,22 | | | 6,36 | 4,05 | 4,35 | TMT-E16 | |
| MRpH7,3 | pH | 7,30 | | | | 7,15 | 7,45 | TMT-E16 | TMT-E17A |
| MRpH9,8 | pH | 9,78 | | | | 9,65 | 9,95 | TMT-E16 | |
| 394901-02-01 | Phosphore | 0,893 | mg P/L | <0,005 | <0,005 | 0,218 | 0,259 | | |
| S225-698 | Sulfate | 217 | mg/L | <0,9 | <0,9 | 181 | 250 | TMT-E20B | |
| CEE-822-01 filtr. | Aluminium | 5,79 | mg/L | <0,005 | <0,005 | 4,33 | 8,05 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 filtr. | Arsenic | 0,270 | mg/L | <0,0001 | <0,0001 | 0,156 | 0,410 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 filtr. | Bore | 2,80 | mg/L | <0,010 | 0,037 | 2,02 | 3,74 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 filtr. | Baryum | 2,21 | mg/L | <0,010 | <0,010 | 1,69 | 3,13 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 filtr. | Béryllium | 1,83 | mg/L | <0,001 | <0,001 | 1,19 | 2,21 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 filtr. | Calcium | 10,25 | mg/L | <0,100 | <0,100 | 6,99 | 13,00 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 filtr. | Cadmium | 0,82 | mg/L | <0,0004 | <0,0004 | 0,630 | 1,170 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 filtr. | Cobalt | 1,53 | mg/L | <0,0001 | <0,0001 | 1,08 | 2,02 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 filtr. | Chrome | 4,30 | mg/L | <0,001 | <0,001 | 2,84 | 5,26 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 filtr. | Cuivre | 1,25 | mg/L | <0,0020 | <0,0020 | 0,868 | 1,610 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 filtr. | Dureté | 53 | mg $CaCO_3$/L | <1 | <1 | 35 | 66 | | TMT-E13D |
| CEE-822-01 filtr. | Fer | 10,13 | mg/L | <0,020 | <0,020 | 8,92 | 12,1 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 filtr. | Potassium | 19,65 | mg/L | <0,100 | <0,100 | 12,5 | 23,1 | | TMT-E13G |
| CEE-822-01 filtr. | Magnésium | 6,65 | mg/L | <0,100 | <0,100 | 4,35 | 8,07 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 filtr. | Manganèse | 4,08 | mg/L | <0,005 | <0,005 | 2,71 | 5,03 | TMT-E13G | |

Date de prélèvement : 2016-07-08
Date de réception : 2016-07-08
Projet : 100468
Prélevé par : Mme Maude Levesque Michaud
Matrice : Eau de surface
Échantillon (id client) : CD-3 16-07-08

| MRC / MR | Paramètres | Concentrations obtenues | Unités | LDM | Blanc | Valeur minimale acceptable | Valeur maximale acceptable | Méthodes | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | | | | | | Accréditées | Non accréditées |
| CEE-822-01 filtr. | Molybdène | 0,57 | mg/L | <0,001 | <0,001 | 0,495 | 0,919 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 filtr. | Sodium | 15,7 | mg/L | <0,400 | <0,400 | 9,45 | 17,60 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 filtr. | Nickel | 1,12 | mg/L | <0,001 | <0,001 | 0,791 | 1,470 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 filtr. | Plomb | 0,97 | mg/L | <0,001 | <0,001 | 0,630 | 1,170 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 filtr. | Antimoine | 0,170 | mg/L | <0,001 | <0,001 | 0,155 | 0,289 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 filtr. | Sélénium | 1,39 | mg/L | <0,0001 | <0,0001 | 0,945 | 1,760 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 filtr. | Uranium | 1,69 | mg/L | <0,001 | <0,001 | 1,23 | 2,29 | | TMT-E13G |
| CEE-822-01 filtr. | Vanadium | 2,09 | mg/L | <0,0001 | <0,0001 | 1,39 | 2,59 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 filtr. | Zinc | 4,70 | mg/L | <0,002 | <0,002 | 3,84 | 5,20 | TMT-E13G | |
| CQ 10 ppb | Argent | 119 | % | <0,0005 | <0,0005 | 80 | 120 | | TMT-E13G |
| CQ 10 ppb | Étain | 98 | % | <0,0001 | <0,0001 | 80 | 120 | | TMT-E13G |
| CQ 10 ppb | Thorium | 93 | % | <0,0005 | <0,0005 | 80 | 120 | | TMT-E13G |
| CQ 10 ppb | Thallium | 106 | % | <0,001 | <0,001 | 80 | 120 | | TMT-E13G |
| 140-025-037 (EU-L) | Aluminium | 0,070 | mg/L | <0,005 | <0,005 | 0,0563 | 0,0934 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Arsenic | 0,0706 | mg/L | <0,0001 | <0,0001 | 0,0707 | 0,0877 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Bore | 0,105 | mg/L | <0,010 | 0,049 | 0,099 | 0,129 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Baryum | 0,118 | mg/L | <0,010 | <0,010 | 0,104 | 0,143 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Béryllium | 0,011 | mg/L | <0,001 | <0,001 | 0,0102 | 0,0136 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Calcium | 2,31 | mg/L | <0,100 | <0,100 | 1,92 | 2,53 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Cadmium | 0,0212 | mg/L | <0,0004 | <0,0004 | 0,0198 | 0,0259 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Cobalt | 0,078 | mg/L | <0,0001 | <0,0001 | 0,0688 | 0,0921 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Chrome | 0,070 | mg/L | <0,001 | <0,001 | 0,053 | 0,070 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Cuivre | 0,103 | mg/L | <0,0020 | <0,0020 | 0,0924 | 0,1210 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Fer | 0,076 | mg/L | <0,020 | <0,020 | 0,0541 | 0,0766 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Potassium | 2,17 | mg/L | <0,100 | <0,100 | 1,92 | 2,34 | | TMT-E13G |
| 140-025-037 (EU-L) | Magnésium | 0,995 | mg/L | <0,100 | <0,100 | 0,850 | 1,17 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Manganèse | 0,135 | mg/L | <0,005 | <0,005 | 0,109 | 0,132 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Molybdène | 0,040 | mg/L | <0,001 | <0,001 | 0,033 | 0,048 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Sodium | 6,203 | mg/L | <0,400 | <0,400 | 5,29 | 6,56 | TMT-E13G | |

Date de prélèvement : 2016-07-08
Date de réception : 2016-07-08
Projet : 100468
Prélevé par : Mme Maude Levesque Michaud
Matrice : Eau de surface
Échantillon (id client) : CD-3 16-07-08

| MRC / MR | Paramètres | Concentrations obtenues | Unités | LDM | Blanc | Valeur minimale acceptable | Valeur maximale acceptable | Méthodes | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | | | | | | Accréditées | Non accréditées |
| 140-025-037 (EU-L) | Nickel | 0,078 | mg/L | <0,001 | <0,001 | 0,069 | 0,094 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Plomb | 0,044 | mg/L | <0,001 | <0,001 | 0,036 | 0,047 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Antimoine | 0,0179 | mg/L | <0,0001 | <0,0001 | 0,0151 | 0,0221 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Sélénium | 0,0294 | mg/L | <0,0001 | <0,0001 | 0,0223 | 0,0308 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Thallium | 0,088 | mg/L | <0,001 | <0,001 | 0,073 | 0,092 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Uranium | 0,106 | mg/L | <0,001 | <0,001 | 0,0836 | 0,121 | | TMT-E13G |
| 140-025-037 (EU-L) | Vanadium | 0,0542 | mg/L | <0,0001 | 0,0002 | 0,0436 | 0,0532 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Zinc | 0,029 | mg/L | <0,002 | <0,002 | 0,023 | 0,035 | TMT-E13G | |
| C013-1341 | Mercure diss. | 0,000954 | mg/L | <0,00000 | <0,000005 | 0,000816 | 0,001260 | TMT-E13G | |
| PRE08-1(88) | Mercure | 0,00789 | mg/L | <0,00000 | 0,000017 | 0,003440 | 0,013760 | TMT-E13G | |
| Duplicata | conductivité | 745 | µS/cm | | | | | | |
| Duplicata | NO2.NO3 | 0,22 | mg N/L | | | | | | |
| Duplicata | pH | 5,32 | | | | | | | |
| Duplicata | Ag diss. | <0,0005 | mg/L | | | | | | |
| Duplicata | Al diss. | 0,103 | mg/L | | | | | | |
| Duplicata | As diss. | 0,0002 | mg/L | | | | | | |
| Duplicata | B diss. | <0,010 | mg/L | | | | | | |
| Duplicata | Ba diss. | 0,040 | mg/L | | | | | | |
| Duplicata | Be diss. | <0,001 | mg/L | | | | | | |
| Duplicata | Ca diss. | 56,7 | mg/L | | | | | | |
| Duplicata | Cd diss. | <0,0004 | mg/L | | | | | | |
| Duplicata | Co diss. | 0,0052 | mg/L | | | | | | |
| Duplicata | Cr diss. | <0,001 | mg/L | | | | | | |
| Duplicata | Cu diss. | 0,0029 | mg/L | | | | | | |
| Duplicata | Fe diss. | 111 | mg/L | | | | | | |
| Duplicata | Hg diss. | <0,000005 | mg/L | | | | | | |
| Duplicata | K diss. | 6,99 | mg/L | | | | | | |
| Duplicata | Mg diss. | 12,5 | mg/L | | | | | | |

Date de prélèvement : 2016-07-08
Date de réception : 2016-07-08
Projet : 100468
Prélevé par : Mme Maude Levesque Michaud
Matrice : Eau de surface
Échantillon (id client) : CD-3 16-07-08

| MRC / MR | Paramètres | Concentrations obtenues | Unités | LDM | Blanc | Valeur minimale acceptable | Valeur maximale acceptable | Méthodes | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | | | | | | Accréditées | Non accréditées |
| Duplicata | Mn diss. | 0,760 | mg/L | | | | | | |
| Duplicata | Mo diss. | 0,003 | mg/L | | | | | | |
| Duplicata | Na diss. | 2,18 | mg/L | | | | | | |
| Duplicata | Ni diss. | 0,003 | mg/L | | | | | | |
| Duplicata | Pb diss. | <0,001 | mg/L | | | | | | |
| Duplicata | Sb diss. | <0,0001 | mg/L | | | | | | |
| Duplicata | Se diss. | 0,0001 | mg/L | | | | | | |
| Duplicata | Sn diss. | <0,0001 | mg/L | | | | | | |
| Duplicata | Th diss. | <0,0005 | mg/L | | | | | | |
| Duplicata | Tl diss. | <0,001 | mg/L | | | | | | |
| Duplicata | U diss. | <0,001 | mg/L | | | | | | |
| Duplicata | V diss. | <0,0001 | mg/L | | | | | | |
| Duplicata | Zn diss. | 0,283 | mg/L | | | | | | |

TECHNI-LAB S.G.B. ABITIBI INC.
245, Rue Roy, CP. 208
Ste-Germaine-Boulé (Québec)
J0Z 1M0

infoquebec@actlabs.com

Client :

Monsieur Patrick Turgeon
EnGlobe Corp. projet Aldermac
129 Ave Marcel-Baril
Rouyn-Noranda
J9X 7B9
1-418-928-9028

ann@lamont-expertconseil.com

| | |
|---|---|
| Date de prélèvement : | 2016-07-08 |
| Date de réception : | 2016-07-08 |
| Projet : | 100469 |
| Prélevé par : | Mme Maude Levesque Michaud |
| Matrice : | Eau de surface |
| Échantillon (id client) : | SE-1 |
| Contenants reçus : | 5 |

Commentaires : Analyse de certains métaux par ICP-OES (TMT-G5F) au lieu d'ICP-MS (TMT-E13G) pour valeurs élevées.

Blancs positifs non-soutrait des échantillons (bore, mercure et vanadium)
Échantillon de contrôle 140-025-037 (EU-L) toléré pour As, Mn et V.

Date d'émission du certificat : 2016-08-04

Ce certificat remplace et annule tous certificats antérieurs, le cas échéant.

AVIS DE CONFIDENTIALITÉ
Ce document est pour l'usage exclusif du client et ne peut être reproduit, sinon en entier, sans l'autorisation écrite de Techni-Lab S.G.B. Abitibi inc.
Si vous avez reçu ce certificat par erreur, soyez avisé que tout usage, reproduction ou distribution de celui-ci est strictement interdit.
Les échantillons seront conservés pendant 30 jours à partir de la date de facturation à moins d'avis écrit du client.
Note : Ces résultats ne se rapportent qu'aux échantillons soumis pour analyse

Les résultats des échantillons sont vérifiés et approuvés

par :_____
Mathieu RANCOURT, chimiste, 2007-109

Date de prélèvement : 2016-07-08
Date de réception : 2016-07-08
Projet : 100469
Prélevé par : Mme Maude Levesque Michaud
Matrice : Eau de surface
Échantillon (id client) : SE-1
Contenants reçus : 5

| Paramètres | Concentrations | Unités | Normes | Date d'analyse | Méthodes | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | | | Accréditées | Non accréditées | Sous-traitance |
| **Métaux extractibles** | | | | | | | |
| Argent | <0,0005 | mg/L | | 2016-07-15 | TMT-E13G | | |
| Aluminium | 3,35 | mg/L | | 2016-07-15 | TMT-E13G | | |
| Arsenic | 0,0007 | mg/L | | 2016-07-15 | TMT-E13G | | |
| Bore | <0,010 | mg/L | | 2016-07-15 | TMT-E13G | | |
| Barium | 0,053 | mg/L | | 2016-07-15 | TMT-E13G | | |
| Béryllium | <0,001 | mg/L | | 2016-07-15 | TMT-E13G | | |
| Calcium | 24,3 | mg/L | | 2016-07-15 | TMT-E13G | | |
| Cadmium | 0,0029 | mg/L | | 2016-07-15 | TMT-E13G | | |
| Cobalt | 0,0262 | mg/L | | 2016-07-15 | TMT-E13G | | |
| Chrome | 0,001 | mg/L | | 2016-07-15 | TMT-E13G | | |
| Cuivre | 1,12 | mg/L | | 2016-07-15 | TMT-E13G | | |
| Fer | 16,0 | mg/L | | 2016-07-15 | TMT-E13G | | |
| Mercure | 0,000015 | mg/L | | 2016-07-18 | TMT-E13G | | |
| Potassium | 1,33 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Magnésium | 7,72 | mg/L | | 2016-07-15 | TMT-E13G | | |
| Manganèse | 0,534 | mg/L | | 2016-07-15 | TMT-E13G | | |
| Molybdène | <0,001 | mg/L | | 2016-07-15 | TMT-E13G | | |
| Sodium | 1,57 | mg/L | | 2016-07-15 | TMT-E13G | | |
| Nickel | 0,008 | mg/L | | 2016-07-15 | TMT-E13G | | |
| Plomb | 0,004 | mg/L | | 2016-07-15 | TMT-E13G | | |
| Antimoine | <0,0001 | mg/L | | 2016-07-15 | TMT-E13G | | |
| Sélénium | 0,0001 | mg/L | | 2016-07-15 | TMT-E13G | | |
| Étain | <0,0001 | mg/L | | 2016-07-15 | TMT-E13G | | |
| Thorium | <0,0005 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Thallium | <0,001 | mg/L | | 2016-07-15 | TMT-E13G | | |
| Uranium | <0,001 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |

Date de prélèvement : 2016-07-08
Date de réception : 2016-07-08
Projet : 100469
Prélevé par : Mme Maude Levesque Michaud
Matrice : Eau de surface
Échantillon (id client) : SE-1
Contenants reçus : 5

| Paramètres | Concentrations | Unités | Normes | Date d'analyse | Méthodes | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | | | Accréditées | Non accréditées | Sous-traitance |
| Vanadium | 0,0001 | mg/L | | 2016-07-15 | TMT-E13G | | |
| Zinc | 1,28 | mg/L | | 2016-07-15 | TMT-E13G | | |
| **Métaux dissous** | | | | | | | |
| Argent | <0,0005 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Aluminium | 3,40 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Arsenic | 0,0007 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Bore | <0,010 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Barium | 0,052 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Béryllium | <0,001 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Calcium | 19,8 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Cadmium | 0,0028 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Cobalt | 0,0250 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Chrome | <0,001 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Cuivre | 0,871 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Fer | 14,1 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Mercure dissous | <0,000005 | mg/L | | 2016-07-18 | | TMT-E13G | |
| Potassium | 1,39 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Magnésium | 7,55 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Manganèse | 0,545 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Molybdène | <0,001 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Sodium | 1,53 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Nickel | 0,008 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Plomb | 0,003 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Antimoine | <0,0001 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Sélénium | 0,0001 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Étain | <0,0001 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |

Date de prélèvement : 2016-07-08
Date de réception : 2016-07-08
Projet : 100469
Prélevé par : Mme Maude Levesque Michaud
Matrice : Eau de surface
Échantillon (id client) : SE-1
Contenants reçus : 5

| Paramètres | Concentrations | Unités | Normes | Date d'analyse | Méthodes | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | | | Accréditées | Non accréditées | Sous-traitance |
| Thorium | <0,0005 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Thallium | <0,001 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Uranium | <0,001 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Vanadium | <0,0001 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Zinc | 1,25 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Acidité | 100 | mg $CaCO_3$/L | | 2016-07-13 | | TMT-E1 | |
| Alcalinité | <2 | mg $CaCO_3$/L | | 2016-07-12 | | TMT-E2 | |
| Carbonates | <2 | mg/L | | 2016-07-12 | | TMT-E2 | |
| Chlorures | <0,8 | mg/L | | 2016-07-14 | TMT-E5 | | |
| Conductivité | 719 | µS/cm | | 2016-07-08 | TMT-E6 | | |
| Dureté | 92 | mg $CaCO_3$/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13D | |
| Fluorures | 0,115 | mg F/L | | 2016-07-13 | | TMT-E10 | |
| MES | <2,2 | mg/L | | 2016-07-08 | TMT-E12A | | |
| Nitrites-Nitrates | 0,10 | mg N/L | | 2016-07-12 | TMT-E14A | | |
| pH | 3,09 | | | 2016-07-08 | TMT-E16 | | |
| Phosphore total | <0,005 | mg P/L | | 2016-07-22 | | TMT-E17A | |
| Sulfates | 224 | mg/L | | 2016-07-15 | TMT-E20B | | |

Date de prélèvement : 2016-07-08
Date de réception : 2016-07-08
Projet : 100469
Prélevé par : Mme Maude Levesque Michaud
Matrice : Eau de surface
Échantillon (id client) : SE-1

| MRC / MR | Paramètres | Concentrations obtenues | Unités | LDM | Blanc | Valeur minimale acceptable | Valeur maximale acceptable | **Méthodes** Accréditées | Non accréditées |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| 15LO40012 | Acidité | 505 | mg $CaCO_3$/L | <2 | <2 | 425 | 575 | | TMT-E1 |
| S225-698 | Alcalinité | 143 | mg $CaCO_3$/L | <2 | <2 | 129 | 159,0 | | TMT-E2 |
| S225-698 | Chlorures | 32,1 | mg/L | <0,8 | <0,8 | 28,3 | 36,3 | TMT-E5 | |
| 2503A74 | conductivité | 1420 | µS/cm | <0,8 | <0,8 | 1342 | 1484 | TMT-E6 | |
| S225-698 | Fluorure | 4,21 | mg F/L | <0,007 | <0,007 | 3,67 | 4,77 | TMT-E10 | |
| Celite ® 20 | MES | 19,7 | mg/L | <2,2 | <2,2 | 17 | 23 | TMT-E12A | |
| Celite ® 500 | MES | 493 | mg/L | <2,2 | | 400 | 600 | TMT-E12A | |
| 394901-02-01 | $NO_2$.$NO_3$ | 10,3 | mg N/L | <0,02 | <0,02 | 9,51 | 11,7 | TMT-E14A | |
| MRpH4,2 | pH | 4,22 | | | 6,36 | 4,05 | 4,35 | TMT-E16 | |
| MRpH7,3 | pH | 7,30 | | | | 7,15 | 7,45 | TMT-E16 | TMT-E17A |
| MRpH9,8 | pH | 9,78 | | | | 9,65 | 9,95 | TMT-E16 | |
| 394901-02-01 | Phosphore | 0,893 | mg P/L | <0,005 | <0,005 | 0,218 | 0,259 | | |
| S225-698 | Sulfate | 217 | mg/L | <0,9 | <0,9 | 181 | 250 | TMT-E20B | |
| CEE-822-01 filtr. | Aluminium | 5,79 | mg/L | <0,005 | <0,005 | 4,33 | 8,05 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 filtr. | Arsenic | 0,270 | mg/L | <0,0001 | <0,0001 | 0,156 | 0,410 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 filtr. | Bore | 2,80 | mg/L | <0,010 | 0,037 | 2,02 | 3,74 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 filtr. | Baryum | 2,21 | mg/L | <0,010 | <0,010 | 1,69 | 3,13 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 filtr. | Béryllium | 1,83 | mg/L | <0,001 | <0,001 | 1,19 | 2,21 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 filtr. | Calcium | 10,25 | mg/L | <0,100 | <0,100 | 6,99 | 13,00 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 filtr. | Cadmium | 0,82 | mg/L | <0,0004 | <0,0004 | 0,630 | 1,170 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 filtr. | Cobalt | 1,53 | mg/L | <0,0001 | <0,0001 | 1,08 | 2,02 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 filtr. | Chrome | 4,30 | mg/L | <0,001 | <0,001 | 2,84 | 5,26 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 filtr. | Cuivre | 1,25 | mg/L | <0,0020 | <0,0020 | 0,868 | 1,610 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 filtr. | Dureté | 53 | mg $CaCO_3$/L | <1 | <1 | 35 | 66 | | TMT-E13D |
| CEE-822-01 filtr. | Fer | 10,13 | mg/L | <0,020 | <0,020 | 8,92 | 12,1 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 filtr. | Potassium | 19,65 | mg/L | <0,100 | <0,100 | 12,5 | 23,1 | | TMT-E13G |
| CEE-822-01 filtr. | Magnésium | 6,65 | mg/L | <0,100 | <0,100 | 4,35 | 8,07 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 filtr. | Manganèse | 4,08 | mg/L | <0,005 | <0,005 | 2,71 | 5,03 | TMT-E13G | |

Date de prélèvement : 2016-07-08
Date de réception : 2016-07-08
Projet : 100469
Prélevé par : Mme Maude Levesque Michaud
Matrice : Eau de surface
Échantillon (id client) : SE-1

| MRC / MR | Paramètres | Concentrations obtenues | Unités | LDM | Blanc | Valeur minimale acceptable | Valeur maximale acceptable | **Méthodes** | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | | | | | | Accréditées | Non accréditées |
| CEE-822-01 filtr. | Molybdène | 0,57 | mg/L | <0,001 | <0,001 | 0,495 | 0,919 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 filtr. | Sodium | 15,7 | mg/L | <0,400 | <0,400 | 9,45 | 17,60 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 filtr. | Nickel | 1,12 | mg/L | <0,001 | <0,001 | 0,791 | 1,470 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 filtr. | Plomb | 0,97 | mg/L | <0,001 | <0,001 | 0,630 | 1,170 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 filtr. | Antimoine | 0,170 | mg/L | <0,001 | <0,001 | 0,155 | 0,289 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 filtr. | Sélénium | 1,39 | mg/L | <0,0001 | <0,0001 | 0,945 | 1,760 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 filtr. | Uranium | 1,69 | mg/L | <0,001 | <0,001 | 1,23 | 2,29 | | TMT-E13G |
| CEE-822-01 filtr. | Vanadium | 2,09 | mg/L | <0,0001 | <0,0001 | 1,39 | 2,59 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 filtr. | Zinc | 4,70 | mg/L | <0,002 | <0,002 | 3,84 | 5,20 | TMT-E13G | |
| CQ 10 ppb | Argent | 119 | % | <0,0005 | <0,0005 | 80 | 120 | | TMT-E13G |
| CQ 10 ppb | Étain | 98 | % | <0,0001 | <0,0001 | 80 | 120 | | TMT-E13G |
| CQ 10 ppb | Thorium | 93 | % | <0,0005 | <0,0005 | 80 | 120 | | TMT-E13G |
| CQ 10 ppb | Thallium | 106 | % | <0,001 | <0,001 | 80 | 120 | | TMT-E13G |
| 140-025-037 (EU-L) | Aluminium | 0,070 | mg/L | <0,005 | <0,005 | 0,0563 | 0,0934 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Arsenic | 0,0706 | mg/L | <0,0001 | <0,0001 | 0,0707 | 0,0877 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Bore | 0,105 | mg/L | <0,010 | 0,049 | 0,099 | 0,129 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Baryum | 0,118 | mg/L | <0,010 | <0,010 | 0,104 | 0,143 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Béryllium | 0,011 | mg/L | <0,001 | <0,001 | 0,0102 | 0,0136 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Calcium | 2,31 | mg/L | <0,100 | <0,100 | 1,92 | 2,53 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Cadmium | 0,0212 | mg/L | <0,0004 | <0,0004 | 0,0198 | 0,0259 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Cobalt | 0,078 | mg/L | <0,0001 | <0,0001 | 0,0688 | 0,0921 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Chrome | 0,070 | mg/L | <0,001 | <0,001 | 0,053 | 0,070 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Cuivre | 0,103 | mg/L | <0,0020 | <0,0020 | 0,0924 | 0,1210 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Fer | 0,076 | mg/L | <0,020 | <0,020 | 0,0541 | 0,0766 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Potassium | 2,17 | mg/L | <0,100 | <0,100 | 1,92 | 2,34 | | TMT-E13G |
| 140-025-037 (EU-L) | Magnésium | 0,995 | mg/L | <0,100 | <0,100 | 0,850 | 1,17 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Manganèse | 0,135 | mg/L | <0,005 | <0,005 | 0,109 | 0,132 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Molybdène | 0,040 | mg/L | <0,001 | <0,001 | 0,033 | 0,048 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Sodium | 6,203 | mg/L | <0,400 | <0,400 | 5,29 | 6,56 | TMT-E13G | |

Date de prélèvement : 2016-07-08
Date de réception : 2016-07-08
Projet : 100469
Prélevé par : Mme Maude Levesque Michaud
Matrice : Eau de surface
Échantillon (id client) : SE-1

| MRC / MR | Paramètres | Concentrations obtenues | Unités | LDM | Blanc | Valeur minimale acceptable | Valeur maximale acceptable | **Méthodes** | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | | | | | | Accréditées | Non accréditées |
| 140-025-037 (EU-L) | Nickel | 0,078 | mg/L | <0,001 | <0,001 | 0,069 | 0,094 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Plomb | 0,044 | mg/L | <0,001 | <0,001 | 0,036 | 0,047 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Antimoine | 0,0179 | mg/L | <0,0001 | <0,0001 | 0,0151 | 0,0221 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Sélénium | 0,0294 | mg/L | <0,0001 | <0,0001 | 0,0223 | 0,0308 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Thallium | 0,088 | mg/L | <0,001 | <0,001 | 0,073 | 0,092 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Uranium | 0,106 | mg/L | <0,001 | <0,001 | 0,0836 | 0,121 | | TMT-E13G |
| 140-025-037 (EU-L) | Vanadium | 0,0542 | mg/L | <0,0001 | 0,0002 | 0,0436 | 0,0532 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Zinc | 0,029 | mg/L | <0,002 | <0,002 | 0,023 | 0,035 | TMT-E13G | |
| C013-1341 | Mercure diss. | 0,000954 | mg/L | <0,00000 | <0,000005 | 0,000816 | 0,001260 | TMT-E13G | |
| PRE08-1(88) | Mercure | 0,00789 | mg/L | <0,00000 | 0,000017 | 0,003440 | 0,013760 | TMT-E13G | |

TECHNI-LAB S.G.B. ABITIBI INC.
245, Rue Roy, CP. 208
Ste-Germaine-Boulé (Québec)
J0Z 1M0

infoquebec@actlabs.com

Client :

Monsieur Patrick Turgeon
EnGlobe Corp. projet Aldermac
129 Ave Marcel-Baril
Rouyn-Noranda
J9X 7B9
1-418-928-9028

ann@lamont-expertconseil.com

| | |
|---|---|
| Date de prélèvement : | 2016-07-08 |
| Date de réception : | 2016-07-08 |
| Projet : | 100470 |
| Prélevé par : | Mme Maude Levesque Michaud |
| Matrice : | Eau de surface |
| Échantillon (id client) : | SE-2 |
| Contenants reçus : | 5 |

Commentaires : Analyse de certains métaux par ICP-OES (TMT-G5F) au lieu d'ICP-MS (TMT-E13G) pour valeurs élevées.

Blancs positifs non-soutrait des échantillons (bore, mercure et vanadium)
Échantillon de contrôle 140-025-037 (EU-L) toléré pour As, Mn et V.

Date d'émission du certificat : 2016-08-04

Ce certificat remplace et annule tous certificats antérieurs, le cas échéant.

AVIS DE CONFIDENTIALITÉ
Ce document est pour l'usage exclusif du client et ne peut être reproduit, sinon en entier, sans l'autorisation écrite de Techni-Lab S.G.B. Abitibi inc.
Si vous avez reçu ce certificat par erreur, soyez avisé que tout usage, reproduction ou distribution de celui-ci est strictement interdit.
Les échantillons seront conservés pendant 30 jours à partir de la date de facturation à moins d'avis écrit du client.
Note : Ces résultats ne se rapportent qu'aux échantillons soumis pour analyse

Les résultats des échantillons sont vérifiés et approuvés

par :_____
Mathieu RANCOURT, chimiste, 2007-109

Date de prélèvement : 2016-07-08
Date de réception : 2016-07-08
Projet : 100470
Prélevé par : Mme Maude Levesque Michaud
Matrice : Eau de surface
Échantillon (id client) : SE-2
Contenants reçus : 5

| Paramètres | Concentrations | Unités | Normes | Date d'analyse | Méthodes | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | | | Accréditées | Non accréditées | Sous-traitance |
| **Métaux extractibles** | | | | | | | |
| Argent | <0,0005 | mg/L | | 2016-07-15 | TMT-E13G | | |
| Aluminium | 8,10 | mg/L | | 2016-07-12 | | TMT-G5F | |
| Arsenic | 0,0013 | mg/L | | 2016-07-15 | TMT-E13G | | |
| Bore | <0,010 | mg/L | | 2016-07-15 | TMT-E13G | | |
| Barium | 0,061 | mg/L | | 2016-07-15 | TMT-E13G | | |
| Béryllium | 0,001 | mg/L | | 2016-07-15 | TMT-E13G | | |
| Calcium | 48,5 | mg/L | | 2016-07-15 | TMT-E13G | | |
| Cadmium | 0,0029 | mg/L | | 2016-07-15 | TMT-E13G | | |
| Cobalt | 0,0583 | mg/L | | 2016-07-15 | TMT-E13G | | |
| Chrome | 0,004 | mg/L | | 2016-07-15 | TMT-E13G | | |
| Cuivre | 0,558 | mg/L | | 2016-07-15 | TMT-E13G | | |
| Fer | 71,9 | mg/L | | 2016-07-15 | TMT-E13G | | |
| Mercure | 0,000007 | mg/L | | 2016-07-18 | TMT-E13G | | |
| Potassium | 1,74 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Magnésium | 13,8 | mg/L | | 2016-07-15 | TMT-E13G | | |
| Manganèse | 1,84 | mg/L | | 2016-07-15 | TMT-E13G | | |
| Molybdène | <0,001 | mg/L | | 2016-07-15 | TMT-E13G | | |
| Sodium | 2,33 | mg/L | | 2016-07-15 | TMT-E13G | | |
| Nickel | 0,023 | mg/L | | 2016-07-15 | TMT-E13G | | |
| Plomb | 0,001 | mg/L | | 2016-07-15 | TMT-E13G | | |
| Antimoine | <0,0001 | mg/L | | 2016-07-15 | TMT-E13G | | |
| Sélénium | 0,0004 | mg/L | | 2016-07-15 | TMT-E13G | | |
| Étain | <0,0001 | mg/L | | 2016-07-15 | TMT-E13G | | |
| Thorium | 0,0010 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Thallium | <0,001 | mg/L | | 2016-07-15 | TMT-E13G | | |
| Uranium | <0,001 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |

Date de prélèvement : 2016-07-08
Date de réception : 2016-07-08
Projet : 100470
Prélevé par : Mme Maude Levesque Michaud
Matrice : Eau de surface
Échantillon (id client) : SE-2
Contenants reçus : 5

| Paramètres | Concentrations | Unités | Normes | Date d'analyse | Méthodes | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | | | Accréditées | Non accréditées | Sous-traitance |
| Vanadium | 0,0002 | mg/L | | 2016-07-15 | TMT-E13G | | |
| Zinc | 2,39 | mg/L | | 2016-07-15 | TMT-E13G | | |
| **Métaux dissous** | | | | | | | |
| Argent | <0,0005 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Aluminium | 8,02 | mg/L | | 2016-07-12 | | TMT-G5F | |
| Arsenic | 0,0014 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Bore | <0,010 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Barium | 0,068 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Béryllium | 0,001 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Calcium | 46,0 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Cadmium | 0,0032 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Cobalt | 0,0671 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Chrome | 0,004 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Cuivre | 0,483 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Fer | 66,0 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Mercure dissous | 0,000011 | mg/L | | 2016-07-18 | | TMT-E13G | |
| Potassium | 2,33 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Magnésium | 19,4 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Manganèse | 1,76 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Molybdène | <0,001 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Sodium | 3,30 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Nickel | 0,026 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Plomb | 0,002 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Antimoine | <0,0001 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Sélénium | 0,0004 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Étain | <0,0001 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |

Date de prélèvement : 2016-07-08
Date de réception : 2016-07-08
Projet : 100470
Prélevé par : Mme Maude Levesque Michaud
Matrice : Eau de surface
Échantillon (id client) : SE-2
Contenants reçus : 5

| Paramètres | Concentrations | Unités | Normes | Date d'analyse | Méthodes | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | | | Accréditées | Non accréditées | Sous-traitance |
| Thorium | 0,0010 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Thallium | <0,001 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Uranium | <0,001 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Vanadium | 0,0001 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Zinc | 2,11 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Acidité | 295 | mg $CaCO_3$/L | | 2016-07-13 | | TMT-E1 | |
| Alcalinité | <2 | mg $CaCO_3$/L | | 2016-07-12 | | TMT-E2 | |
| Carbonates | <2 | mg/L | | 2016-07-12 | | TMT-E2 | |
| Chlorures | 1,9 | mg/L | | 2016-07-14 | TMT-E5 | | |
| Conductivité | 1300 | µS/cm | | 2016-07-08 | TMT-E6 | | |
| Dureté | 178 | mg $CaCO_3$/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13D | |
| Fluorures | 0,427 | mg F/L | | 2016-07-13 | | TMT-E10 | |
| MES | 6,9 | mg/L | | 2016-07-08 | TMT-E12A | | |
| Nitrites-Nitrates | 0,10 | mg N/L | | 2016-07-12 | TMT-E14A | | |
| pH | 2,84 | | | 2016-07-08 | TMT-E16 | | |
| Phosphore total | <0,005 | mg P/L | | 2016-07-22 | | TMT-E17A | |
| Sulfates | 525 | mg/L | | 2016-07-15 | TMT-E20B | | |

Date de prélèvement : 2016-07-08
Date de réception : 2016-07-08
Projet : 100470
Prélevé par : Mme Maude Levesque Michaud
Matrice : Eau de surface
Échantillon (id client) : SE-2

| MRC / MR | Paramètres | Concentrations obtenues | Unités | LDM | Blanc | Valeur minimale acceptable | Valeur maximale acceptable | **Méthodes** Accréditées | Non accréditées |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| 15LO40012 | Acidité | 505 | mg $CaCO_3$/L | <2 | <2 | 425 | 575 | | TMT-E1 |
| S225-698 | Alcalinité | 143 | mg $CaCO_3$/L | <2 | <2 | 129 | 159,0 | | TMT-E2 |
| S225-698 | Chlorures | 32,1 | mg/L | <0,8 | <0,8 | 28,3 | 36,3 | TMT-E5 | |
| 2503A74 | conductivité | 1420 | µS/cm | <0,8 | <0,8 | 1342 | 1484 | TMT-E6 | |
| S225-698 | Fluorure | 4,21 | mg F/L | <0,007 | <0,007 | 3,67 | 4,77 | TMT-E10 | |
| Celite ® 20 | MES | 19,7 | mg/L | <2,2 | <2,2 | 17 | 23 | TMT-E12A | |
| Celite ® 500 | MES | 493 | mg/L | <2,2 | | 400 | 600 | TMT-E12A | |
| 394901-02-01 | $NO_2$.$NO_3$ | 10,3 | mg N/L | <0,02 | <0,02 | 9,51 | 11,7 | TMT-E14A | |
| MRpH4,2 | pH | 4,22 | | | 6,36 | 4,05 | 4,35 | TMT-E16 | |
| MRpH7,3 | pH | 7,30 | | | | 7,15 | 7,45 | TMT-E16 | TMT-E17A |
| MRpH9,8 | pH | 9,78 | | | | 9,65 | 9,95 | TMT-E16 | |
| 394901-02-01 | Phosphore | 0,893 | mg P/L | <0,005 | <0,005 | 0,218 | 0,259 | | |
| S225-698 | Sulfate | 217 | mg/L | <0,9 | <0,9 | 181 | 250 | TMT-E20B | |
| CEE-822-01 filtr. | Aluminium | 5,79 | mg/L | <0,005 | <0,005 | 4,33 | 8,05 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 filtr. | Arsenic | 0,270 | mg/L | <0,0001 | <0,0001 | 0,156 | 0,410 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 filtr. | Bore | 2,80 | mg/L | <0,010 | 0,037 | 2,02 | 3,74 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 filtr. | Baryum | 2,21 | mg/L | <0,010 | <0,010 | 1,69 | 3,13 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 filtr. | Béryllium | 1,83 | mg/L | <0,001 | <0,001 | 1,19 | 2,21 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 filtr. | Calcium | 10,25 | mg/L | <0,100 | <0,100 | 6,99 | 13,00 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 filtr. | Cadmium | 0,82 | mg/L | <0,0004 | <0,0004 | 0,630 | 1,170 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 filtr. | Cobalt | 1,53 | mg/L | <0,0001 | <0,0001 | 1,08 | 2,02 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 filtr. | Chrome | 4,30 | mg/L | <0,001 | <0,001 | 2,84 | 5,26 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 filtr. | Cuivre | 1,25 | mg/L | <0,0020 | <0,0020 | 0,868 | 1,610 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 filtr. | Dureté | 53 | mg $CaCO_3$/L | <1 | <1 | 35 | 66 | | TMT-E13D |
| CEE-822-01 filtr. | Fer | 10,13 | mg/L | <0,020 | <0,020 | 8,92 | 12,1 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 filtr. | Potassium | 19,65 | mg/L | <0,100 | <0,100 | 12,5 | 23,1 | | TMT-E13G |
| CEE-822-01 filtr. | Magnésium | 6,65 | mg/L | <0,100 | <0,100 | 4,35 | 8,07 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 filtr. | Manganèse | 4,08 | mg/L | <0,005 | <0,005 | 2,71 | 5,03 | TMT-E13G | |

Date de prélèvement : 2016-07-08
Date de réception : 2016-07-08
Projet : 100470
Prélevé par : Mme Maude Levesque Michaud
Matrice : Eau de surface
Échantillon (id client) : SE-2

| MRC / MR | Paramètres | Concentrations obtenues | Unités | LDM | Blanc | Valeur minimale acceptable | Valeur maximale acceptable | Méthodes | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | | | | | | Accréditées | Non accréditées |
| CEE-822-01 filtr. | Molybdène | 0,57 | mg/L | <0,001 | <0,001 | 0,495 | 0,919 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 filtr. | Sodium | 15,7 | mg/L | <0,400 | <0,400 | 9,45 | 17,60 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 filtr. | Nickel | 1,12 | mg/L | <0,001 | <0,001 | 0,791 | 1,470 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 filtr. | Plomb | 0,97 | mg/L | <0,001 | <0,001 | 0,630 | 1,170 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 filtr. | Antimoine | 0,170 | mg/L | <0,001 | <0,001 | 0,155 | 0,289 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 filtr. | Sélénium | 1,39 | mg/L | <0,0001 | <0,0001 | 0,945 | 1,760 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 filtr. | Uranium | 1,69 | mg/L | <0,001 | <0,001 | 1,23 | 2,29 | | TMT-E13G |
| CEE-822-01 filtr. | Vanadium | 2,09 | mg/L | <0,0001 | <0,0001 | 1,39 | 2,59 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 filtr. | Zinc | 4,70 | mg/L | <0,002 | <0,002 | 3,84 | 5,20 | TMT-E13G | |
| CQ 10 ppb | Argent | 119 | % | <0,0005 | <0,0005 | 80 | 120 | | TMT-E13G |
| CQ 10 ppb | Étain | 98 | % | <0,0001 | <0,0001 | 80 | 120 | | TMT-E13G |
| CQ 10 ppb | Thorium | 93 | % | <0,0005 | <0,0005 | 80 | 120 | | TMT-E13G |
| CQ 10 ppb | Thallium | 106 | % | <0,001 | <0,001 | 80 | 120 | | TMT-E13G |
| 140-025-037 (EU-L) | Aluminium | 0,070 | mg/L | <0,005 | <0,005 | 0,0563 | 0,0934 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Arsenic | 0,0706 | mg/L | <0,0001 | <0,0001 | 0,0707 | 0,0877 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Bore | 0,105 | mg/L | <0,010 | 0,049 | 0,099 | 0,129 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Baryum | 0,118 | mg/L | <0,010 | <0,010 | 0,104 | 0,143 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Béryllium | 0,011 | mg/L | <0,001 | <0,001 | 0,0102 | 0,0136 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Calcium | 2,31 | mg/L | <0,100 | <0,100 | 1,92 | 2,53 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Cadmium | 0,0212 | mg/L | <0,0004 | <0,0004 | 0,0198 | 0,0259 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Cobalt | 0,078 | mg/L | <0,0001 | <0,0001 | 0,0688 | 0,0921 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Chrome | 0,070 | mg/L | <0,001 | <0,001 | 0,053 | 0,070 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Cuivre | 0,103 | mg/L | <0,0020 | <0,0020 | 0,0924 | 0,1210 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Fer | 0,076 | mg/L | <0,020 | <0,020 | 0,0541 | 0,0766 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Potassium | 2,17 | mg/L | <0,100 | <0,100 | 1,92 | 2,34 | | TMT-E13G |
| 140-025-037 (EU-L) | Magnésium | 0,995 | mg/L | <0,100 | <0,100 | 0,850 | 1,17 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Manganèse | 0,135 | mg/L | <0,005 | <0,005 | 0,109 | 0,132 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Molybdène | 0,040 | mg/L | <0,001 | <0,001 | 0,033 | 0,048 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Sodium | 6,203 | mg/L | <0,400 | <0,400 | 5,29 | 6,56 | TMT-E13G | |

Date de prélèvement : 2016-07-08
Date de réception : 2016-07-08
Projet : 100470
Prélevé par : Mme Maude Levesque Michaud
Matrice : Eau de surface
Échantillon (id client) : SE-2

| MRC / MR | Paramètres | Concentrations obtenues | Unités | LDM | Blanc | Valeur minimale acceptable | Valeur maximale acceptable | Méthodes | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | | | | | | Accréditées | Non accréditées |
| 140-025-037 (EU-L) | Nickel | 0,078 | mg/L | <0,001 | <0,001 | 0,069 | 0,094 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Plomb | 0,044 | mg/L | <0,001 | <0,001 | 0,036 | 0,047 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Antimoine | 0,0179 | mg/L | <0,0001 | <0,0001 | 0,0151 | 0,0221 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Sélénium | 0,0294 | mg/L | <0,0001 | <0,0001 | 0,0223 | 0,0308 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Thallium | 0,088 | mg/L | <0,001 | <0,001 | 0,073 | 0,092 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Uranium | 0,106 | mg/L | <0,001 | <0,001 | 0,0836 | 0,121 | | TMT-E13G |
| 140-025-037 (EU-L) | Vanadium | 0,0542 | mg/L | <0,0001 | 0,0002 | 0,0436 | 0,0532 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Zinc | 0,029 | mg/L | <0,002 | <0,002 | 0,023 | 0,035 | TMT-E13G | |
| C013-1341 | Mercure diss. | 0,000954 | mg/L | <0,00000 | <0,000005 | 0,000816 | 0,001260 | TMT-E13G | |
| PRE08-1(88) | Mercure | 0,00789 | mg/L | <0,00000 | 0,000017 | 0,003440 | 0,013760 | TMT-E13G | |
| Duplicata | Chlorures | 1,9 | mg/L | | | | | | |
| Duplicata | MES | 6,2 | mg/L | | | | | | |

TECHNI-LAB S.G.B. ABITIBI INC.
245, Rue Roy, CP. 208
Ste-Germaine-Boulé (Québec)
J0Z 1M0

infoquebec@actlabs.com

Client :

Monsieur Patrick Turgeon
EnGlobe Corp. projet Aldermac
129 Ave Marcel-Baril
Rouyn-Noranda
J9X 7B9
1-418-928-9028

ann@lamont-expertconseil.com

| | |
|---|---|
| Date de prélèvement : | 2016-07-08 |
| Date de réception : | 2016-07-08 |
| Projet : | 100471 |
| Prélevé par : | Mme Maude Levesque Michaud |
| Matrice : | Eau de surface |
| Échantillon (id client) : | SO-1 |
| Contenants reçus : | 5 |

Commentaires : Analyse de certains métaux par ICP-OES (TMT-G5F) au lieu d'ICP-MS (TMT-E13G) pour valeurs élevées.

Blancs positifs non-soutrait des échantillons (bore, mercure et vanadium)
Échantillon de contrôle 140-025-037 (EU-L) toléré pour As, Mn et V.

Date d'émission du certificat : 2016-08-04

Ce certificat remplace et annule tous certificats antérieurs, le cas échéant.

AVIS DE CONFIDENTIALITÉ
Ce document est pour l'usage exclusif du client et ne peut être reproduit, sinon en entier, sans l'autorisation écrite de Techni-Lab S.G.B. Abitibi inc.
Si vous avez reçu ce certificat par erreur, soyez avisé que tout usage, reproduction ou distribution de celui-ci est strictement interdit.
Les échantillons seront conservés pendant 30 jours à partir de la date de facturation à moins d'avis écrit du client.
Note : Ces résultats ne se rapportent qu'aux échantillons soumis pour analyse

Les résultats des échantillons sont vérifiés et approuvés

par :_____
Mathieu RANCOURT, chimiste, 2007-109

Date de prélèvement : 2016-07-08
Date de réception : 2016-07-08
Projet : 100471
Prélevé par : Mme Maude Levesque Michaud
Matrice : Eau de surface
Échantillon (id client) : SO-1
Contenants reçus : 5

| Paramètres | Concentrations | Unités | Normes | Date d'analyse | Méthodes | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | | | Accréditées | Non accréditées | Sous-traitance |
| **Métaux extractibles** | | | | | | | |
| Argent | <0,0005 | mg/L | | 2016-07-15 | TMT-E13G | | |
| Aluminium | 10,5 | mg/L | | 2016-07-12 | | TMT-G5F | |
| Arsenic | 0,0008 | mg/L | | 2016-07-15 | TMT-E13G | | |
| Bore | <0,010 | mg/L | | 2016-07-15 | TMT-E13G | | |
| Barium | <0,010 | mg/L | | 2016-07-15 | TMT-E13G | | |
| Béryllium | <0,001 | mg/L | | 2016-07-15 | TMT-E13G | | |
| Calcium | 82,8 | mg/L | | 2016-07-15 | TMT-E13G | | |
| Cadmium | 0,0022 | mg/L | | 2016-07-15 | TMT-E13G | | |
| Cobalt | 0,0912 | mg/L | | 2016-07-15 | TMT-E13G | | |
| Chrome | 0,006 | mg/L | | 2016-07-15 | TMT-E13G | | |
| Cuivre | 0,754 | mg/L | | 2016-07-15 | TMT-E13G | | |
| Fer | 70,1 | mg/L | | 2016-07-15 | TMT-E13G | | |
| Mercure | <0,000005 | mg/L | | 2016-07-18 | TMT-E13G | | |
| Potassium | 2,78 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Magnésium | 16,9 | mg/L | | 2016-07-15 | TMT-E13G | | |
| Manganèse | 1,94 | mg/L | | 2016-07-15 | TMT-E13G | | |
| Molybdène | <0,001 | mg/L | | 2016-07-15 | TMT-E13G | | |
| Sodium | 2,87 | mg/L | | 2016-07-15 | TMT-E13G | | |
| Nickel | 0,030 | mg/L | | 2016-07-15 | TMT-E13G | | |
| Plomb | 0,002 | mg/L | | 2016-07-15 | TMT-E13G | | |
| Antimoine | <0,0001 | mg/L | | 2016-07-15 | TMT-E13G | | |
| Sélénium | 0,0004 | mg/L | | 2016-07-15 | TMT-E13G | | |
| Étain | <0,0001 | mg/L | | 2016-07-15 | TMT-E13G | | |
| Thorium | 0,0012 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Thallium | <0,001 | mg/L | | 2016-07-15 | TMT-E13G | | |
| Uranium | <0,001 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |

Date de prélèvement : 2016-07-08
Date de réception : 2016-07-08
Projet : 100471
Prélevé par : Mme Maude Levesque Michaud
Matrice : Eau de surface
Échantillon (id client) : SO-1
Contenants reçus : 5

| Paramètres | Concentrations | Unités | Normes | Date d'analyse | Méthodes | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | | | Accréditées | Non accréditées | Sous-traitance |
| Vanadium | 0,0003 | mg/L | | 2016-07-15 | TMT-E13G | | |
| Zinc | 1,28 | mg/L | | 2016-07-15 | TMT-E13G | | |
| **Métaux dissous** | | | | | | | |
| Argent | <0,0005 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Aluminium | 10,6 | mg/L | | 2016-07-12 | | TMT-G5F | |
| Arsenic | 0,0008 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Bore | <0,010 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Barium | <0,010 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Béryllium | 0,001 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Calcium | 79,4 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Cadmium | 0,0026 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Cobalt | 0,112 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Chrome | 0,008 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Cuivre | 0,673 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Fer | 62,8 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Mercure dissous | <0,000005 | mg/L | | 2016-07-18 | | TMT-E13G | |
| Potassium | 3,90 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Magnésium | 24,3 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Manganèse | 1,80 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Molybdène | <0,001 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Sodium | 4,15 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Nickel | 0,036 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Plomb | 0,002 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Antimoine | <0,0001 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Sélénium | 0,0004 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Étain | <0,0001 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |

Date de prélèvement : 2016-07-08
Date de réception : 2016-07-08
Projet : 100471
Prélevé par : Mme Maude Levesque Michaud
Matrice : Eau de surface
Échantillon (id client) : SO-1
Contenants reçus : 5

| Paramètres | Concentrations | Unités | Normes | Date d'analyse | Méthodes | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | | | Accréditées | Non accréditées | Sous-traitance |
| Thorium | 0,0014 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Thallium | <0,001 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Uranium | <0,001 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Vanadium | 0,0004 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Zinc | 1,14 | mg/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13G | |
| Acidité | 350 | mg $CaCO_3$/L | | 2016-07-13 | | TMT-E1 | |
| Alcalinité | <2 | mg $CaCO_3$/L | | 2016-07-12 | | TMT-E2 | |
| Carbonates | <2 | mg/L | | 2016-07-12 | | TMT-E2 | |
| Chlorures | 7,8 | mg/L | | 2016-07-14 | TMT-E5 | | |
| Conductivité | 1620 | µS/cm | | 2016-07-08 | TMT-E6 | | |
| Dureté | 276 | mg $CaCO_3$/L | | 2016-07-15 | | TMT-E13D | |
| Fluorures | 0,748 | mg F/L | | 2016-07-13 | | TMT-E10 | |
| MES | <2,2 | mg/L | | 2016-07-08 | TMT-E12A | | |
| Nitrites-Nitrates | 0,08 | mg N/L | | 2016-07-12 | TMT-E14A | | |
| pH | 2,75 | | | 2016-07-08 | TMT-E16 | | |
| Phosphore total | <0,005 | mg P/L | | 2016-07-22 | | TMT-E17A | |
| Sulfates | 690 | mg/L | | 2016-07-15 | TMT-E20B | | |

Date de prélèvement : 2016-07-08
Date de réception : 2016-07-08
Projet : 100471
Prélevé par : Mme Maude Levesque Michaud
Matrice : Eau de surface
Échantillon (id client) : SO-1

| MRC / MR | Paramètres | Concentrations obtenues | Unités | LDM | Blanc | Valeur minimale acceptable | Valeur maximale acceptable | **Méthodes** Accréditées | Non accréditées |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| 15LO40012 | Acidité | 505 | mg $CaCO_3$/L | <2 | <2 | 425 | 575 | | TMT-E1 |
| S225-698 | Alcalinité | 143 | mg $CaCO_3$/L | <2 | <2 | 129 | 159,0 | | TMT-E2 |
| S225-698 | Chlorures | 32,1 | mg/L | <0,8 | <0,8 | 28,3 | 36,3 | TMT-E5 | |
| 2503A74 | conductivité | 1420 | µS/cm | <0,8 | <0,8 | 1342 | 1484 | TMT-E6 | |
| S225-698 | Fluorure | 4,21 | mg F/L | <0,007 | <0,007 | 3,67 | 4,77 | TMT-E10 | |
| Celite ® 20 | MES | 19,7 | mg/L | <2,2 | <2,2 | 17 | 23 | TMT-E12A | |
| Celite ® 500 | MES | 493 | mg/L | <2,2 | | 400 | 600 | TMT-E12A | |
| 394901-02-01 | $NO_2$.$NO_3$ | 10,3 | mg N/L | <0,02 | <0,02 | 9,51 | 11,7 | TMT-E14A | |
| MRpH4,2 | pH | 4,22 | | | 6,36 | 4,05 | 4,35 | TMT-E16 | |
| MRpH7,3 | pH | 7,30 | | | | 7,15 | 7,45 | TMT-E16 | TMT-E17A |
| MRpH9,8 | pH | 9,78 | | | | 9,65 | 9,95 | TMT-E16 | |
| 394901-02-01 | Phosphore | 0,893 | mg P/L | <0,005 | <0,005 | 0,218 | 0,259 | | |
| S225-698 | Sulfate | 217 | mg/L | <0,9 | <0,9 | 181 | 250 | TMT-E20B | |
| CEE-822-01 filtr. | Aluminium | 5,79 | mg/L | <0,005 | <0,005 | 4,33 | 8,05 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 filtr. | Arsenic | 0,270 | mg/L | <0,0001 | <0,0001 | 0,156 | 0,410 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 filtr. | Bore | 2,80 | mg/L | <0,010 | 0,037 | 2,02 | 3,74 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 filtr. | Baryum | 2,21 | mg/L | <0,010 | <0,010 | 1,69 | 3,13 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 filtr. | Béryllium | 1,83 | mg/L | <0,001 | <0,001 | 1,19 | 2,21 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 filtr. | Calcium | 10,25 | mg/L | <0,100 | <0,100 | 6,99 | 13,00 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 filtr. | Cadmium | 0,82 | mg/L | <0,0004 | <0,0004 | 0,630 | 1,170 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 filtr. | Cobalt | 1,53 | mg/L | <0,0001 | <0,0001 | 1,08 | 2,02 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 filtr. | Chrome | 4,30 | mg/L | <0,001 | <0,001 | 2,84 | 5,26 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 filtr. | Cuivre | 1,25 | mg/L | <0,0020 | <0,0020 | 0,868 | 1,610 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 filtr. | Dureté | 53 | mg $CaCO_3$/L | <1 | <1 | 35 | 66 | | TMT-E13D |
| CEE-822-01 filtr. | Fer | 10,13 | mg/L | <0,020 | <0,020 | 8,92 | 12,1 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 filtr. | Potassium | 19,65 | mg/L | <0,100 | <0,100 | 12,5 | 23,1 | | TMT-E13G |
| CEE-822-01 filtr. | Magnésium | 6,65 | mg/L | <0,100 | <0,100 | 4,35 | 8,07 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 filtr. | Manganèse | 4,08 | mg/L | <0,005 | <0,005 | 2,71 | 5,03 | TMT-E13G | |

Date de prélèvement : 2016-07-08
Date de réception : 2016-07-08
Projet : 100471
Prélevé par : Mme Maude Levesque Michaud
Matrice : Eau de surface
Échantillon (id client) : SO-1

| MRC / MR | Paramètres | Concentrations obtenues | Unités | LDM | Blanc | Valeur minimale acceptable | Valeur maximale acceptable | **Méthodes** | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | | | | | | Accréditées | Non accréditées |
| CEE-822-01 filtr. | Molybdène | 0,57 | mg/L | <0,001 | <0,001 | 0,495 | 0,919 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 filtr. | Sodium | 15,7 | mg/L | <0,400 | <0,400 | 9,45 | 17,60 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 filtr. | Nickel | 1,12 | mg/L | <0,001 | <0,001 | 0,791 | 1,470 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 filtr. | Plomb | 0,97 | mg/L | <0,001 | <0,001 | 0,630 | 1,170 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 filtr. | Antimoine | 0,170 | mg/L | <0,001 | <0,001 | 0,155 | 0,289 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 filtr. | Sélénium | 1,39 | mg/L | <0,0001 | <0,0001 | 0,945 | 1,760 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 filtr. | Uranium | 1,69 | mg/L | <0,001 | <0,001 | 1,23 | 2,29 | | TMT-E13G |
| CEE-822-01 filtr. | Vanadium | 2,09 | mg/L | <0,0001 | <0,0001 | 1,39 | 2,59 | TMT-E13G | |
| CEE-822-01 filtr. | Zinc | 4,70 | mg/L | <0,002 | <0,002 | 3,84 | 5,20 | TMT-E13G | |
| CQ 10 ppb | Argent | 119 | % | <0,0005 | <0,0005 | 80 | 120 | | TMT-E13G |
| CQ 10 ppb | Étain | 98 | % | <0,0001 | <0,0001 | 80 | 120 | | TMT-E13G |
| CQ 10 ppb | Thorium | 93 | % | <0,0005 | <0,0005 | 80 | 120 | | TMT-E13G |
| CQ 10 ppb | Thallium | 106 | % | <0,001 | <0,001 | 80 | 120 | | TMT-E13G |
| 140-025-037 (EU-L) | Aluminium | 0,070 | mg/L | <0,005 | <0,005 | 0,0563 | 0,0934 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Arsenic | 0,0706 | mg/L | <0,0001 | <0,0001 | 0,0707 | 0,0877 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Bore | 0,105 | mg/L | <0,010 | 0,049 | 0,099 | 0,129 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Baryum | 0,118 | mg/L | <0,010 | <0,010 | 0,104 | 0,143 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Béryllium | 0,011 | mg/L | <0,001 | <0,001 | 0,0102 | 0,0136 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Calcium | 2,31 | mg/L | <0,100 | <0,100 | 1,92 | 2,53 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Cadmium | 0,0212 | mg/L | <0,0004 | <0,0004 | 0,0198 | 0,0259 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Cobalt | 0,078 | mg/L | <0,0001 | <0,0001 | 0,0688 | 0,0921 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Chrome | 0,070 | mg/L | <0,001 | <0,001 | 0,053 | 0,070 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Cuivre | 0,103 | mg/L | <0,0020 | <0,0020 | 0,0924 | 0,1210 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Fer | 0,076 | mg/L | <0,020 | <0,020 | 0,0541 | 0,0766 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Potassium | 2,17 | mg/L | <0,100 | <0,100 | 1,92 | 2,34 | | TMT-E13G |
| 140-025-037 (EU-L) | Magnésium | 0,995 | mg/L | <0,100 | <0,100 | 0,850 | 1,17 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Manganèse | 0,135 | mg/L | <0,005 | <0,005 | 0,109 | 0,132 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Molybdène | 0,040 | mg/L | <0,001 | <0,001 | 0,033 | 0,048 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Sodium | 6,203 | mg/L | <0,400 | <0,400 | 5,29 | 6,56 | TMT-E13G | |

Date de prélèvement : 2016-07-08
Date de réception : 2016-07-08
Projet : 100471
Prélevé par : Mme Maude Levesque Michaud
Matrice : Eau de surface
Échantillon (id client) : SO-1

| MRC / MR | Paramètres | Concentrations obtenues | Unités | LDM | Blanc | Valeur minimale acceptable | Valeur maximale acceptable | **Méthodes** Accréditées | Non accréditées |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| 140-025-037 (EU-L) | Nickel | 0,078 | mg/L | <0,001 | <0,001 | 0,069 | 0,094 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Plomb | 0,044 | mg/L | <0,001 | <0,001 | 0,036 | 0,047 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Antimoine | 0,0179 | mg/L | <0,0001 | <0,0001 | 0,0151 | 0,0221 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Sélénium | 0,0294 | mg/L | <0,0001 | <0,0001 | 0,0223 | 0,0308 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Thallium | 0,088 | mg/L | <0,001 | <0,001 | 0,073 | 0,092 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Uranium | 0,106 | mg/L | <0,001 | <0,001 | 0,0836 | 0,121 | | TMT-E13G |
| 140-025-037 (EU-L) | Vanadium | 0,0542 | mg/L | <0,0001 | 0,0002 | 0,0436 | 0,0532 | TMT-E13G | |
| 140-025-037 (EU-L) | Zinc | 0,029 | mg/L | <0,002 | <0,002 | 0,023 | 0,035 | TMT-E13G | |
| C013-1341 | Mercure diss. | 0,000954 | mg/L | <0,00000[illegible] | <0,000005 | 0,000816 | 0,001260 | TMT-E13G | |
| PRE08-1(88) | Mercure | 0,00789 | mg/L | <0,00000[illegible] | 0,000017 | 0,003440 | 0,013760 | TMT-E13G | |
| Duplicata | Acidité | 350 | mg $CaCO_3$/L | | | | | | |
| Duplicata | Alcalinité | <2 | mg $CaCO_3$/L | | | | | | |
| Duplicata | Carbonates | <2 | mg $CaCO_3$/L | | | | | | |
| Duplicata | Fluorure | 0,752 | mg F/L | | | | | | |
| Duplicata | Phosphore | <0,005 | mg P/L | | | | | | |
| Duplicata | Sulfate | 688 | mg/L | | | | | | |
| Duplicata | Dureté | 275 | mg $CaCO_3$/L | | | | | | |
| Duplicata | Ag | <0,0005 | mg/L | | | | | | |
| Duplicata | Al | 10,4 | mg/L | | | | | | |
| Duplicata | As | 0,0008 | mg/L | | | | | | |
| Duplicata | B | <0,010 | mg/L | | | | | | |
| Duplicata | Ba | <0,010 | mg/L | | | | | | |
| Duplicata | Be | <0,001 | mg/L | | | | | | |
| Duplicata | Ca | 81,8 | mg/L | | | | | | |
| Duplicata | Cd | 0,0023 | mg/L | | | | | | |
| Duplicata | Co | 0,0946 | mg/L | | | | | | |
| Duplicata | Cr | 0,007 | mg/L | | | | | | |

Date de prélèvement : 2016-07-08
Date de réception : 2016-07-08
Projet : 100471
Prélevé par : Mme Maude Levesque Michaud
Matrice : Eau de surface
Échantillon (id client) : SO-1

| MRC / MR | Paramètres | Concentrations obtenues | Unités | LDM | Blanc | Valeur minimale acceptable | Valeur maximale acceptable | Méthodes | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | | | | | | Accréditées | Non accréditées |
| Duplicata | Cu | 0,728 | mg/L | | | | | | |
| Duplicata | Fe | 69,4 | mg/L | | | | | | |
| Duplicata | Hg | <0,000005 | mg/L | | | | | | |
| Duplicata | K | 2,83 | mg/L | | | | | | |
| Duplicata | Mg | 17,3 | mg/L | | | | | | |
| Duplicata | Mn | 1,92 | mg/L | | | | | | |
| Duplicata | Mo | <0,001 | mg/L | | | | | | |
| Duplicata | Na | 2,90 | mg/L | | | | | | |
| Duplicata | Ni | 0,031 | mg/L | | | | | | |
| Duplicata | Pb | 0,002 | mg/L | | | | | | |
| Duplicata | Sb | <0,0001 | mg/L | | | | | | |
| Duplicata | Se | 0,0004 | mg/L | | | | | | |
| Duplicata | Sn | <0,0001 | mg/L | | | | | | |
| Duplicata | Th | 0,0012 | mg/L | | | | | | |
| Duplicata | Tl | <0,001 | mg/L | | | | | | |
| Duplicata | U | <0,001 | mg/L | | | | | | |
| Duplicata | V | 0,0004 | mg/L | | | | | | |
| Duplicata | Zn | 1,20 | mg/L | | | | | | |

# ANNEXE 5

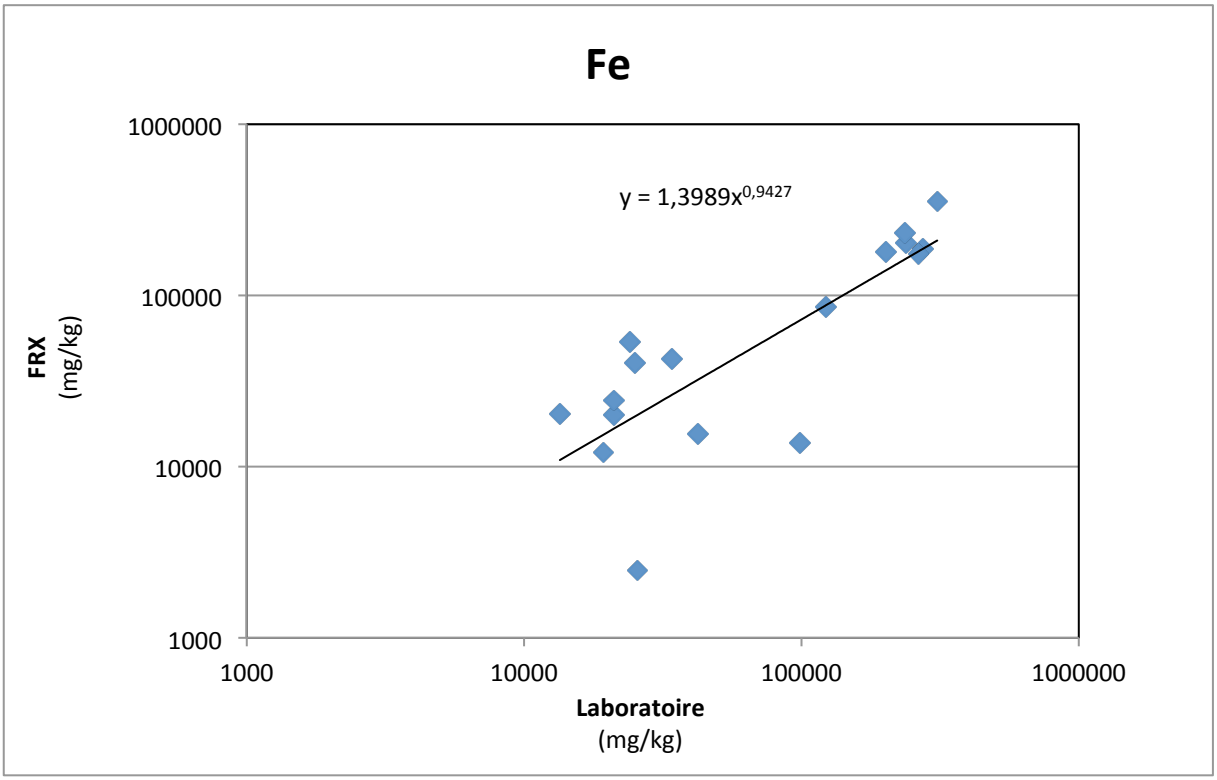
# Résultats des analyses de FRX

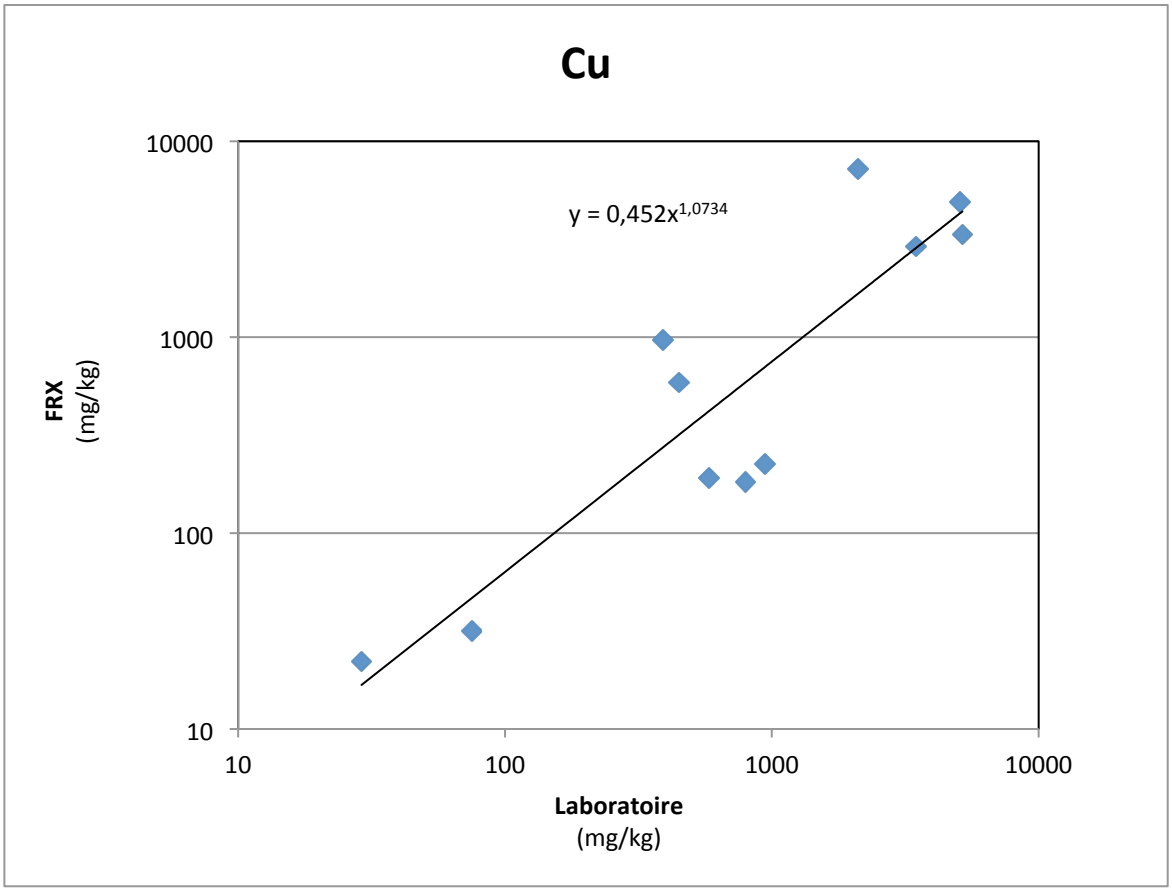
**Résultats des essais sur solide in situ par Fluorescence des rayons X**

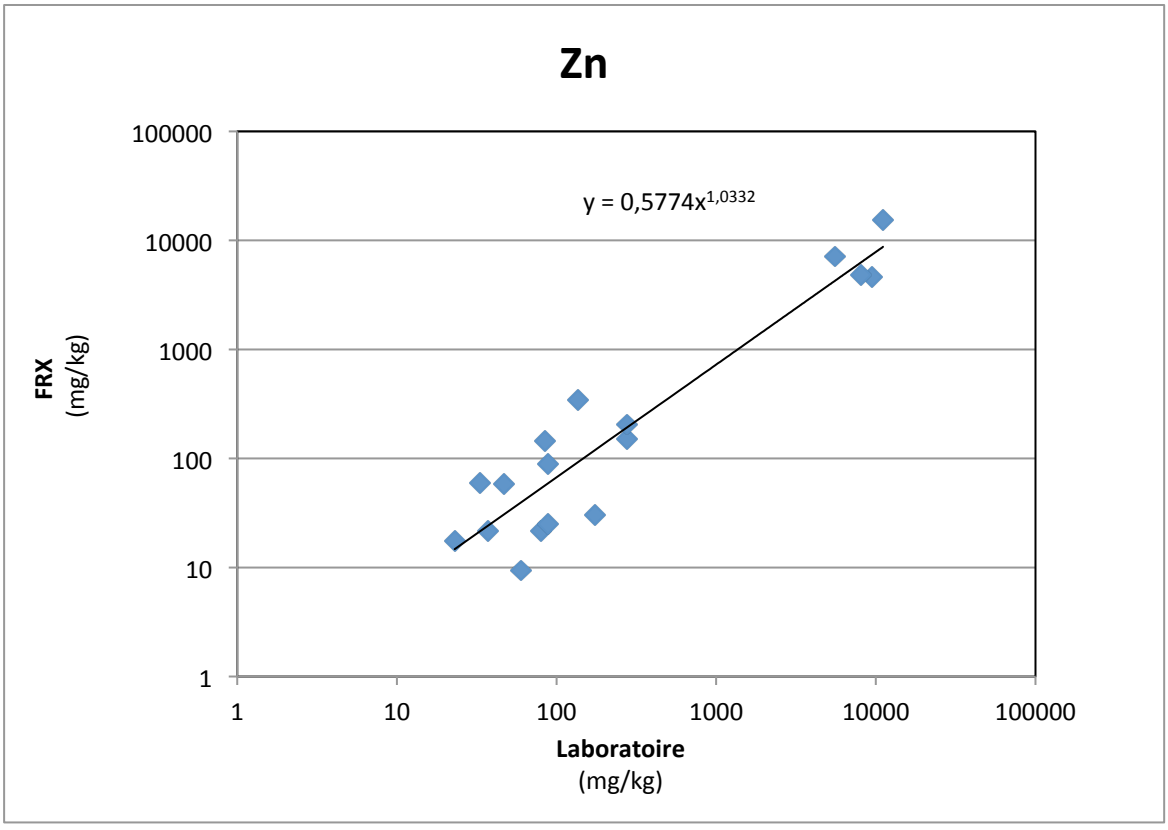
| Site ID | Lab ID (ActLab) | Niton XL3t XRF | | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | **Ca** (ppm) | **Cd** (ppm) | **Cu** (ppm) | **Fe** (ppm) | **K** (ppm) | **S** (ppm) | **Zn** (ppm) |
| ALDX001 | | 8079,51 | < LOD | < LOD | 42695,84 | 7378,14 | 1940,38 | 18,74 |
| ALDX002 | | 10561,79 | < LOD | 53,43 | 23428,43 | 6856,83 | 300,06 | 34,03 |
| ALDX003 | | 8450,82 | < LOD | < LOD | 28639,09 | 9881,07 | < LOD | 43,52 |
| ALDX004 | | 8903,29 | < LOD | < LOD | 28426,94 | 8350,11 | < LOD | 34,71 |
| ALDX005 | | 7955,54 | < LOD | 46,42 | 19554,38 | 9028,78 | < LOD | 63,09 |
| ALDX006-2 | ALD-006-1 | 1378,35 | < LOD | 182,23 | 85650,37 | 1510,94 | | 30,33 |
| ALDX006-3 | ALD-006-2 | 6667,89 | < LOD | < LOD | 20080,62 | 6264,83 | 2961,54 | 21,61 |
| ALDX027 | ALD-006-3 | 9968,8 | < LOD | < LOD | 20358,71 | 9414,72 | 1916,66 | 151,71 |
| ALDX007-1 | ALD-007 | 732,74 | 22,13 | 966,66 | 13771,38 | 450,72 | 5632,21 | 344,68 |
| ALDX007-2 | | 644,5 | 13,19 | 170,03 | 20024,17 | 1694,13 | 3733,96 | 13,88 |
| ALDX007-3 | | 1045,85 | < LOD | 124,77 | 27410,24 | 682,06 | | 82,97 |
| ALDX007-4 | | 5601,72 | < LOD | 30,56 | 13974,92 | 4472,64 | 417,85 | 455,4 |
| ALDX008 | | 9946,5 | < LOD | < LOD | 24945,15 | 8801,01 | 931,29 | 65,27 |
| ALDX009-1 | | 5894,54 | < LOD | 666,61 | 98638,29 | 3882,06 | 26529,75 | 126,16 |
| ALDX009-2 | ALD-009 | 4444,64 | 13,01 | 7206,79 | 203311,14 | 5233,81 | 106334,14 | 7121,32 |
| ALDX009-3 | | 25076,79 | < LOD | < LOD | 36166,92 | 10028,14 | 3197,95 | 63,06 |
| ALDX010 | | 10118,74 | < LOD | 32,66 | 28524,4 | 9382,97 | 11263,84 | 75,38 |
| ALDX011-1 | | 5504,36 | < LOD | 41,7 | 82466,82 | 5187,67 | 9829,54 | 175,57 |
| ALDX011-2 | | 2362,35 | < LOD | < LOD | 17497,56 | 15951,35 | 10123,61 | < LOD |
| ALDX012 | | 9307,08 | < LOD | 21,07 | 42371,54 | 6419,72 | | 67,79 |
| ALDX013 | ALD-013 | | < LOD | 31,51 | 12095,86 | | | 21,69 |
| ALDX014 | ALD-014 | 6687,78 | 97,95 | 3343,87 | 185884,98 | 3564,89 | 70397,93 | 15428,12 |
| ALDX015 | | 5050,83 | < LOD | 2702,42 | 164222,95 | 4119,83 | 90524,52 | 1693,7 |
| ALDX016 | ALD-016 | 4434,03 | < LOD | 224,21 | 175222,63 | 5716,43 | 12490,25 | 205,07 |
| ALDX017-1 | ALD-017 | 10259,71 | < LOD | 22,1 | 53376,62 | 9391,18 | 4812,02 | 89,51 |
| ALDX017-2 | | 9113,66 | < LOD | < LOD | 24725,67 | 8792,69 | 709,75 | 84,58 |
| ALDX018 | | 10008,4 | < LOD | < LOD | 30380,69 | 9798,78 | 2244,84 | 99,36 |
| ALDX019 | ALD-019 | 11690,69 | < LOD | < LOD | 40347,56 | 8273,39 | 6942,18 | 58,72 |
| ALDX020 | ALD-020 | 4190,52 | < LOD | < LOD | 24315,9 | 4854,76 | 6017,75 | 59,6 |
| ALDX021 | ALD-021 | 4701,97 | < LOD | < LOD | 42686,22 | 4100,03 | 2123,18 | 17,54 |
| ALDX022 | ALD-022 | 2931,68 | < LOD | 2905,99 | 231458,02 | 4763,58 | 127902,45 | 4656,99 |
| ALDX023 | ALD-023 | 385 | < LOD | < LOD | 2474,41 | < LOD | 4753,63 | 9,37 |
| ALDX024 | ALD-024 | 6097,06 | < LOD | 4889,6 | 180348,27 | 5221,8 | 124432,89 | 4838,87 |
| ALDX025 | ALD-025 | 364,28 | < LOD | 587,46 | 353892,91 | 1034,75 | 221477 | 143,93 |
| ALDX026 | ALD-026 | 2025,52 | < LOD | 191,29 | 15475,18 | < LOD | 6044,08 | 24,89 |

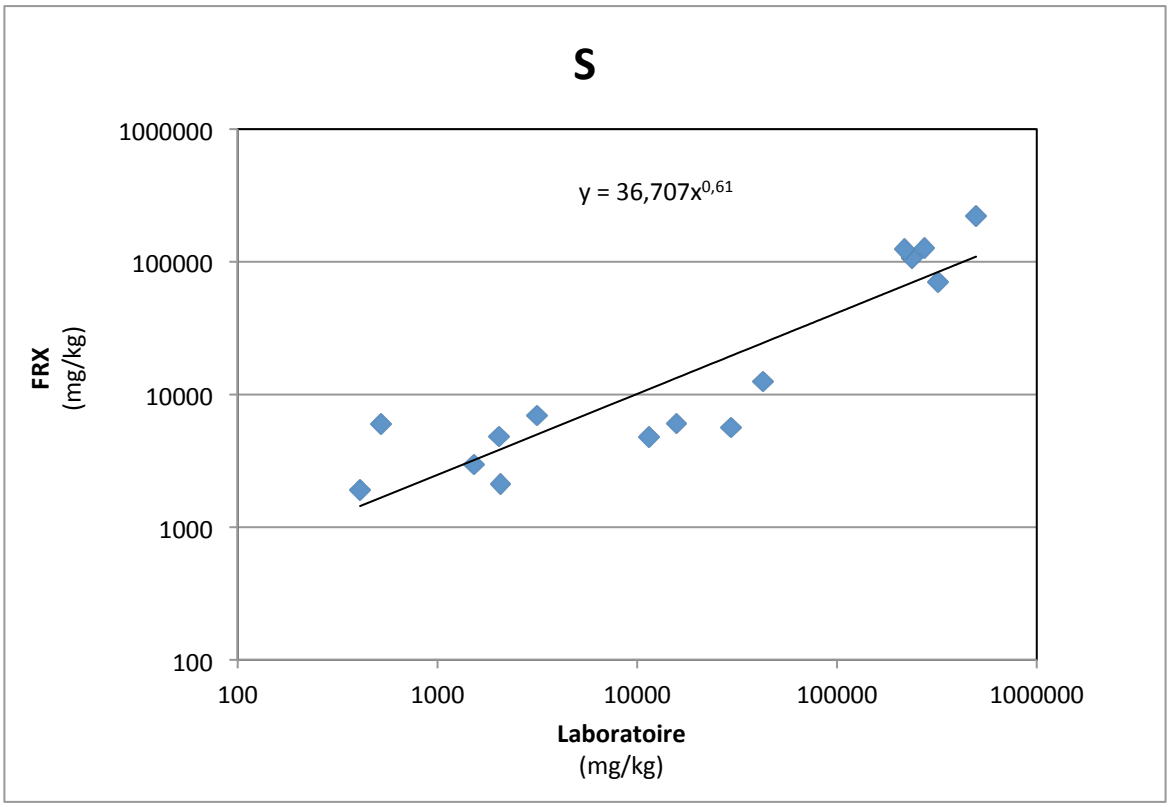
**Comparaison des analyses en laboratoire et par FRX**

| | Laboratoire | | | | FRX | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | Cu | Fe | Zn | S | Cu | Fe | Zn | S |
| ADL-006-1 | 797 | 122506 | 174 | 13700 | 182,23 | 85650,37 | 30,33 | 0 |
| ADL-006-2 | 15 | 21103 | 37 | 1530 | 0 | 20080,62 | 21,61 | 2961,54 |
| ADL-006-3 | 38 | 13465 | 276 | 410 | 0 | 20358,71 | 151,71 | 1916,66 |
| ADL-007 | 392 | 98857 | 136 | 29500 | 966,66 | 13771,38 | 344,68 | 5632,21 |
| ADL-009 | 2110 | 237597 | 5570 | 238000 | 7206,79 | 203311,14 | 7121,32 | 106334,14 |
| ADL-013 | 75 | 19312 | 80 | 600 | 31,51 | 12095,86 | 21,69 | 0 |
| ADL-014 | 5180 | 273408 | 11100 | 320000 | 3343,87 | 185884,98 | 15428,12 | 70397,93 |
| ADL-016 | 945 | 264089 | 275 | 42400 | 224,21 | 175222,63 | 205,07 | 12490,25 |
| ADL-017 | 29 | 24106 | 88 | 2040 | 22,1 | 53376,62 | 89,51 | 4812,02 |
| ADL-019 | 34 | 25167 | 47 | 3150 | 0 | 40347,56 | 58,72 | 6942,18 |
| ADL-020 | 28 | 21084 | 33 | 520 | 0 | 24315,9 | 59,6 | 6017,75 |
| ADL-021 | 30 | 34076 | 23 | 2070 | 0 | 42686,22 | 17,54 | 2123,18 |
| ADL-022 | 3470 | 235868 | 9490 | 274000 | 2905,99 | 231458,02 | 4656,99 | 127902,45 |
| ADL-023 | 51 | 25626 | 60 | 11500 | 0 | 2474,41 | 9,37 | 4753,63 |
| ADL-024 | 5070 | 201337 | 8070 | 218000 | 4889,6 | 180348,27 | 4838,87 | 124432,89 |
| ADL-025 | 448 | 308862 | 85 | 497000 | 587,46 | 353892,91 | 143,93 | 221477 |
| ADL-026 | 580 | 42442 | 88 | 15700 | 191,29 | 15475,18 | 24,89 | 6044,08 |




Cu
y = 0,452x^1,0734
10000
1000
100
10
10
100
1000
10000
FRX
(mg/kg)
Laboratoire
(mg/kg)


Zn
y = 0,5774x^1,0332
100000
10000
1000
100
10
1
1
10
100
1000
10000
100000
FRX
(mg/kg)
Laboratoire
(mg/kg)


S
y = 36,707x^0,61
1000000
100000
10000
1000
100
100
1000
10000
100000
1000000
FRX
(mg/kg)
Laboratoire
(mg/kg)