

ANNEXE 1

Rapports présentant les résultats
du modèle original
et de celui de l'Extension

Golder Associés Ltée

9200, boul. de l'Acadie, bureau 10
Montréal, QC, Canada H4N 2T2
Téléphone: (514) 383-0990
Télécopieur: (514) 383-5332



**ÉVALUATION DU DÉBIT D'EXHAURE ET DES
IMPACTS POTENTIELS SUR LES NIVEAUX DES EAUX
SOUTERRAINES, OSISKO EXPLORATION MALARTIC,
QUÉBEC, CANADA
CONFIDENTIEL**

Rapport présenté à:

OSISKO Exploration Ltée
2140, rue Saint-Mathieu
Montréal, Québec
H3H 2J4

DISTRIBUTION:

3 exemplaires : Osisko Exploration Inc., Montréal, Québec

2 exemplaires : Golder Associés Ltée, Montréal, Québec

Juillet 2008

07-1221-0028-2400

Golder Associés Ltée

9200, boul. de l'Acadie, bureau 10
Montréal, QC, Canada H4N 2T2
Téléphone: (514) 383-0990
Télécopieur: (514) 383-5332



Le 21 juillet 2008

07-1221-0028-2400

Osisko Exploration Inc.
2140, rue Saint-Mathieu
Montréal, Québec
H3H 2J4

À l'attention de Monsieur Luc Lessard, ing., Vice-Président Ingénierie et Construction

**OBJET: ÉVALUATION DU DÉBIT D'EXHAURE ET DES IMPACTS POTENTIELS
SUR LES NIVEAUX DES EAUX SOUTERRAINES, OSISKO
EXPLORATION MALARTIC, QUÉBEC, CANADA**

Monsieur Lessard,

Vous trouverez ci-joint notre rapport concernant l'évaluation des débits d'exhaure et des impacts potentiels sur les niveaux des eaux souterraines du projet d'exploitation d'une mine d'or à ciel ouvert à Malartic.

Espérant le tout conforme à vos attentes, nous vous prions d'agréer, Monsieur Lessard, nos meilleures salutations.

GOLDER ASSOCIÉS LTÉE

Normand D'Anjou, ing., M.Sc.
Associé principal
MNR/MG/AB/ND/jm

N:\ACTIF\2007\1221\07-1221-0028 OSISKO EST-MALARTIC\PHASE 2000 GÉOMÉCANIQUE ET HYDROGÉOLOGIE\2400 HYDROGÉOLOGIE\SECRÉTARIAT\RAPPORT ÉTUDE
HYDROGÉOLOGIQUE 2400\FINAL\SECRÉTARIAT\RF 07-1221-0028.DOC

TABLE DES MATIÈRES

<u>SECTION</u>	<u>PAGE</u>
1.0 INTRODUCTION.....	1
1.1 Mise en situation	1
1.1.1 Le projet Osisko	1
1.1.2 Localisation du projet Osisko	1
1.1.3 Problématique.....	2
1.2 Mandat et objectifs de l'étude	3
2.0 MÉTHODOLOGIE.....	4
2.1 Revue des données existantes.....	4
2.2 Travaux de terrain.....	6
2.2.1 Essais hydrauliques en forages.....	6
2.2.2 Suivi piézométrique	10
2.2.3 Localisation et nivellement.....	11
2.2.4 Essais hydrauliques sur les résidus miniers	11
2.2.5 Échantillonnage et analyse de l'eau souterraine	11
2.3 Évaluation de la recharge	12
2.4 Modélisation numérique.....	14
3.0 DESCRIPTION DE LA RÉGION À L'ÉTUDE	18
3.1 Physiographie et hydrographie	18
3.2 Utilisation de l'eau souterraine.....	19
3.3 Géologie des dépôts meubles	20
3.4 Géologie du roc.....	21
3.5 Topographie du roc et épaisseur des dépôts meubles	22
4.0 HYDROGÉOLOGIE ET RÉSULTATS DES TRAVAUX DE TERRAIN	23
4.1 Écoulement de l'eau souterraine	23
4.1.1 Conditions d'écoulement de l'eau souterraine à l'échelle régionale	23
4.1.2 Conditions d'écoulement de l'eau souterraine dans les anciennes mines	26
4.2 Évaluation de la recharge	28
4.3 Suivi piézométrique.....	28

TABLE DES MATIÈRES (SUITE)

<u>SECTION</u>	<u>PAGE</u>
4.4 Hydrostratigraphie et paramètres hydrauliques	30
4.4.1 Dépôts glaciolacustres.....	30
4.4.2 Esker.....	31
4.4.3 Till	31
4.4.4 Résidus miniers	31
4.4.5 Roc – Résultats des essais hydrauliques en forage	33
4.4.6 Coupes hydrostratigraphiques	34
4.5 Qualité de l'eau souterraine	35
5.0 MODÉLISATION NUMÉRIQUE.....	37
5.1 Description du modèle	37
5.1.1 Définition des conditions limites.....	38
5.1.2 Construction du maillage et assignation des paramètres hydrauliques	40
5.2 Calibration.....	44
5.2.1 Régime permanent (conditions statiques)	44
5.2.2 Régime transitoire – pompage au puits de la mine Est- Malartic (2006-2007).....	46
5.2.3 Régime permanent –débit d'exhaure des mines souterraines (1979)	47
5.3 Simulations prédictives	48
5.3.1 Description des scénarios de simulation	49
5.3.2 Résultats des simulations prédictives.....	52
6.0 CONCLUSIONS ET RECOMMANDATIONS	54
7.0 LIMITATIONS.....	58
RÉFÉRENCES.....	62

TABLE DES MATIÈRES (SUITE)**LISTE DES TABLEAUX**

Tableau 1	Liste des données existantes utilisées	5
Tableau 2	Sommaire des forages utilisés pour les essais packer.	7
Tableau 3	Source des données utilisées pour le calcul du bilan hydrologique	12
Tableau 4	Classes d'utilisation et types de sol utilisés pour le calcul du bilan hydrologique	14
Tableau 5	Localisation des points de mesure et données piézométriques obtenues en mars et en mai 2008	25
Tableau 6	Évaluation du volume d'eau dans les ouvertures minières à partir des tonnages minés.....	27
Tableau 7	Sommaire des différentes propriétés hydrauliques compilées et mesurées sur le terrain.....	32
Tableau 8	Résultats analytiques pour les échantillons prélevés au puits de la mine Est Malartic	36
Tableau 9	Sommaire des propriétés hydrauliques des unités hydrostratigraphiques assignées pour la calibration du modèle numérique d'écoulement.....	42
Tableau 10	Comparaison entre les volumes minés et les volumes d'ouvertures assignés au modèle numérique.....	44
Tableau 11	Comparaison entre les charges hydrauliques simulées et les charges hydrauliques mesurées pour la calibration sur les données piézométriques actuelles	45

TABLE DES MATIÈRES (SUITE)

Tableau 12	Sommaire des propriétés hydrauliques des unités hydrostratigraphiques assignées pour la calibration du modèle numérique d'écoulement et description des scénarios de la modélisation prédictive	51
Tableau 13	Débits d'exhaures estimés selon les différents scénarios de simulations prédictives.....	52

LISTE DES FIGURES

Figure 1	Plan de localisation du projet Osisko
Figure 2	Localisation des informations géologiques
Figure 3	Localisation des informations hydrogéologiques
Figure 4	Localisation des sondes à pression
Figure 5	Carte des dépôts meubles
Figure 6	Géologie du roc
Figure 7	Piezométrie de l'aquifère de roc (mars 2008)
Figure 8	Évolution du niveau de l'eau dans le puits de la mine Est Malartic d'avril 2006 à décembre 2007
Figure 9	Distribution des conductivités hydrauliques pour l'ensemble des essais packer
Figure 10	Histogramme des conductivités hydrauliques pour l'ensemble des essais packer
Figure 11	Histogramme des conductivités hydrauliques pour l'ensemble des essais packer par unité lithologique
Figure 12	Distribution des conductivités hydrauliques pour les essais packer des forages GT07-02 et GT07-05
Figure 13	Histogramme des conductivités hydrauliques pour les essais packer des forages GT07-02 et GT07-05
Figure 14	Coupe hydrostratigraphique A-A'
Figure 15	Coupe hydrostratigraphique B-B'
Figure 16	Conditions aux limites du modèle (calibration 1)

TABLE DES MATIÈRES (SUITE)

Figure 17	Distribution spatiale de l'infiltration dans le modèle hydrogéologique
Figure 18	Comparaison entre les niveaux d'eau simulés et observés (simulation 1)
Figure 19	Carte piézométrique dans l'aquifère de roc profond (calibration 1)
Figure 20	Graphique du rabattement simulé et observé au puits de la mine Est Malartic - 2006 - 2007
Figure 21	Graphique des valeurs de débits d'exhaure estimés selon les différents scénarios de simulations prédictive
Figure 22	Étendue du rabattement simulé dans les dépôts meubles après 10 ans – scénario A de pompage dans les chantiers
Figure 23	Étendue du rabattement simulé dans les dépôts meubles après 10 ans – scénario B de pompage dans les chantiers
Figure 24	Étendue du rabattement simulé dans le roc superficiel après 10 ans – scénario A de pompage dans les chantiers
Figure 25	Étendue du rabattement simulé dans le roc superficiel après 10 ans – scénario B de pompage dans les chantiers
Figure 26	Étendue du rabattement simulé dans les dépôts meubles après 15 ans – scénario A de pompage dans les chantiers
Figure 27	Étendue du rabattement simulé dans les dépôts meubles après 15 ans – scénario B de pompage dans les chantiers
Figure 28	Étendue du rabattement simulé dans le roc superficiel après 15 ans – scénario A de pompage dans les chantiers
Figure 29	Étendue du rabattement simulé dans le roc superficiel après 15 ans – scénario B de pompage dans les chantiers

LISTE DES ANNEXES

Annexe A	Sommaire des essais hydrauliques en forage
Annexe B	Données brutes de suivi des niveaux d'eau de mars à mai 2008
Annexe C	Données et interprétation de l'essai de perméabilité
Annexe D	Certificats d'analyses chimiques

TABLE DES MATIÈRES (SUITE)

Annexe E	Comparaison entre les volumes des chantiers des modèles géologiques et hydrogéologiques 3D
Annexe F	Conditions et limitations

1.0 INTRODUCTION

1.1 Mise en situation

1.1.1 Le projet Osisko

Osisko Exploration Ltée (Osisko) projette l'exploitation du gisement d'or Canadian Malartic situé au sud de la zone de la faille Cadillac et de la ville de Malartic et incluant une portion de la zone résidentielle de celle-ci. Le gisement est localisé au cœur de la ceinture aurifère abitibienne du Québec. La compagnie Osisko Exploration (Osisko) a acquis un intérêt de 100% dans la propriété minière Canadian Malartic en novembre 2004. Le gisement Canadian Malartic fait partie d'un vaste complexe minéralisé qui s'étend sur plus de 3 000 m et qui peut être défini comme un système porphyrique aurifère archéen dont la minéralisation est disséminée (Génivar, 2007).

Une exploitation à ciel ouvert est prévue puisque le gisement est situé en surface et que sa teneur minérale est relativement basse (1-2 g/t Au). L'estimation des ressources inférées à ce jour est de 8,4 M oz d'or. Une série de forages de définition sont présentement en cours et permettront de convertir le potentiel de ressources inférées à la catégorie supérieure de ressources indiquées/mesurées (Génivar, 2007).

1.1.2 Localisation du projet Osisko

Osisko est titulaire de baux miniers émis par le ministère des Ressources naturelles du Québec, qui lui accorde le droit d'accès et d'usage d'une propriété de 13 km environ selon l'extension est-ouest et de 4 km environ selon l'extension nord-sud. La propriété est entièrement située dans le Canton de Fournière, immédiatement au sud du Canton et de la ville de Malartic, environ 25km à l'ouest de la ville de Val-d'Or (figure 1). La propriété est de forme rectangulaire et est centrée selon les coordonnées géographiques 5 333 000 N et 713 000 E selon le système de projection UTM NAD 83 zone 17, et 48° 7'45'' N, -78° 7' E selon le système de projection Lat/long NAD 83.

1.1.3 Problématique

Entre 1935 et 2003, quatre mines souterraines ont été exploitées à diverses périodes dans le secteur localisé au nord et au sud de la route 117 à Malartic soit :

- la mine Canadian Malartic (exploitation de 1935 à 1965, Génivar 2007);
- la mine Sladen (exploitation de 1938 à 1970, Génivar 2007);
- la mine Barnat (exploitation de 1938 à 2003, Génivar 2007), et
- la mine Est Malartic (exploitation de 1938 à 1979, Génivar, 2007)

Ces mines sont actuellement ennoyées et le niveau d'eau dans les ouvrages souterrains est contrôlé par l'opération, du printemps à l'automne, de deux pompes submersibles installées dans deux puits de pompage aménagés dans le puits de la mine Est Malartic. La projection en plan de ces anciennes mines est présentée à la figure 2.

Osisko vise la réalisation d'un projet d'exploitation d'une mine à ciel ouvert dans le secteur des anciennes mines Canadian Malartic et Sladen afin d'extraire du minerai d'or jusqu'à une profondeur de 380 m sous la surface actuelle du terrain.

L'exploitation de la fosse à ciel ouvert nécessitera de miner en partie les anciens ouvrages souterrains, ce qui amène un questionnement quant au taux d'infiltration d'eau dans la mine à ciel ouvert et aux volumes d'eau générés par la mine souterraine au cours du développement, de l'opération et de la fermeture de la mine à ciel ouvert.

Aussi, le pompage nécessaire au dénoyage de la mine et à l'exploitation de la fosse projetée va engendrer un rabattement du niveau d'eau de la nappe d'eau souterraine, ce qui peut engendrer des impacts sur les utilisateurs actuels de l'eau souterraine.

Osisko a mandaté Golder Associés Ltée (Golder), en décembre 2007, afin de réaliser une revue des effets potentiels du projet Osisko sur les niveaux des eaux souterraines, d'évaluer le débit d'exhaure lors de l'opération de la mine à ciel ouvert ainsi que d'évaluer les débits disponibles par pompages des anciennes mines souterraines.

1.2 Mandat et objectifs de l'étude

Les objectifs spécifiques du projet sont les suivants :

- définir le milieu dans le secteur potentiellement affecté par les opérations de dénoyage du projet Osisko en regard des utilisateurs d'eau souterraine;
- évaluer l'utilisation actuelle des eaux souterraines;
- définir les propriétés hydrauliques des différentes unités hydrostratigraphiques (till, argile, sable, porphyre, graywacke) et les conditions d'écoulement de l'eau souterraine dans le roc;
- caractériser la qualité de l'eau souterraine dans le puits de pompage de la mine Est Malartic;
- évaluer le débit d'exhaure de la mine à ciel ouvert projetée et évaluer le débit d'exhaure supplémentaire pouvant être obtenu à partir des anciennes mines souterraines;
- évaluer l'ampleur du cône de rabattement régional dans l'aquifère du roc suite aux opérations de minage de la fosse à ciel ouvert et de dénoyage des anciennes mines souterraines;
- évaluer les variations du niveau de l'eau souterraine dans l'aquifère localisé dans les dépôts meubles suite aux opérations de dénoyage de la mine et de pompage dans les anciennes mines souterraines; et
- identifier les problèmes potentiels associés au projet tel que l'abaissement du puits de la ville de Malartic et/ou de puits domestiques, les tassements des sols fins et la stabilité des piliers de surface dans la zone de rabattement modélisée.

2.0 MÉTHODOLOGIE

L'approche préconisée pour répondre aux objectifs consiste principalement à quantifier les processus hydrogéologiques par modélisation numérique afin de préciser les débits d'exhaure et les effets du projet d'exploitation de la fosse à ciel ouvert à Malartic sur la ressource en eau souterraine. Le développement du modèle numérique d'écoulement, incluant les anciennes mines souterraines, permet l'évaluation quantitative des débits et permet d'évaluer certains impacts potentiels sur la ressource en eau.

Les sections suivantes présentent la méthodologie employée pour la réalisation du présent mandat.

2.1 Revue des données existantes

Une importante quantité de données concernant le site à l'étude est disponible. Une revue exhaustive des données existantes a été effectuée afin de définir en détail le secteur. Ces données comprennent, entre autres, de l'information concernant les utilisateurs d'eau souterraine, la géologie des dépôts superficiels et du roc, l'utilisation du sol, les paramètres hydrauliques des matériaux géologiques, les conditions hydrogéologiques et la gestion des eaux dans les mines souterraines.

Le tableau 1 présente les données existantes consultées dans le cadre du présent mandat. Les figures 2 et 3 présentent respectivement la localisation des données à caractères géologique et hydrogéologique utilisées pour réaliser le mandat.

Tableau 1
Liste des données existantes utilisées

Données recueillies	Source de l'information
Carte de la géologie du roc et des données structurales (failles)	Grant M., Sanfaçon R. et Trudel P. (1987) : Géologie de la mine de Canadian Malartic – district de Malartic. Ministère des ressources naturelles, série des manuscrits bruts M.B. 87-41, 73 pages. Grant M., Fallara F., Rose P.S., et Sanfaçon R. (2003) : Carte géologique 32D01. Ministère des ressources naturelles et de la faune.
Carte des dépôts superficiels	Veillette, 2003. Les cartes de formations en surface de l'Abitibi, Québec. Commission géologique du Canada, Dossier public 1523.
Carte topographique	Cartes matricielles à l'échelle 1: 20 000 (32D01-0102 et 32D01-0202) provenant du ministère des Ressources naturelles et de la Faune du Québec
Données sur les dépôts meubles et le roc	Données de forages du Système d'information hydrogéologique du MDDEP du Québec (site internet : 132.203.71.97/index.html) Données de forages d'exploration minière d'Osisko Exploration Ltée (fournis par le client) Ministère des Ressources naturelles et Faune du Québec, e-sigéom examine, Forages au diamant, site internet : http://sigeom.mrnfp.gouv.qc.ca/signet/classes/I1102_index Données de forages de Golder, 2008 (rapport en cours) Développement domiciliaire à Malartic – Secteurs : Golf et chemin du camping, Lot 2 : Égouts, aqueduc et voirie. Génivar 2006, 175 pages. Étude hydrogéologique – Recherche en eau souterraine et implantation d'un puits de production, Ville de Malartic. Génivar 2006, 27 pages.
Topographie du sol	Modèle numérique d'altitude (32D01-0102 et 32D01-0202) provenant du ministère des Ressources naturelles et de la Faune du Québec
Utilisation du territoire	MIR télédétection, Quickbird 2003/09/17 Veillette, 2003. Les cartes de formations en surface de l'Abitibi, Québec. Commission géologique du Canada, Dossier public 1523.
Données météorologiques	Données sur les normales climatiques de la station de Val-d'Or provenant des Archives climatiques nationales d'Environnement Canada, site internet : http://www.climate.weatheroffice.ec.gc.ca
Données hydrauliques	Données provenant du Centre d'expertise hydrique du ministère du Développement durable, de l'Environnement et des Parcs du Québec et de la Base de données fédérale HYDAT
Mines souterraines existantes	Plans en format électronique (fichiers .dxf) et en format papier d'Osisko Exploration Ltée (fournis par le client) Rapport portant sur la gestion de l'eau dans les ouvrages souterrains (Experts Enviroconseils Inc., année inconnue et Lac Minéral, 1984), informations sur les conditions de pompage dans les ouvrages souterrains fournis par Osisko
Paramètres hydrauliques et niveaux d'eau	<i>Rapport préliminaire</i> , Description du milieu récepteur. Génivar 2008a, 52 pages. Données de niveau d'eau dans le puits de la mine Est Malartic (fournies par le client) Étude hydrogéologique – Recherche en eau souterraine et implantation d'un puits de production, Ville de Malartic. Génivar 2006, 27 pages Golder – compilation des valeurs de conductivité hydraulique pour les argiles varvées abitibienne

2.2 Travaux de terrain

Différents travaux de terrain ont été réalisés entre le 5 novembre 2007 et la fin du mois de mai 2008. Les travaux de terrain ont permis de préciser les conditions d'écoulement de l'eau souterraine dans les dépôts meubles et le roc, de préciser les propriétés hydrauliques et la distribution des matériaux géologiques.

Les travaux de terrain réalisés sont les suivants:

- La réalisation de cinq forages (GT07-1 à GT07-5 et CM07-1540) orientés dans le roc et la réalisation d'essais hydrauliques en forages (essais packers) à l'intérieur de quatre de ceux-ci;
- La réalisation de 43 forages dans les dépôts meubles (BH-08-1 à BH-08-43);
- L'aménagement de neuf forages en puits d'observation;
- Le nivellement et la localisation des puits d'observation et forages réalisés;
- Le relevé piézométrique dans 30 puits d'observation et forages d'exploration ou de condamnation (21 dans le roc et 9 dans les dépôts meubles);
- Le relevé piézométrique dans quatre puits de mines souterraines;
- L'installation de 16 sondes à pression (dataloggers) pour le suivi du niveau d'eau dans les dépôts meubles et dans le roc pour l'étude de l'évolution des niveaux d'eau lors de la mise en fonction des deux pompes du puits de la mine Est Malartic; et
- L'échantillonnage et l'analyse de l'eau souterraine de l'eau du puits de la Est Malartic.

Les détails concernant la méthodologie de ces travaux sont décrits dans les paragraphes qui suivent.

2.2.1 Essais hydrauliques en forages

L'étude géotechnique de ce projet comprend cinq forages inclinés de diamètre NQ (GT07-01 à GT07-05) effectués à proximité de la zone minéralisée. Dans le but de réaliser une caractérisation hydrogéologique détaillée du massif rocheux, des essais de perméabilité à charge descendante et constante ont été effectués dans quatre de ces forages (GT07-02 à GT07-05) ainsi que dans un forage d'exploration (CM07-1540).

Les travaux de forages et les essais se sont déroulés du 5 novembre 2007 au 28 janvier 2008 et leur localisation est présentée à la figure 3. Les informations (coordonnées X-Y, profondeur, azimut et plongée) pour chacun des forages sont présentées au tableau 2.

Tableau 2
Sommaire des forages utilisés pour les essais packer.

Forage	Type d'essai packer	Coord. UTM (NAD 83)		Plongée (°)	Azimut (°)	Profondeur maximale testée (m)	
		X	Y			Parallèle au forage	Verticale
GT07-02	Simple	714820	5334725	60		279	242
GT07-03	Double	713580	5334900	60	45	226	196
GT07-04	Double	713910	5334447	70	315	369	347
GT07-05	Simple	714125	5334470	70	180	379	356
CM07-1540	Double	714307	5334883	55	180	124	101

Les essais hydrauliques en forage ont été réalisés à l'aide d'un système d'obturateurs pneumatiques descendus en utilisant un câble d'acier, reliés à un treuil et gonflés avec de l'azote gazeuse. Les forages GT07-02 et GT07-05 ont été testés avec un système d'obturateur pneumatique simple tandis que les forages GT07-03, GT07-04 et CM07-1540 ont été testés avec un système d'obturateur double. Le système d'obturateur simple consiste à positionner un obturateur pneumatique à l'intérieur des tiges de forage au-dessus du trépan et un second sous le trépan. L'intervalle testé est situé entre le fond du forage (existant au moment du test) et la base de l'obturateur placé sous le trépan.

Les longueurs des intervalles testés sont déterminées selon la qualité du roc rencontrée au cours du forage. Lorsque le forage de la section à tester est complété, le carottier est retiré et le train de tiges de forage est remonté du fond du sondage pour exposer la section à tester. Le sondage à découvert est ensuite lavé avec de l'eau pour enlever les additifs et les résidus de forage. Dans le cas du système à double obturateur, un troisième obturateur pneumatique est ajouté à six mètres sous le second obturateur. Avant

l'utilisation du système à double obturateur, le sondage est d'abord nettoyé avec un trépan afin de s'assurer qu'il ne contient aucun débris, puis les essais sont effectués sur des intervalles de 6 mètres.

Les intervalles des essais à obturateur simple sont choisis de telle sorte qu'il existe un chevauchement avec l'essai précédent. Les intervalles testés ont été généralement de 12 à 25 mètres (mesurés verticalement) pour les profondeurs de 0 à 125 mètres et de 25 à 55 mètres pour les profondeurs de 125 mètres et plus. Lors de l'utilisation du système à double obturateurs, les intervalles de 6 mètres n'ont pas été chevauchés. Dans ce cas, les zones testées ont été sélectionnées selon les zones ayant soit très peu de fracturation (hautes valeurs de RQD) soit les fracturations les plus élevées (faibles valeurs de RQD).

Un sommaire des essais hydrauliques en forage incluant une description des intervalles testés est présenté à l'annexe A.

2.2.1.1 Essais à charge descendante

Un total de 49 essais à charge descendante a été effectué. Ces essais visent à déterminer la conductivité hydraulique du roc dans l'intervalle isolé. Une fois que le système d'obturateur est gonflé et que le niveau statique est mesuré, une charge hydraulique est appliquée sur le massif rocheux par le remplissage des tiges de forage en utilisant de l'eau propre. Une fois les tiges de forage remplies d'eau, la baisse du niveau d'eau est mesurée avec un piézomètre électrique placé au bas de l'intervalle testé et un autre près de la surface (à quelques mètres sous le sommet des tiges de forage). Les données de récupération de l'essai à charge descendante ont été analysées en utilisant la méthode à charge descendante de Bouwer-Rice (Bouwer et Rice, 1976) et celle de Hvorslev (Hvorslev, 1951) pour calculer la conductivité hydraulique (K (m/s)) de l'intervalle testé.

La procédure détaillée de l'essai à charge descendante est la suivante :

1. Mesure du niveau d'eau statique avant d'insérer le système d'obturateurs pneumatiques;

2. Installation du piézomètre électrique à la base de l'obturateur du bas et ajustement de l'appareil à une fréquence de mesure aux deux secondes;
3. Installation d'un second piézomètre électrique sous le niveau statique aussi avec un ajustement de l'appareil à une fréquence de mesure aux deux secondes;
4. Mesure du niveau d'eau statique avant et après avoir gonflé les obturateurs pneumatiques;
5. Gonflement des obturateurs pneumatiques selon les recommandations du manufacturier (RST Instruments, 2007);
6. Remplissage des tiges de forage jusqu'à la surface avec de l'eau propre;
7. Mesure manuelle des niveaux d'eau de façon périodique pour le contrôle de la qualité des données enregistrées par les piézomètres électriques; et
8. Fin de l'essai lorsque le niveau d'eau atteint au moins 70% de remontée par rapport au niveau initial ou après 30 minutes (selon la première condition atteinte).

2.2.1.2 Essais à charge constante

Un total de 58 essais à charge constante a été effectué. Ce type d'essai implique l'application d'une charge et d'un débit constants dans l'intervalle testé à partir d'une pompe en surface. L'essai à charge constante est généralement effectué à la suite de l'essai à charge descendante. Les essais à charge constante ont été interprétés en utilisant la méthode à charge constante de Hvorslev (Hvorslev, 1951)

La procédure détaillée de l'essai à charge constante est la suivante :

1. Installation du second piézomètre électrique sur le système d'apport d'eau pour mesurer la pression d'eau injectée et ajustement de l'appareil à une fréquence de mesure aux deux secondes;

2. Mise en place du boîtier étanche, de la jauge de pression manuelle et du débitmètre à la tête du train de tige;
3. Injection de l'eau à une pression (maximale de 350 kPa) et à un débit constants durant 10 à 15 minutes avec les mesures du débit et de la pression à chaque minute; et
4. Dégonflement et retour au niveau d'eau statique.

2.2.2 Suivi piézométrique

Un relevé des niveaux d'eau a été réalisé à l'intérieur de 30 puits d'observation et de forages de définition ou de condamnation et de quatre puits de mines souterraines entre le 13 et le 16 mars 2008 et les 15 et 16 mai 2008.

La localisation de ces puits est présentée à la figure 3 et les données piézométriques recueillies ainsi qu'une description sommaire des puits sont présentées au tableau 5.

Afin de suivre l'évolution des niveaux d'eau sur une période prolongée lors de la recharge printanière de l'aquifère, un total de 16 sondes à pression (piézomètres électriques) a été installé à l'intérieur de puits d'observation et de forages d'exploration, de condamnation ou de définition. Des sondes ont aussi été installées dans trois puits de mines (Canadian Malartic, Barnat et Est Malartic). Deux modèles de sondes ont été installés dans les puits, les forages ou les ouvertures souterraines, soit des sondes à pression de marque *Solinst* modèle *Levellogger* et des sondes à pression de marque *Schlumberger* de modèle *Mini Diver*.

Les sondes ont été mises en place le 13 et le 14 mars 2008 avant le départ des pompes dans le puits de la mine Est Malartic et ont été retirées le 15 et le 16 mai 2008, soit deux mois après leur mise en place. Les données recueillies lors de cet essai sont utiles pour étudier l'impact du pompage sur les niveaux d'eau dans le roc et dans les dépôts meubles. La figure 4 présente la localisation des points de suivi des niveaux d'eau sur 2 mois.

Les données brutes de suivi des niveaux d'eau avec les sondes à pression sont présentées à l'annexe B.

2.2.3 Localisation et nivellement

La localisation et l'élévation du sol ainsi que du sommet du tubage à l'endroit de chaque puits d'observation ont été arpentées par les arpenteurs-géomètres de Osisko à l'aide d'un GPS (*Geographical Position System*) de marque *Sokkia*, modèle Radian IS avec un carnet Allegro CX. La précision de cet appareil est de 2 cm. Cette précision est jugée suffisante pour l'échelle de travail de la présente étude.

2.2.4 Essais hydrauliques sur les résidus miniers

Un essai de perméabilité à charge ascendante a été réalisé à l'intérieur du forage BH-08-03 le 14 mai 2008.

Ce type d'essai consiste à vider partiellement le puits d'observation à l'aide d'un échantillonneur à clapet et à mesurer le taux de remontée du niveau d'eau. L'intervalle crépiné d'une longueur de 1,5 m chevauche les résidus miniers. La solution analytique utilisée pour l'interprétation des données est celle de Bouwer et Rice (Bouwer et Rice, 1976).

Les données de terrain ainsi que le détail de l'interprétation de l'essai sont présentés à l'annexe C.

2.2.5 Échantillonnage et analyse de l'eau souterraine

L'échantillonnage de l'eau souterraine a été réalisé dans le puits de la mine Est Malartic, les 18 et 21 avril 2008 et le 3 juillet 2008. Les échantillons ont été analysés pour déterminer leur contenu en métaux, en hydrocarbures pétroliers C₁₀-C₅₀, en ions majeurs, et d'autres paramètres conventionnels tels l'azote ammoniacal, les cyanures, l'alcalinité totale, les matières en suspension et la dureté.

Les échantillons ont été prélevés directement sur la conduite d'eau de la pompe, laquelle pompait de façon continue depuis plusieurs jours. Les échantillons à analyser pour les métaux ont été filtrés au laboratoire.

Les analyses ont été réalisées par le laboratoire accrédité Maxxam Analytique Inc. de ville St-Laurent. Les procédures suivies lors de l'échantillonnage, du transport et de la conservation des échantillons respecte le *Guide d'échantillonnage à des fins d'analyses environnementales - Cahier 3: Échantillonnage des eaux souterraines* (MENV, 1994),

Les certificats d'analyses de Maxxam sont consignés à l'annexe D.

2.3 Évaluation de la recharge

L'utilisation du bilan hydrologique pour déterminer la recharge permet l'intégration de plusieurs paramètres tels que les précipitations, la température, le type de sol, les pentes du terrain, l'utilisation du sol et le type de culture. La méthode utilisée pour l'évaluation du coefficient de ruissellement est la méthode rationnelle décrite par le Soil Conservation Service (SCS, 1972 et 1975) et adaptée par le ministère des transports du Québec dans son manuel portant sur la conception des ponceaux (MTQ, 2004). Cette méthode permet de classer chaque texture, utilisation du sol et classe de pente en fonction de sa réponse hydrologique potentielle en permettant la détermination du coefficient de ruissellement en fonction des différents paramètres mentionnés plus haut.

Le tableau 3 résume les sources des données utilisées pour le calcul du bilan hydrologique.

Tableau 3
Source des données utilisées pour le calcul du bilan hydrologique

Composante du bilan hydrologique	Source
Précipitations annuelles (1971 à 2000)	Station météorologique de Val-d'Or, Environnement Canada http://www.climate.weatheroffice.ec.gc.ca/
Évapotranspirations réelles (1971 à 2000)	Station météorologique de Val-d'Or, Environnement Canada http://www.climate.weatheroffice.ec.gc.ca/
Ruissellement, méthode rationnelle	Ministère des Transport du Québec, 2004. Manuel de conception des ponceaux
Utilisation du sol	MIR télédétection, Quickbird 2003/09/17
Type de sol	Veillette, 2003. Les cartes de formations en surface de l'Abitibi, Québec. Commission géologique du Canada, Dossier public 1523.
Classes de pentes	Ministère des Ressources naturelles et de la Faune du Québec, modèles numériques d'altitude (32D01-0102 et 32D01-0202)

La recharge calculée à partir du bilan hydrologique est définie comme étant équivalente à l'infiltration dans le sol (Scanlon et al., 2002). Cette recharge est toutefois dite potentielle ou maximale, car beaucoup de processus peuvent intervenir dans la zone non-saturée et empêcher l'infiltration d'atteindre la nappe.

L'emmagasinement (S) définit la quantité d'eau qui est retenue par les plantes et qui ne s'infiltré pas dans le sol jusqu'à la nappe. Il varie principalement en fonction de deux paramètres : la profondeur des racines et la capacité de rétention du sol (Scanlon et al., 2002).

L'infiltration potentielle a été déterminée par bilan hydrologique pour tout le territoire à l'étude. L'infiltration potentielle est calculée en soustrayant des précipitations (P) les valeurs du ruissellement direct (R_d), de l'évapotranspiration réelle (ET) et de l'emmagasinement (S) (Banton et Bangoy, 1999).

$$I = P - R_d - ET - S \quad \text{eq.1}$$

où I = infiltration (mm)
P = précipitation (mm)
 R_d = ruissellement direct (mm)
ET = évapotranspiration réelle (mm)
S = emmagasinement (mm)

Les précipitations (P) ont été compilées pour la période de 1971 à 2000 à partir des données de normales climatiques des Archives climatiques nationales d'Environnement Canada pour la station de Val-d'Or (48° 3.600' N, 77° 47.400' O, 337,40 m d'altitude).

Le ruissellement direct (R_d) a été calculé en utilisant la méthode rationnelle telle que suggérée par le ministère des Transports du Québec (MTQ, 2004). Cette méthode permet de calculer le ruissellement direct en ce qui a trait à la hauteur d'eau pour une surface unitaire à partir de la hauteur de pluie tombée et du coefficient C_p qui, lui, prend en compte le type de sol, l'utilisation du sol et les pentes. Cette méthode permet de classer l'utilisation du sol et le type de sol en fonction de sa réponse hydrologique potentielle. Le ruissellement ainsi calculé correspond au ruissellement direct suite à une précipitation. Suite à ce calcul, il a été possible de définir des zones correspondant à des coefficients de ruissellement faible, moyen et élevé.

Le type de sol utilisé pour le calcul du ruissellement a été déterminé à partir de la carte des dépôts meubles de Veillette (2003) présentée à la figure 5. Les classes de pentes ont, quant à elles, été déterminées à partir du modèle numérique d'altitude (MNA) à l'échelle du 1 :20 000 (MRNF, 2004). L'utilisation du sol a été déterminée par photo-interprétation à partir de la photo aérienne (MIR télédétection). La cartographie a été réalisée selon les classes d'utilisation du sol et de types de sol présentés au tableau 4.

Tableau 4
Classes d'utilisation et types de sol utilisés pour le calcul du bilan hydrologique

Utilisation du sol	Types de sol
Boisé	Roc
Imperméable	Till
Milieu humide, lacs et rivières	Esker
Sol à nu	Argile
Organique	Tourbière

L'évapotranspiration potentielle (ETP) a été calculée mensuellement selon la méthode de Thorntwaite et Mather (Thorntwaite et Mather, 1957), en utilisant les données de normales climatiques mensuelles pour la période de 1971 à 2000 pour la station de Val-d'Or. L'évapotranspiration réelle (ETR) a ensuite été déterminée mensuellement en comparant les valeurs d'ETP aux valeurs de précipitation et de ruissellement direct moyen. Lorsque la valeur mensuelle d'ETP excédait la balance de la précipitation moins le ruissellement direct (P-Rd) pour le même mois, l'ETR a été limitée à la valeur de (P-Rd). Lorsque l'ETP était inférieure à (P-Rd), l'ETP a été conservée comme valeur de ETR. La somme des 12 valeurs mensuelles d'ETR a ensuite été faite pour obtenir une valeur de ETR annuelle et ainsi obtenir l'évapotranspiration réelle.

2.4 Modélisation numérique

La modélisation numérique a été utilisée afin d'évaluer quantitativement le rabattement dans le roc et dans les dépôts meubles engendré par le pompage avant et lors de l'exploitation de la mine projetée. Cet outil mathématique a aussi été utilisé pour évaluer le débit d'exhaure engendré par le minage de la fosse à ciel ouvert et par le pompage des anciennes mines souterraines.

Plus spécifiquement, la modélisation permet d'évaluer de façon quantitative :

- 1) l'impact du pompage de l'eau souterraine dans l'aquifère du roc et le débit d'infiltration dans la fosse à ciel ouvert en plus des débits de pompage potentiels dans les ouvrages souterrains;
- 2) l'impact sur les niveaux d'eau dans l'esker, où a lieu le pompage d'eau potable par la ville de Malartic, et dans le roc superficiel, où des puits domestiques sont installés, et ainsi conclure sur la possibilité d'un conflit d'usage, et
- 3) la possibilité de drainage de l'argile (dépôts glaciolacustres).

Le logiciel utilisé pour la modélisation numérique est le logiciel Feflow - Finite Element Subsurface Flow System (Dierch 2004 a et b). Ce logiciel de simulation numérique de l'écoulement de l'eau souterraine permet également de modéliser le transport de contaminants en utilisant la méthode des éléments finis. Le logiciel est particulièrement approprié pour des systèmes aquifères complexes impliquant plusieurs unités hydrostratigraphiques et des conditions aux limites variables.

L'étendue du domaine modélisé couvre environ 225 km² et est contrainte au nord par le lac Malartic et au sud par le lac Fournière, tous les deux représentés par une limite à charge imposée. Les limites est et ouest respectent le réseau hydrographique de surface et sont perpendiculaires à l'écoulement de l'eau souterraine. Ces limites sont représentées par une limite imperméable (flux nul).

Pour la représentation des mines souterraines, le modèle numérique a été construit à partir du modèle tridimensionnel réalisé à l'aide du logiciel Gocad. Ce dernier a été développé à partir des plans des anciennes mines fournis par Osisko (Osisko, 2008b). Le modèle numérique intègre la géométrie complexe du modèle géologique 3D représentée par les galeries, les chantiers et les puits pour chacune des quatre mines existantes (Canadian Malartic, Sladen, Barnat et Est Malartic). Certaines simplifications ont été faites du point de vue du nombre de galeries souterraines, tout en s'assurant de respecter les connections hydrauliques principales entre les différents chantiers souterrains.

Une fois le modèle numérique construit, celui-ci a été calibré sur des données réelles telles que des niveaux d'eau et/ou des débits de pompage. La calibration a été effectuée selon trois jeux de données :

- condition sans pompage (régime permanent) en utilisant les données piézométriques mesurées dans plusieurs puits d'observation ou forages, en mars 2008;
- pompage réalisé à partir du puits de la mine Est Malartic, d'avril 2006 à décembre 2007 (régime transitoire) en utilisant les données de niveaux mesurées par Osisko dans le puits de la mine Est Malartic; et
- pompage des mines souterraines entièrement drainées en 1979 (régime permanent).

La calibration d'un modèle d'écoulement constitue la démarche visant à démontrer la capacité du modèle numérique à reproduire des charges hydrauliques et des flux volumétriques tels qu'observés dans la réalité (Anderson et Woessner, 1991).

La calibration a été réalisée par essais et erreurs en modifiant les paramètres hydrauliques (conductivité hydraulique, emmagasinement, etc.) et les valeurs de recharge. La réalisation de plusieurs simulations pour chacun des scénarios, en faisant varier un ensemble de paramètres hydrauliques, a pour but de minimiser la différence entre les charges hydrauliques, les rabattements et les débits simulés et mesurés et de représenter les conditions d'écoulement de l'eau souterraine. La réalisation d'une calibration selon trois scénarios, deux en régime permanent et un en régime transitoire, permet de réduire l'incertitude du modèle et d'assurer une plus grande validité aux résultats de prédiction.

Une fois les objectifs de calibration atteints, des simulations prédictives ont été conduites selon les stades de développement de la fosse et le taux de pompage de l'eau souterraine emmagasinée dans les ouvertures existantes.

La modélisation a été réalisée en régime transitoire pour représenter ces trois stades de développement, soit en 2013, en 2018 et en 2025. Le pompage est initié en 2010 au début du creusage de la fosse.

3.0 DESCRIPTION DE LA RÉGION À L'ÉTUDE

La région étudiée dans le cadre du présent mandat couvre une superficie de 225 km² et comprend une portion de la ville de Malartic, laquelle est située à 25 km à l'ouest de la ville de Val-d'Or. Le point central de la région étudiée correspond aux coordonnées géographiques 5 335 000 N et 715 000 E selon le système de projection UTM NAD 83 zone 17, et 48° 7' N, -78° 7' E selon le système de projection Lat/long NAD 83.

Les limites de la région à l'étude ont été déterminées en fonction de l'emplacement des rivières, des lacs et de la ligne de partage des eaux au sud du modèle. Cette région couvre entièrement le périmètre prévu pour la zone d'exploitation projetée (RSG Global, 2006) en plus d'inclure les quatre mines souterraines existantes.

3.1 Physiographie et hydrographie

Le territoire à l'étude est limité au sud-est par le lac Fournière (28 km²) et au nord par le lac Malartic (76 km²). La topographie de surface est relativement modérée et suit le relief du socle rocheux précambrien de la région. L'élévation moyenne du terrain est de 325 mètres au-dessus du niveau moyen de la mer (a.n.m.m.) avec quelques collines s'élevant à près de 400 mètres (a.n.m.m.) et s'étendant de l'ouest vers l'est dans la partie sud-ouest du territoire. La dénivellation verticale maximale pour la région couverte est d'environ 75 mètres.

La région est partiellement boisée et les espèces d'arbre dominantes sont l'épinette noire, le mélèze et le bouleau. La région à l'étude est située à la tête du bassin versant drainé par la rivière Harricana, qui fait elle-même partie du grand bassin hydrographique de la Baie-James. Un certain nombre de ruisseaux, de rivières, de marécages et de petits lacs partiellement connectés entre eux parsèment la zone à l'étude. La majorité du terrain se draine au nord vers le lac Malartic, par la Petite rivière Héva et la rivière Malartic, tandis que les eaux localisées dans le sud-ouest se drainent vers l'est par le ruisseau Raymond puis vers le sud vers le lac Fournière.

3.2 Utilisation de l'eau souterraine

La ville de Malartic est actuellement desservie en eau par trois sources d'alimentation souterraines situées à l'intérieur de la région à l'étude à environ 4 km au nord-ouest de la fosse proposée. La localisation de ces puits est présentée à la figure 3.

Selon les informations transmises par le directeur des travaux publics de la Ville de Malartic, Monsieur Jean Brassard, un débit moyen de 1700 m³/j est pompé selon une répartition de 80% prélevé dans le puits PP-6 localisé au nord-ouest et construit en 2006, et de 10% par chacun des deux autres puits, P-4 et P-5, situés dans un banc d'emprunt désaffecté au sud-est du puits PP-6. Les puits d'alimentation sont situés sur la crête d'un même esker au relief peu accentué.

Selon le rapport hydrogéologique disponible (GCE Consultaux, 2006), le puits principal PP-6 n'est pas localisé en zone inondable et son élévation est de 330,6 mètres. Les eaux de surface et souterraines dans ce secteur s'écoulent vers le nord-nord-ouest, soit vers la Petite rivière Héva. Le niveau d'eau à ce puits est situé à l'élévation 310 mètres et provient d'un aquifère à nappe libre, qui est majoritairement situé à l'intérieur d'une zone réservée à l'eau potable par décret.¹

Selon les informations obtenues, le sommaire historique de l'approvisionnement en eau à la ville de Malartic est le suivant :

- 1983 : L'approvisionnement en eau est effectué à partir du lac de la réserve (Golder, 1983);
- 1990 : Les puits P-4 et P-5 sont en production et des activités de recharge artificielle à partir de bassins d'infiltration sont réalisées (information verbale du directeur technique de Malartic, 1990);

¹ Ministère des Ressources Naturelles et de la Faune, Contrainte Minière #6112, Soustraction à l'activité minière (jalonnement, désignation sur carte, à la recherche minière ou à l'exploitation minière d'un terrain nécessaire à l'alimentation de la prise d'eau potable de la ville de Malartic, MRC Vallée de l'Or, circonscription foncière d'Abitibi, www.gestim.mines.gouv.qc.ca).

- 2006 : Implantation du nouveau puits d'approvisionnement PP-6 et essai de pompage (Génivar, 2006), et
- 2008 : Nouveaux essais de pompage de longue durée au puits PP-6 (information verbale du directeur technique de Malartic, 2008) et travaux visant à implanter un nouveau puits environ 600 m au nord-nord-ouest de PP-6 (GCE Consultants, 2008)

L'historique de l'approvisionnement en eau des puits de la ville de Malartic indique donc que les capacités de production des puits ont eu de la difficulté à rencontrer les besoins en eau de la ville de Malartic, et ce, de façon récurrente depuis la construction du premier puits.

Aussi, au moins une cinquantaine de propriétés se situant à l'extérieur du réseau d'aqueduc municipal (résidentielles et/ou agricoles et/ou commerciales) ont été identifiées dans le secteur ciblé par l'étude comme étant alimentées par un puits domestique pour leur alimentation en eau potable installé dans les dépôts meubles ou dans le roc. Les propriétés se retrouvent principalement au sud, le long du 7^e rang et du chemin du Lac-Mourier tandis qu'au nord, elles longent la route 117 et le chemin de la rue du Lac-Malartic. La zone ici couverte inclut les limites du modèle hydrogéologique et le territoire de Rivière-Héva situé au nord-ouest.

3.3 Géologie des dépôts meubles

La zone à l'étude est principalement caractérisée par la présence de dépôts glaciaires. La figure 5 présente la carte géologique des dépôts meubles.

L'unité à la base de la colonne stratigraphique est le till. Il s'agit d'un dépôt résultant de l'érosion et du transport par le glacier en mouvement du roc sous-jacent. D'après la carte des dépôts meubles (Veillette et al., 2003), le till est présent sur les hauts topographiques (ou collines) selon une épaisseur de moins d'un mètre. Les pentes des collines sont couvertes par un dépôt continu de till d'épaisseur de plus de 1 m. Les tills de l'Abitibi ont une teneur moyenne de 60 à 70% en sable, de 20 à 25% en silt, de moins de 5% en argile et de moins de 5% de bloc (Veillette et al., 2003).

Le retrait glaciaire a mis à découvert les dépôts fluvioglaciaires, principalement les eskers, très présents dans la région. Ceux-ci sont principalement composés de sable et gravier et peuvent atteindre plus de 30 mètres d'épaisseur. La portion d'esker comprise dans la zone à l'étude présente un bon potentiel aquifère, puisque l'eau est retenue à l'intérieur par les dépôts glaciolacustres. Comme il a été mentionné précédemment, c'est dans ce type de dépôt de surface que sont aménagés les puits d'approvisionnement en eau potable de la ville de Malartic.

Les dépôts glaciolacustres sont les sédiments en suspension qui étaient présents dans le lac Barlow-Ojibway et qui se sont déposés sur les terres immergées. Les dépôts typiques d'un environnement glaciolacustre sont les argiles varvées composées de couches estivales en alternance avec les couches hivernales. La couche estivale est généralement plus épaisse, à granulométrie plus grossière, silteuse et de couleur plus claire. La couche hivernale est moins épaisse, à granulométrie plus fine, argileuse et de couleur plus foncée. Les dépôts glaciolacustres possèdent une épaisseur variable qui peut atteindre jusqu'à 20 mètres dans la zone à l'étude.

Suite au retrait du lac Barlow-Ojibway, les argiles et les sables littoraux ont été mis à découvert. C'est à ce moment que s'est développé le système de drainage suivant la pente du terrain. Les dépôts mis en place par le développement du système de drainage sont les alluvions. Ceux-ci sont principalement composés de sable silteux, de silt argileux, de sable et gravier, et leur épaisseur varie généralement de 1 à 5 mètres. Par la suite, les tourbières se sont formées. Les tourbières sont composées de dépôts organiques à décomposition très lente, puisqu'elles sont la plupart du temps submergées.

3.4 Géologie du roc

Le site à l'étude est localisé dans la ceinture de roches vertes archéennes située dans la partie sud-est de la province géologique du Supérieur dans le bouclier canadien (figure 6). La zone de la faille de Cadillac d'orientation est-ouest entrecoupe la région à l'étude. Plusieurs groupes lithologiques sont associés au faciès du schiste vert. La faille Raymond se situe au sud de la ville de Malartic et traverse la zone étudiée. Il existe une intrusion relativement étendue de granodiorite au sud-est de cette faille. Les roches méta-sédimentaires siliceuses situées de part et d'autre de la faille de Cadillac forment

l'assise géologique, en l'occurrence le conglomérat polygénique au nord et le grauwacke au sud. Le substratum est également composé de roches volcaniques, intrusives ultramafiques, mafiques (basalte) et intrusives felsiques (tonalite).

La majorité de la propriété de Malartic repose sur des roches méta-sédimentaires du Groupe de Pontiac au sud de la zone de faille Cadillac. La partie centrale nord de la propriété couvre une section de 3,5 km le long de la faille et est sous-jacente à des roches mafique-ultramafiques métavolcaniques du Groupe de Piché, entrecoupée par des intrusions de porphyre. Les deux structures majeures, les failles Cadillac et Sladen, définissent les limites nord et sud de la zone tectonique immédiate de la région de Malartic. Le gisement Canadian Malartic est constitué d'or disséminé dans un porphyre de diorite et un grauwacke comportant divers degrés d'altération en silice et en calcite.

3.5 Topographie du roc et épaisseur des dépôts meubles

Le calcul de l'épaisseur des dépôts meubles a été réalisé par interpolation des données disponibles. Il s'agit des données du système d'informations hydrogéologiques (SIH) du MDDEP (MDDEP, 2008), des données d'exploration minière compilées sur le site du Sigeom (MRNF, 2008), des données de Génivar (Génivar, 2006 et 2007), de Consulteaux (GCE Consulteaux, 2006) et de Golder (Golder, 2008 en rédaction).

La carte des dépôts superficiels de la Commission géologique du Canada (Veillette et al., 2003) a aussi été utilisée dans le but de localiser les affleurements rocheux (figure 5).

De façon générale, une épaisseur de dépôts plus importante est identifiée dans la partie ouest de la zone d'étude, là où se situe l'esker, et au centre de la zone où sont situés les parcs à résidus.

La carte de la topographie du roc est en relation directe avec celle de la topographie de surface et de la carte de l'épaisseur des dépôts meubles. En effet, celle-ci a été obtenue suite à la soustraction de la topographie de surface (modèle numérique de terrain) et de la carte de l'épaisseur des dépôts meubles obtenue par interpolation. C'est cette surface qui a été intégrée au modèle numérique d'écoulement de même que la surface topographique.

4.0 HYDROGÉOLOGIE ET RÉSULTATS DES TRAVAUX DE TERRAIN

4.1 Écoulement de l'eau souterraine

4.1.1 Conditions d'écoulement de l'eau souterraine à l'échelle régionale

La figure 7 présente une carte piézométrique de l'aquifère du roc réalisée à partir des données piézométriques relevées en mars 2008. Les données piézométriques recueillies ainsi qu'une description sommaire des puits sont présentées au tableau 5 ci-dessous. Il peut être observé que la plupart des données piézométriques se concentrent aux environs des mines souterraines, des parcs à résidus et du bassin d'entreposage d'eau proposé.

La carte piézométrique représente les conditions d'écoulement de l'eau souterraine dans l'aquifère de roc. L'intervalle des valeurs d'élévation de l'eau souterraine est compris entre 334,41 à 301,15 mètres. Les valeurs d'élévations de l'eau souterraine comprises entre 300 et 305 m sont essentiellement reliées à une galerie ou à un chantier de mine. Ces niveaux évoluent de la même façon lorsque soumis à une sollicitation telle que du pompage.

Afin de compléter la carte piézométrique, les données d'élévation du modèle numérique de terrain aux limites des lacs Malartic (294 m) et Fournière (304 m) ont été incluses aux fins de l'interprétation. La présence d'une ligne de partage des eaux au centre de la zone, au relief accentué au sud-ouest du site, a aussi été incluse au modèle conceptuel d'écoulement de l'eau souterraine dans le roc, bien que peu de données piézométriques ne soient disponibles pour l'instant dans ce secteur.

De façon générale, l'écoulement de l'eau souterraine s'effectue du sud vers le nord avec une tendance de l'écoulement de l'eau souterraine vers les anciennes mines dans le secteur plus immédiat de celles-ci. Au sud-ouest, dans le secteur des collines, le gradient hydraulique horizontal est plus important avec une valeur moyenne de 0,008. Près des anciennes mines souterraines Canadian Malartic, Sladen, Barnat et Est Malartic le gradient hydraulique horizontal est encore plus prononcé avec une valeur moyenne de 0,025 qui reflète l'influence des ouvrages souterrains dans le roc. Au nord de la ville de

Malartic, l'écoulement de l'eau souterraine est caractérisé par un plus faible gradient hydraulique horizontal avec une valeur moyenne de 0,0025.

La compréhension actuelle du site implique l'hypothèse que la contribution de l'aquifère de roc aux cours d'eau de surface est limitée aux plans d'eau majeurs tels que le lac Malartic et le lac Fournière. Les cours d'eau qui se retrouvent dans la zone à l'étude (rivière Malartic, lacs et ruisseaux superficiels) sont, quant à eux, considérés en connexion hydraulique avec les dépôts de surface.

La ville de Malartic s'approvisionne en eau potable à partir de trois puits aménagés dans un esker localisé au nord-ouest de la fosse proposée (figure 3). Selon les informations transmises par le directeur des travaux publiques de la Ville de Malartic, Monsieur Jean Brassard, un débit moyen de 1700 m³/j est pompé selon une répartition de 80% par le puits PP-6, le plus au nord-ouest et construit en 2006, et de 10% par chacun des deux autres puits, P-4 et P-5, situés dans un banc d'emprunt désaffecté. Une étude hydrogéologique est présentement en cours dans le secteur du puits PP-6 afin d'étudier en conditions de pompage l'influence de ce puits sur les niveaux d'eau dans l'esker et afin d'évaluer la possibilité d'implanter un nouveau puits de pompage environ 600 m au nord-nord-ouest du puits existant PP-6.

Tableau 5

Localisation des points de mesure et données piézométriques obtenues en mars et en mai 2008

Puits	X (UTM NAD 83) (m)	Y (UTM NAD 83) (m)	Élévation du collet (m)	Unité	Profondeur eau (m)		Élévation eau (m)	
					14-15 mars 2008	15-16 mai 2008	14-15 mars 2008	15-16 mai 2008
BH-08-03	716488	5334031	320,67	sable/silt	3,56	2,31	317,11	318,36
BH-08-12	716947	5332581	321,21	roc	1,25	1,07	319,96	320,14
BH-08-15	716584	5331626	336,65	roc	4,78	4,40	331,87	332,25
BH-08-19	716502	5334491	319,78	roc	10,68	8,85	309,10	310,93
BH-08-38	717396	5333405	317,24	roc	5,10	4,61	312,14	312,63
CM06-851	714758	5334725	320,76	roc	13,20	11,63	307,56	309,13
CM06-852	714700	5334650	322,10	roc	17,30	14,03	304,80	308,07
CM06-863	714880	5334705	320,95	roc	9,35	8,62	311,60	312,33
CM07-1026	713412	5334835	331,87	roc	4,22	2,99	327,65	328,88
CM07-1102	713444	5334634	334,63	roc	10,22	9,05	324,41	325,58
CM07-1117	714186	5334351	323,92	roc	5,54	2,80	318,38	321,12
CM07-1147	714185	5334714	321,61	roc	18,17	14,63	303,44	306,98
CM07-1451	714580	5334510	326,12	roc	15,49	10,87	310,63	315,25
CM05-1624	713822	5334635	321,11	roc	17,14	13,74	303,97	307,37
CM07-1693	713880	5334571	321,15	roc	17,82	14,41	303,33	306,74
CM07-987	713702	5334619	323,38	roc	4,89	9,26	318,49	314,12
CM07-996	714215	5334155	327,79	roc	4,76	1,69	323,03	326,10
PO-2	714383	5334363	324,40	sable silteux	2,18	1,63	322,22	322,77
PO-3	714166	5334076	328,59	roc	1,51	1,40	327,08	327,19
PO-5	712862	5333503	331,81	roc	1,08	1,01	330,73	330,80
PO-7	712941	5332516	337,24	roc	2,88	2,83	334,36	334,41
PO-9	714851	5333827	330,20	dépôts	2,14	1,24	328,06	328,96
PO-10	717371	5333611	312,58	gravier	2,19	1,70	310,39	310,88
PO-11	713385	5335275	325,27	silt	3,39	2,61	321,88	322,66
PO-12	713170	5335290	328,06	m,organique	5,91	4,65	322,15	323,41
PO-13	712955	5335152	330,75	sable silteux	2,00	1,63	328,75	329,12
PO-16	713273	5335772	318,32	argile	1,57	1,29	316,75	317,03
PO-17	713463	5334885	327,66	Roc	5,62	1,52	322,04	326,14
D10	714098	5331750	331,07	roc	3,96	3,20	327,11	327,87
FE-12-06	715115	5335807	313,92	sable	-	9,50	-	304,42
Puits mine Sladen	715399	5334730	318,99	roc	15,48	13,57	303,51	305,42
Puits mine Barnat	715358	5335095	319,30	roc	15,56	13,70	303,74	305,60
Puits mine Canadian	714384	5334741	323,22	roc	21,24	17,94	301,98	305,28
Puits mine Est Malartic	715582	5334570	-	roc	-	-	301,15	-

4.1.2 Conditions d'écoulement de l'eau souterraine dans les anciennes mines

Du point de vue hydrogéologique, le secteur des anciens ouvrages souterrains (mines Canadian Malartic, Sladen, Barnat et Est Malartic) est caractérisé par une connectivité hydraulique dans la partie supérieure des anciennes mines et l'élévation de l'eau dans les puits ou les forages complétés dans les ouvertures souterraines sont très semblables, soit autour de 303 mètres (tableau 5 et figure 7). Il est cependant à noter que les différences d'élévation des niveaux entre les puits de la Canadian et de la Est Malartic, d'une part, et les puits de la Sladen et de la Barnat, d'autre part, ne sont pas expliquées. Étant donné les connections entre les parties supérieures des quatre mines, les différences d'élévation de l'eau pourraient être dues à des erreurs d'arpentage des points de référence utilisés pour les mesures de niveaux d'eau.

Un rapport interne produit par Lac Minerals indique des connections hydrauliques entre les quatre anciennes mines souterraines (Lac Minerals, 1984):

- La mine Canadian Malartic est connectée à la mine Sladen par un drain au niveau 625' (190 mètres);
- La mine Sladen est connectée à la mine Barnat par une galerie au niveau 725' (221 mètres), et,
- La mine Barnat est connectée à la mine Est Malartic par des galeries au niveau 1250' (381 mètres).

Ces informations permettent de supposer que, lorsque soumis à un pompage dans une ouverture souterraine, l'apport en eau provient de l'ensemble des anciennes mines souterraines pour les pompes situés au-dessus de 190 m de profondeur.

Évaluation du volume d'eau souterraine dans les ouvrages souterrains

L'évaluation du volume d'eau disponible dans les chantiers et les galeries souterraines a été réalisée à partir des valeurs de tonnages minés présentées au tableau 6. Ainsi, les volumes suivants ont été estimés à partir de ces valeurs (Génivar, 2007) et d'une valeur estimée de densité de 2500 kg/m³ pour le minerai en place :

Tableau 6
Évaluation du volume d'eau dans les ouvertures minières
à partir des tonnages minés

Mines	Minerai exploité (tonnes)	Volume équivalent (m³)
Canadian Malartic	9 930 000	3 972 000
Sladen	3 900 000	1 560 000
Barnat	4 600 000	1 840 000
Est Malartic	17 900 000	7 160 000
Total	36 330 000	14 532 000

Il est à noter que ces estimations de volumes supposent que les volumes des chantiers remblayés (présents principalement dans la mine Est Malartic) sont compensés entièrement par les volumes correspondant au développement souterrain (galeries et puits) restés ouverts. Aucune donnée n'étant disponible pour les volumes associés au développement souterrain, une certaine imprécision persiste en ce qui concerne les volumes de vides réellement présents dans les mines souterraines.

Contrôle du niveau d'eau dans les ouvrages souterrains par pompages

Afin de contrôler le niveau d'eau dans les ouvrages souterrains, et particulièrement lors de la recharge printanière, des activités de pompage sont réalisées par Osisko dans deux puits aménagés dans l'ancien puits de la mine Est Malartic. Typiquement, le pompage débute au début avril avec une première pompe mise en opération à un débit estimé à 180 m³/h. Cette première pompe est en opération normalement jusqu'au début décembre. Vers la mi-avril une deuxième pompe est mise en fonction pour faciliter le rabattement en cette période de forte recharge. Cette pompe opère également à un débit de 180 m³/h, mais pour une durée d'environ un mois et demi.

La figure 8 présente l'évolution du niveau d'eau dans le puits de la mine Est Malartic pour les années 2006 et 2007. Ces données ont été utilisées pour la calibration du modèle numérique.

4.2 Évaluation de la recharge

Une évaluation du bilan hydrologique de la zone à l'étude a été réalisée dans le cadre du présent mandat en utilisant la méthodologie présentée à la section 2.3.

L'intégration de plusieurs paramètres tels que les précipitations, la température, le type de sol, les pentes, l'utilisation du sol et le type de culture a été utilisée pour le calcul du bilan hydrologique et l'évaluation de la recharge de la nappe d'eau souterraine. Le territoire à l'étude a été divisé en différentes zones selon le coefficient de ruissellement variant de faible à élevé. La majorité du territoire est caractérisée par un coefficient de ruissellement moyen ou élevé. La portion du territoire où le coefficient de ruissellement est faible correspond à la portion de l'esker.

La valeur de recharge a été attribuée en fonction de ces coefficients de ruissellement (faible, moyen et élevé) et correspond respectivement à 25 mm/an, à 50 à 75 mm/an et à 300 mm/an pour les calibrations et de 25, 75 et 300 mm/an pour les simulations prédictives.

La détermination des valeurs de recharge a été réalisée en fonction des valeurs de précipitations qui ont été compilées pour la période de 1971 à 2000 à partir des données de normales climatiques des Archives climatiques nationales d'Environnement Canada pour la station de Val-d'Or (48° 3.600' N, 77° 47.400' O, 337,40 m d'altitude). Au cours de cette période, il est tombé en moyenne 914 mm de précipitations (pluie et neige combinées) annuellement. Les précipitations mensuelles les plus fortes tombent généralement au mois de juillet, alors que les plus faibles sont en février.

4.3 Suivi piézométrique

Un suivi des niveaux d'eau dans le secteur du projet Osisko a été initié en mars 2008. Ce suivi vise à préciser l'influence des activités de pompage dans le puits de la mine Est Malartic dans le roc et dans les dépôts meubles. Le tableau 5 présente les données de niveaux d'eau mesurées en mars et en mai 2008 dans ces puits et forages.

Au total, 16 sondes à pression ont été installées dans des puits d'observation, des forages d'exploration ou de condamnation ou des puits de mines afin de suivre l'évolution des niveaux d'eau avec le temps, avant et après le départ des pompes dans le puits de la mine Est Malartic. La figure 4 présente la localisation de celles-ci. Les données de mesure en continue des niveaux d'eau obtenus entre les 13 et 14 mars 2008 et les 15 et 16 mai 2008 sont présentées à l'annexe B.

Les figures B-1 et B-2 présentent les résultats du suivi sur deux mois des niveaux d'eau dans les seize points de mesure. De façon générale, il peut être observé qu'une hausse des niveaux d'eau est survenue lors de la fonte des neiges et de façon plus marquée à la mi-avril 2008. La hausse du niveau d'eau est variable d'un point de mesure à l'autre mais, en général, les plus fortes hausses sont notées pour les sondes aménagées dans les ouvertures souterraines (puits de la Barnat, puits de la Canadian Malartic, puits de la Est Malartic). L'évolution des niveaux d'eau mesurée dans les puits CM-06-852 et CM-07-1102 est plus instable (variations importantes des niveaux sur de courtes périodes de temps) ce qui suggère que de l'infiltration directe dans le tubage d'eau, suite à la fonte des neiges et à du ruissellement de surface, pourrait être survenue au cours de la période de suivi.

Le départ des pompes no.1 et no.2 est indiqué sur les deux graphiques de suivi des niveaux d'eau. Trois points de mesure révèlent une baisse des niveaux d'eau après le démarrage des pompes, soit le puits de la Est Malartic, le puits de la Barnat et le CM-06-852.

Les résultats de suivi des niveaux d'eau indiquent donc une connectivité hydraulique réelle entre la mine Est Malartic et la mine Barnat. Par contre, l'absence de baisse du niveau d'eau dans le puits de la mine Canadian Malartic après le démarrage des pompes suggère une connectivité hydraulique plus limitée entre cette mine et les mines Barnat et Est Malartic. D'autre part, la différence d'élévation de l'eau entre les puits Est Malartic et Barnat pourrait être due à l'arpentage du point de référence puisque la réponse dynamique de ces deux puits est pratiquement identique.

4.4 Hydrostratigraphie et paramètres hydrauliques

Les unités hydrostratigraphiques ont été définies sur la base d'une compilation des données stratigraphiques et hydrogéologiques existantes auxquelles se sont ajoutées les informations recueillies dans le cadre de la présente étude et de la réalisation par Golder de travaux de forage et d'aménagement de puits d'observation dont les détails seront présentés dans un rapport distinct (Golder, 2008, rapport en cours). Le tableau 7 présente un sommaire des paramètres hydrauliques disponibles pour la réalisation de l'étude hydrogéologique.

Six unités hydrostratigraphiques ont été identifiées, soit:

- les dépôts glaciolacustres;
- l'esker;
- le till glaciaire;
- les résidus miniers;
- le roc supérieur (0-100 m);
- le roc inférieur (plus de 100 m).

4.4.1 Dépôts glaciolacustres

Les dépôts glaciolacustres se retrouvent typiquement du till et du roc. Ceux-ci sont composés de matériaux fins, principalement d'argile et de silt.

D'après des données obtenues à partir d'essais in situ sur des argiles varvées d'Abitibi, la conductivité hydraulique des dépôts glaciolacustres est comprise entre 2×10^{-9} m/s à 2×10^{-7} m/s (Golder-compilation interne). La compilation de ces résultats d'essais de perméabilité réalisés révèle une valeur moyenne de 7×10^{-8} m/s. Les résultats d'essais en laboratoire sur les mêmes argiles varvées indiquent des conductivités hydrauliques d'un ordre de grandeur plus faible, soit près de 1×10^{-8} m/s. Un seul essai a été réalisé dans la zone à l'étude, soit un essai de pompage de courte durée réalisé lors de la purge pour échantillonnage du puits d'observation PO-16, et celui-ci révèle une valeur de conductivité hydraulique de 2×10^{-8} m/s (Génivar, 2008).

4.4.2 Esker

L'esker est un dépôt fluvioglaciaire principalement composé de sable et gravier. Il est possible d'y retrouver, par endroits, des lentilles de silt ou encore des blocs. Une partie de cet important complexe est exposé en surface; cependant, les flancs de l'esker sont enfouis sous les dépôts glaciolacustres. Les données existantes montrent qu'il ne semble pas y avoir de couche continue de till sous l'esker. Celui-ci reposerait donc directement sur le roc en certains endroits. Par contre, il est possible que du till lessivé par la déposition de l'esker soit présent sous l'esker et que les descriptions stratigraphiques disponibles n'aient pas fait de distinction quant à l'origine des matériaux décrits. D'après les données de compilation, la conductivité hydraulique de l'esker est de 1×10^{-3} m/s. Cette valeur a été obtenue suite à la réalisation d'un essai de pompage de longue durée sur une période de 99 heures (GCE Consultants, 2006).

4.4.3 Till

Le till est un dépôt glaciaire à granulométrie variable, mais il est principalement composé de sable et silt. Présent sur presque la totalité du territoire, sauf sous l'esker, il peut être considéré comme étant une unité peu perméable séparant la nappe de surface des dépôts meubles de la nappe profonde du roc. D'après les données de compilation, la conductivité hydraulique du till varie de 2×10^{-7} à 1×10^{-6} m/s (Génivar, 2008). Ces données ont été obtenues suite à des essais de pompage de courte durée réalisés lors de la purge pour échantillonnage des puits d'observation PO-2, PO-5, PO-11, PO-13 et PO-16.

4.4.4 Résidus miniers

Un essai de perméabilité sur les résidus miniers indique une perméabilité de 7×10^{-6} m/s, ce qui est jugé typique des résidus miniers présents sur le site.

Tableau 7
Sommaire des différentes propriétés hydrauliques
compilées et mesurées sur le terrain

Unité stratigraphique	Conductivité hydraulique (m/s)	Type d'essai	Source
Dépôts glaciolacustres	2×10^{-8}	Pompage courte durée (purge de puits d'observation)	Étude Rang 7, Génivar, 2008, préliminaire
	Minimum : 2×10^{-9} Maximum : 2×10^{-7} Moyenne : 7×10^{-8}	Essai perméabilité	Compilation de résultats d'essais perméabilité réalisés dans des argiles varvées d'Abitibi dans le cadre de projets Golder
Esker	1×10^{-3}	Essai de pompage longue durée	Étude hydrogéologique, GCE Consultants, 2006
Till	Minimum : 2×10^{-7} Maximum : 1×10^{-6} Moyenne : 6×10^{-7}	Pompage courte durée (purge de puits d'observation)	Étude rang 7 Génivar, 2008 - préliminaire
Roc	Minimum : 5×10^{-9} Maximum : 6×10^{-6} Moyenne : 2×10^{-6}	Pompage courte durée (purge de puits d'observation)	Étude Rang 7, Génivar, 2008, préliminaire
Roc (0-100m)	4×10^{-7}	Simple et double obturateur	Essais hydraulique en forage, Golder 2008
Roc (100m et +)	7×10^{-9}	Simple et double obturateur	Essais hydraulique en forage, Golder 2008
Résidus miniers	7×10^{-6}	Essai perméabilité	Golder, 2008

4.4.5 Roc – Résultats des essais hydrauliques en forage

Les essais packer proviennent de quatre forages du programme géomécanique (GT07-02 à GT07 05) localisés principalement dans le grauwacke ainsi que d'un forage exploratoire (CM07-1540) dans le porphyre de diorite au nord de la propriété. Puisque les forages sont inclinés, une correction a été appliquée pour faire une interprétation conventionnelle pour les puits verticaux. La localisation de ces forages est présentée à la figure 2.

Les données de l'essai à charge descendante ont été analysées en utilisant la méthode à charge descendante de Bouwer-Rice (Bouwer et Rice, 1976; Bouwer, 1989) et celle de Hvorslev (Hvorslev, 1951). Les données des essais à charge constante ont été interprétées en utilisant la méthode à charge constante de Hvorslev (Hvorslev, 1951) pour calculer la conductivité hydraulique (K (m/s)) de l'intervalle testé.

Les valeurs de conductivité hydraulique ont été calculées à partir de 59 intervalles testés et sont présentées à l'annexe A. Lorsque les deux types d'essais à charge descendante et à charge constante ont été effectués, les résultats obtenus par la méthode de Hvorslev à charge constante sont considérés les plus précis et sont ceux présentés à l'annexe A. Lorsque l'essai à charge descendante est le seul type utilisé, la valeur calculée en utilisant la méthode de Bouwer-Rice est alors présentée.

Afin de faciliter la compréhension, l'ensemble des essais (GT07-02 à GT07-05 et CM07-1540) est d'abord montré; puis, les essais dans les forages GT07-02 et GT07-05 sont montrés de façon isolée. Un total de 34 essais dans le roc peu profond (0-100 m) a été effectué et 25 autres dans celui plus profond (100 m et plus). La figure 9 montre les valeurs K selon la profondeur verticale du point milieu de l'intervalle. De plus, la figure 9 montre les valeurs K classifiées selon les intervalles verticaux dans le massif rocheux entre 0 et 100 m et ceux de 100 m et plus. Les valeurs K varient entre 10^{-10} et 10^{-5} m/s et une tendance de baisse des valeurs de K avec la profondeur peut être notée.

De façon similaire, la figure 10 montre un histogramme des valeurs de K pour le roc peu profond (0-100 m) et celui plus profond (100 m et plus). Les deux ensembles de données

sont relativement semblables et montrent une valeur K centrée de 10^{-8} m/s. Les valeurs moyennes calculées pour l'intervalle entre 0 et 100m est de 6×10^{-8} m/s et de 2×10^{-8} m/s pour les profondeurs de 100 m et plus.

Les conductivités hydrauliques pour les unités rocheuses principales sont présentées à la figure 11. Les intervalles comprenant les unités de graywacke avec des altérations en biotite, de graywacke avec des altérations en calcite-silice et de diorite avec des altérations de calcite-silice, montrent une valeur K moyenne de 10^{-8} m/s. Aucune unité rocheuse ne semble se démarquer des autres par ses propriétés hydrauliques.

Les essais effectués dans les forages GT07-02 et GT07-05 couvrent de façon continue le massif rocheux testé comparativement aux forages GT07-03, GT07-04 et CM07-1540, qui ont été testés par système à double packer, et ce, de façon discontinue sur des intervalles de 6 m. Les essais packer en continu sur le massif permettent de mieux couvrir l'ensemble des discontinuités pouvant y être présentes. Cela permet d'obtenir un profil précis des conductivités hydrauliques en fonction de la profondeur, plutôt que de seulement cerner les valeurs K extrêmes par un profil discontinu.

La figure 12 montre les valeurs K selon la profondeur verticale du point milieu de l'intervalle pour les forages GT07-02 et GT07-05. Les valeurs K varient entre 10^{-10} et 10^{-5} m/s avec une tendance marquée à diminuer avec la profondeur.

La figure 13 présente un histogramme des valeurs de K regroupées en ordre de grandeur pour le roc peu profond (0-100 m) et celui plus profond (100 m et plus) pour les forages GT07-02 et GT07-05. Les valeurs moyennes calculées pour l'intervalle entre 0 et 100 m est de 4×10^{-7} m/s et de 7×10^{-9} m/s pour les profondeurs de 100 m et plus.

4.4.6 Coupes hydrostratigraphiques

Deux coupes hydrostratigraphiques longitudinales sont présentées aux figures 14 et 15 alors que la position de ces coupes est présentée à la figure 2.

La coupe A-A' (figure 14) est orientée selon un axe nord-ouest/sud-est allant du secteur des puits de la ville de Malartic en passant par le secteur prévu pour l'implantation de la

fosse et le parc à résidus existant et se termine dans le secteur du lac Malartic. La coupe illustre d'abord, en partie, la géométrie de l'esker localisé au nord-ouest du site. L'épaisseur de l'esker est comprise entre quelques mètres et près de 40 mètres. Les sédiments glaciolacustres plus fins (silt et argile) se retrouvent en bordure et au-dessus de la limite sud de l'esker. L'épaisseur de ce type de matériel atteint 20 mètres dans le secteur des anciennes mines souterraines. La coupe indique aussi, vers le sud-est, une remontée du roc qui correspond au secteur au relief plus accentué et qui est recouvert à cet endroit par un mince couvert de till.

La coupe B-B' (figure 15) est orientée selon un axe nord-est/sud-ouest allant du secteur à relief plus accentué au sud-ouest de la fosse proposée et passant légèrement au nord de la mine Camflo. Encore une fois, au sud du site, dans le secteur au relief plus accentué une mince couche de till se retrouve sur le roc. La coupe indique la présence du parc à résidus qui repose sur des sédiments fins d'origine glaciolacustre. Les sédiments plus grossiers de l'esker sont aussi recoupés; mais dans l'extension sud de l'esker, ceux-ci sont recouverts par les sédiments glaciolacustres. Au nord-est, dans le secteur au relief plus accentué, le roc est découvert sans présence de till.

4.5 Qualité de l'eau souterraine

Des échantillons d'eau souterraine ont été prélevés dans le puits de la mine Est Malartic, le 18 et le 21 avril 2008 ainsi que le 3 juillet 2008.

Ces échantillons ont été soumis à l'analyse pour les paramètres analytiques suivants : hydrocarbures pétroliers C10-C50, métaux (mercure, aluminium, calcium, antimoine, magnésium, argent, arsenic, baryum, cadmium, chrome, cobalt, cuivre, plomb, manganèse, molybdène, nickel, sélénium, sodium, zinc, bore, fer, potassium), azote ammoniacal, conductivité, cyanures libres, cyanures totaux, pH, alcalinité totale, bicarbonates, carbonate, chlorures, nitrate et nitrite, sulfate et matières en suspension.

Les résultats analytiques sont présentés au tableau 8. Les certificats d'analyses sont présentés à l'annexe D.

Tableau 8**Résultats analytiques pour les échantillons prélevés au puits de la mine Est Malartic**

Paramètres	Unités	Dates d'échantillonnage	
		Avril 2008	Juillet 2008
Hydrocarbures pétroliers C ₁₀ -C ₅₀	µg/L	<100	<100
Mercure (Hg)	µg/L	<0,1	<0,1
Aluminium (Al)	µg/L	<30	<30
Calcium (Ca)	µg/L	180000	190000
Antimoine (Sb)	µg/L	12	<6
Magnésium (Mg)	µg/L	58000	61000
Argent (Ag)	µg/L	<0,3	<0,3
Arsenic (As)	µg/L	<2	<2
Baryum (Ba)	µg/L	41	51
Cadmium (Cd)	µg/L	<1	<1
Chrome (Cr)	µg/L	<30	<30
Cobalt (Co)	µg/L	<30	<30
Cuivre (Cu)	µg/L	3	<3
Plomb (Pb)	µg/L	<1	<1
Manganèse (Mn)	µg/L	1700	2000
Molybdène (Mo)	µg/L	<30	<30
Nickel (Ni)	µg/L	21	35
Sélénium (Se)	µg/L	<1	<1
Sodium (Na)	µg/L	23000	33000
Zinc (Zn)	µg/L	35	<3
Bore (B)	µg/L	66	94
Fer (Fe)	µg/L	<100	1000
Potassium (K)	µg/L	29000	35000
Azote ammoniacal (N-NH ₃)	mg/L	0,36	0,51
Conductivité	mmhos/cm	1,4	1,5
Cyanures libres (CN ⁻)	mg/L	<0,01	<0,01
Cyanures totaux	mg/L	<0,01	<0,01
pH	pH	6,8	9,3
Alcalinité Totale (en CaCO ₃)	mg/L	260	260
Bicarbonates	mg/L	260	260
Carbonate	mg/L	<2	<2
Chlorures (Cl)	mg/L	24	27
Nitrate (N) et Nitrite (N)	mg/L	<0,02	<0,02
Sulfates (SO ₄)	mg/L	420	440
Matières en suspension (MES)	mg/L	5	6
Dureté totale	mg/L	700	730

Il est à noter que les résultats obtenus pour le fer, en particulier pour l'échantillon d'avril 2008, pourraient sous-estimer les concentrations réellement présentes. Ceci pourrait avoir été causé par la filtration de l'échantillon au laboratoire plutôt que sur le terrain.

5.0 MODÉLISATION NUMÉRIQUE

5.1 Description du modèle

Le modèle numérique employé est FEFLOW (Finite Element subsurface FLOW system). FEFLOW est un logiciel d'écoulement de l'eau souterraine, de transport des contaminants et de transfert de chaleur en éléments finis. Les détails concernant la formulation mathématique de FEFLOW peuvent être consultés sur le site internet de WASY GmbH (www.wasy.de), le développeur et le fournisseur de ce modèle mathématique.

Les simulations d'écoulement de l'eau souterraine ont d'abord été réalisées en régime permanent pour simuler les conditions initiales avant la mise en place de la fosse. Des simulations en régime transitoire ont aussi été réalisées au stade de la calibration sur les données de pompage de 2006-2007 dans le puits de la mine Est Malartic, et en régime permanent sur les données de pompage dans les mines en 1979. Enfin, des simulations en régime transitoire ont aussi été réalisées afin de simuler les différents stades de développement de la fosse en relation avec des activités de pompage dans les ouvrages souterrains.

L'ensemble des simulations a été réalisé en employant l'hypothèse du milieu poreux équivalent pour discrétiser l'aquifère du roc. Cette hypothèse est une alternative acceptable à l'emploi de fractures discrètes pour définir le roc, car l'échelle du modèle est importante (225 km²), ce qui minimise l'impact de cette hypothèse simplificatrice sur les résultats obtenus.

Les prochaines sections présentent les détails concernant la description du modèle numérique d'écoulement de l'eau souterraine employé pour simuler les effets du dénoyage de la fosse à ciel ouvert et du pompage des anciennes mines souterraines sur les nappes profondes et de surface.

5.1.1 Définition des conditions limites

5.1.1.1 Modèle pour calibration en régime permanent (mars 2008)

Le domaine de modélisation inclut à la fois les dépôts meubles et le roc. Il couvre une surface correspondant à environ 225 km².

La discrétisation verticale comprend un total de 13 couches qui composent le modèle numérique d'écoulement. Les couches 1 à 3 représentent les dépôts meubles, les couches 4 et 5 le roc superficiel (0-50 m), alors que la couche 7 et les suivantes représentent le roc profond. Le nombre de couches a été sélectionné afin d'être en mesure de représenter avec suffisamment de détails les ouvrages souterrains (les chantiers et les galeries des anciennes mines) tout en permettant un temps de simulation raisonnable et une convergence optimale des solutions numériques.

Des conditions limites de charges imposées ont été appliquées au nord et au sud du modèle dans le but de représenter les lacs Malartic et Fournière ainsi que l'aquifère de surface au sud de la zone d'étude, et ceci, sur toute l'épaisseur du modèle (roc et dépôts meubles : couches 1 à 13). La charge hydraulique spécifiée pour les lacs Malartic et Fournière sont respectivement de 294 m et de 304 m, soit l'élévation du modèle numérique de terrain à ces deux endroits.

Des charges imposées ont également été assignées sur la première couche du modèle de façon à représenter les rivières et les ruisseaux superficiels présents dans la zone d'étude. Ces cours d'eau sont considérés en contact hydraulique seulement avec les dépôts de surface. Les valeurs de charges hydrauliques attribuées correspondent à l'élévation du modèle numérique de terrain.

Des conditions limites de flux nul ont été imposées aux limites est et ouest du modèle, et ce, pour toutes les couches. Ces limites sont suffisamment éloignées de l'emplacement de la mine à ciel ouvert proposée pour ne pas influencer de façon significative la quantité d'eau disponible à cet endroit.

La figure 16 présente les limites du modèle ainsi qu'une vue tridimensionnelle du maillage composé d'éléments finis.

Une recharge a été attribuée en fonction des coefficients de ruissellement calculés tel que discuté à la section 2.2. Des valeurs de 25 et de 50 mm/an ont été définies dans certaines zones selon le type de sol, l'utilisation du sol, la pente, etc. Une valeur de recharge équivalente à 300 mm/an a été attribuée à la zone couverte par l'esker. La distribution spatiale des taux d'infiltration par recharge est présentée à la figure 17.

5.1.1.2 Modèle pour calibration en régime dynamique de pompage (années 2006-2007)

Afin de calibrer le modèle avec les données de pompage dans le puits de la mine Est Malartic, un puits de pompage a été intégré au modèle dans le secteur immédiat du puits de la mine Est Malartic au sein des chantiers.

Le débit de pompage imposé à ce deuxième modèle varie entre des débits d'extraction nuls, de 180 m³/h (première pompe en fonction) ou 360 m³/h (deux pompes en fonction)¹. Ces débits représentent l'opération d'une seule pompe, l'opération simultanée de deux pompes et la remontée hivernale du niveau d'eau lors de l'arrêt du pompage.

5.1.1.3 Modèle pour calibration du taux d'infiltration en régime permanent dans les ouvrages souterrains (année 1979)

Un débit d'exhaure de l'ordre de 750 gallons impériaux par minute (4900 m³/j) représente la valeur de débit d'infiltration dans les ouvrages souterrains, en 1979, alors que la mine Est Malartic était complètement développée (Osisko, communications personnelles).

Afin de calibrer le modèle à partir de ce taux d'infiltration, les ouvrages souterrains ont été représentés dans le modèle à partir de conditions aux limites de type 1 (charges imposées, Dirichlet) contraintes à un flux sortant. L'élévation de ces charges correspond à la base des éléments, ce qui permet de simuler l'infiltration (*seepage faces*).

¹ Ces données ont été fournies par Osisko.

Ce modèle a été calibré par essais et erreurs par la modification des conductivités hydrauliques de l'aquifère du roc afin d'être en mesure d'obtenir un débit d'infiltration simulé sortant des charges imposées similaires aux observations de l'année 1979.

5.1.2 Construction du maillage et assignation des paramètres hydrauliques

5.1.2.1 Construction du maillage et assignation des paramètres hydrauliques initiaux

La construction du maillage tridimensionnel requiert d'abord qu'un maillage bidimensionnel soit construit. Ce dernier est, par la suite, étendu verticalement à travers les différentes unités hydrostratigraphiques des couches du modèle pour former le maillage tridimensionnel. Le maillage 3D utilisé est composé de 259 938 nœuds formant 480 129 éléments triangulaires. La taille des éléments dans le secteur des mines souterraines est minimale (10 m) dans le but de représenter le volume réel des chantiers existants. À distance de la zone des mines souterraines la dimension maximale des éléments est de 550 m.

Un sommaire des propriétés hydrauliques de chaque unité hydrostratigraphique considérée est présenté au tableau 9.

La partie supérieure du modèle est délimitée par la surface du sol, dont l'altitude a été déterminée d'après le modèle numérique d'altitude (MNA). La première couche à partir du sommet du modèle s'est vue assignée les paramètres hydrauliques des unités présentées sur la carte de la géologie des dépôts meubles (figure 5). Son épaisseur est de 1 m puisque la base de la couche équivaut au MNA moins 1 m. Les dépôts glaciolacustres, qui représentent la majorité des dépôts meubles présents en surface se sont vus assigner une valeur de conductivité hydraulique de 1×10^{-8} m/s. Cette première couche présente aussi du till, l'esker et le roc. Les valeurs de conductivités hydrauliques assignées à ces matériaux sont respectivement de 1×10^{-7} m/s, de 1×10^{-3} m/s et de 3×10^{-6} à 2×10^{-5} m/s.

La seconde couche du modèle présente une épaisseur variable qui est fonction de l'épaisseur des dépôts meuble. Elle représente aussi en partie des dépôts glaciolacustres,

l'esker, le till et du roc. Les valeurs de conductivités hydrauliques assignées aux dépôts de cette couche sont les mêmes que celles de la première couche.

La troisième couche correspond à la dernière couche de dépôts meubles. La base de cette couche représente donc la topographie du socle rocheux obtenue par l'interprétation des données stratigraphiques du secteur. Cette couche possède une épaisseur fixe de 1 m, soit la topographie du roc plus 1 m. Cette couche est caractérisée par la présence de l'esker, du till et du roc. Encore une fois, les valeurs de conductivités hydrauliques sont semblables à celles assignées aux deux premières couches.

Les couches 4 et 5 du modèle correspondent au roc superficiel. La valeur de conductivité hydraulique du roc à cette profondeur est de 3×10^{-6} à 2×10^{-5} m/s selon les calibrations (anisotropie verticale de 10).

Les couches 6 à 13 correspondent au roc intermédiaire et au roc profond. Les valeurs d'élévation de celles-ci correspondent à l'élévation des galeries principales des mines Canadien Malartic, Sladen, Barnat et Est Malartic.

En se basant sur les valeurs de conductivités hydrauliques obtenues suite à la réalisation des essais hydrauliques en forage et suite aux travaux de calibration du modèle, la valeur de conductivité hydraulique pour les couches 4 et 5 correspondant à l'intervalle 0 à 50 m est compris dans l'intervalle de 3×10^{-6} à 2×10^{-5} m/s. Une valeur plus faible de conductivité hydraulique, soit un intervalle de 1×10^{-7} à 5×10^{-7} m/s, a été spécifiée au modèle pour la portion du roc de profondeur intermédiaire (50-100 m), représentée par les couches 6 à 7, alors qu'une valeur comprise dans l'intervalle de 1×10^{-8} à 5×10^{-8} m/s a été assignée au roc profond, soit les couches 8 à 13. Pour la calibration du débit d'infiltration dans les mines souterraines, une zone de plus faible conductivité hydraulique a été assignée pour les couches 10 à 13 avec une valeur de 1×10^{-9} m/s.

Le tableau 9 présente les conductivités hydrauliques des différentes calibrations.

Tableau 9
Sommaire des propriétés hydrauliques des unités hydrostratigraphiques assignées
pour la calibration du modèle numérique d'écoulement

	Conductivité hydraulique assignée au modèle (m/s)	Anisotropie verticale	Emmagasinement spécifique (1/m)	Porosité de drainage
Calibration 1 – régime permanent – conditions initiales				
Roc (0-50m)	9×10^{-6}	10	1×10^{-5}	0,01
Roc (50-100m)	5×10^{-7}	10	1×10^{-5}	0,01
Roc (100m et +)	5×10^{-8}	10	1×10^{-5}	0,01
Chantiers des anciennes mines souterraines	1 m/s	1	1×10^{-7}	-
Galeries des anciennes mines souterraines (aire équivalente à 10 m ²)	1 m/s	-	1×10^{-7}	0,80
Till	1×10^{-7}	10	1×10^{-5}	0,10
Résidus miniers (conductivité assignée similaire à celle du till puisque repose sur till et/ou argile)	1×10^{-7}	10	1×10^{-5}	0,10
Esker	1×10^{-3}	10	1×10^{-4}	0,30
Dépôts glaciolacustres	1×10^{-8}	10	1×10^{-5}	0,10
Calibration 2 – pompage 2006-2007				
Roc (0-50m)	2×10^{-5}	10	1×10^{-5}	0,01
Roc (50-100m)	5×10^{-7}	10	1×10^{-5}	0,01
Roc (100-300m)	5×10^{-8}	10	1×10^{-5}	0,01
Roc (300m et +)	5×10^{-8}	10	1×10^{-5}	0,01
Till	1×10^{-7}	10	1×10^{-5}	0,10
Résidus miniers (conductivité assignée similaire à celle du till puisque repose sur till et/ou argile)	1×10^{-7}	10	1×10^{-5}	0,10
Esker	1×10^{-3}	10	1×10^{-4}	0,30
Dépôts glaciolacustres	1×10^{-8}	10	1×10^{-5}	0,10
Calibration 3 – débit d'exhaure des mines souterraines en 1979				
Roc (0-50m)	3×10^{-6}	10	1×10^{-5}	0,01
Roc (50-100m)	1×10^{-7}	10	1×10^{-5}	0,01
Roc (100-300m)	1×10^{-8}	10	1×10^{-5}	0,01
Roc (300m et +)	1×10^{-9}	10	1×10^{-5}	0,01
Till	1×10^{-7}	10	1×10^{-5}	0,10
Résidus miniers (conductivité assignée similaire à celle du till puisque repose sur till et/ou argile)	1×10^{-7}	10	1×10^{-5}	0,10
Esker	1×10^{-3}	10	1×10^{-4}	0,30
Dépôts glaciolacustres	1×10^{-8}	10	1×10^{-5}	0,10

5.1.2.2 Distribution des ouvertures souterraines existantes

La représentation des ouvrages miniers souterrains (Canadian Malartic, Barnat, Sladen et Est Malartic) a été réalisée à l'aide du modèle géologique Gocad développé à partir des plans des anciennes mines souterraines fournis par Osisko (Osisko, 2008b).

Pour la simulation en régime permanent des conditions initiales et la simulation du pompage (2006-2007), le modèle numérique intègre les galeries et les chantiers des quatre mines existantes : Canadian Malartic, Sladen, Barnat et Est Malartic. L'élévation des couches 4 à 13 correspond à l'élévation des galeries souterraines principales qui connectent hydrauliquement les chantiers.

Les figures E-1 à E-10 de l'annexe E présentent la comparaison des surfaces de chantiers intégrées au modèle Feflow en fonction des surfaces fournies par le modèle Gocad. Dans le but de simplifier la construction du modèle, les chantiers inclinés ont été considérés comme étant des chantiers verticaux. Le tableau 10 présente la comparaison entre les volumes minés et les volumes d'ouvertures assignés au modèle numérique. Les volumes des mines Canadian Malartic et Sladen intégrés au modèle Feflow sont, respectivement, 13% plus élevés et 14% moins élevés que les volumes minés. Pour ce qui est de la mine Barnat, son volume Feflow est 40% plus faible que le volume miné. Les données disponibles concernant la localisation des chantiers semblent incomplètes pour cette mine. Comme il est possible de le constater sur les figures de l'annexe E, un volume supplémentaire a été intégré dans le modèle Feflow dans le but de réduire cet écart qui était de 70% au départ. Ce volume ajouté correspond à l'emplacement connu d'effondrements. Comme le volume Feflow est inférieur au volume miné pour la mine Barnat, ce scénario reste conservateur en ce qui concerne le débit d'exhaure potentiellement disponible dans les ouvertures. Pour ce qui est de la mine Est Malartic, le volume Feflow surestime d'environ 15% le volume miné de la mine. Au total, le volume des ouvertures souterraines (chantiers) représenté dans Feflow est surestimé d'environ 4%.

Tableau 10
Comparaison entre les volumes minés et les
volumes d'ouvertures assignés au modèle numérique

Mines	Volume miné, incluant les galeries (m ³)	Volume Feflow (m ³)	Écart
Canadian Malartic	3 960 000	4 484 218	+13%
Sladen	1 560 000	1 339 205	-14%
Barnat	1 840 000	1 105 027	-40%
Est Malartic	7 160 000	8 216 816	+14,7%
Total	14 520 000	15 145 266	+4,2 %

Les chantiers souterrains sont représentés par des éléments ayant des valeurs de conductivité hydraulique et de porosité très élevées tel qu'indiqué au tableau 9. Les galeries souterraines sont représentées à l'aide de *discrete feature element*. Ces éléments sont définis numériquement par une valeur de conductivité hydraulique, une valeur d'emmagasinement spécifique et une aire d'écoulement.

Un sommaire des propriétés hydrauliques des galeries et des chantiers est présenté au tableau 9.

5.2 Calibration

5.2.1 Régime permanent (conditions statiques)

Dans un premier temps, le modèle a été calibré en régime permanent en utilisant comme valeurs cibles les données piézométriques mesurées entre le 13 et le 16 mars 2008. La calibration a été réalisée en effectuant plusieurs simulations ayant chacune un ensemble de paramètres hydrauliques différents, jusqu'à ce que la différence entre les charges hydrauliques simulées et observées soit minimisée. La conductivité hydraulique du roc, de l'argile, du till glaciaire ainsi que du taux d'infiltration au niveau des zones de till et de roc sont les paramètres qui ont été modifiés au cours du processus de calibration. Les paramètres calibrés qui ont donné le meilleur ajustement entre les charges simulées et observées sont présentés au tableau 9.

Le modèle a été considéré calibré lorsque l'erreur absolue devenait inférieure à 5 % de la variation totale des niveaux d'eau observés à l'intérieur du domaine modélisé (Anderson et Woessner, 1991). La différence entre la charge hydraulique minimale et celle maximale observée à l'intérieur du domaine modélisé étant de 60 mètres (355 m-295 m), l'erreur absolue ciblée est donc de 3 m. L'erreur absolue du modèle calibré est de 3,36 m, soit 5,6 % par rapport à la différence entre les charges hydrauliques minimales et maximales observées à l'intérieur du domaine modélisé. Il est à mentionner que les valeurs de charges hydrauliques mesurées dans le secteur immédiat des anciennes mines souterraines n'ont pas été considérées pour cette calibration puisque ces valeurs ne sont pas représentatives de conditions en régime permanent. En effet, des activités de pompage sont réalisées depuis l'arrêt de l'opération des mines, ce qui entraîne des valeurs de charges hydrauliques transitoires dans ce secteur. À cet effet, calibration 2 a permis de calibrer le modèle spécifiquement pour le secteur des ouvrages souterrains. Le tableau 11 présente les charges hydrauliques mesurées et simulées pour la première calibration.

Tableau 11

Comparaison entre les charges hydrauliques simulées et les charges hydrauliques mesurées pour la calibration sur les données piézométriques actuelles

Puits	Charges hydrauliques simulées (m)	Charges hydrauliques mesurées (m)	Différence (m)
BH-08-12	323,97	319,96	-4,01
BH-08-15	322,71	331,67	8,97
BH-08-38	324,07	311,8	-12,27
CM07-1026	321,32	327,64	6,33
CM07-1102	322,29	324,42	2,13
CM07-1117	321,87	318,38	-3,48
CM07-987	320,59	318,49	-2,09
CM07-996	322,66	323,03	0,37
PO-2	322,52	322,22	-0,30
PO-3	323,86	327,08	3,22
PO-5	332,63	330,73	-1,90
PO-7	334,51	334,36	-0,15
PO-9	325,98	328,06	2,08
PO-11	320,36	321,88	1,52
PO-12	320,91	322,15	1,24
PO-13	322,66	328,75	6,09
PO-17	321,07	322,04	0,97

La figure 18 illustre la relation entre les charges observées et simulées en régime permanent. Les écarts les plus importants (5 m et plus) entre les charges simulées et observées sont notés aux puits BH-08-15, BH-08-38, CM07-1026 et PO-13.

La figure 19 illustre la piézométrie simulée pour l'aquifère du roc. Il est observé sur cette figure que la piézométrie simulée est similaire à celle définie à partir des données de terrain de mars 2008. La présence de la ligne de partage des eaux est bien représentée par le modèle numérique.

En considérant que l'erreur de calibration est de 5,6 % de la différence entre la charge hydraulique minimale et celle maximale observée à l'intérieur du domaine modélisé et que la piézométrie simulée est semblable à celle observée, on peut conclure que le modèle numérique, tel qu'élaboré, permet de représenter les conditions actuelles d'écoulement de l'eau souterraine.

5.2.2 Régime transitoire – pompage au puits de la mine Est-Malartic (2006-2007)

Une fois le modèle calibré en régime permanent, les opérations de pompage, du printemps à l'automne sur une base annuelle, pour contrôler le niveau de l'eau dans les ouvrages souterrains a été simulé afin de vérifier si le modèle permet de reproduire les rabattements dans le puits de la mine Est Malartic. Ces simulations ont été effectuées en utilisant les charges hydrauliques simulées en régime permanent comme conditions initiales.

Le coefficient d'emmagasinement spécifique du roc, la conductivité hydraulique du roc supérieur et profond ainsi que les valeurs de recharge sont les paramètres qui ont été ajustés au cours de la simulation. Plusieurs simulations ont été effectuées jusqu'à ce que la différence entre les rabattements simulés et observés à la fin des opérations de pompage et de remontée soit minimisée. Les paramètres qui ont engendré le meilleur ajustement entre les rabattements simulés et observés à la fin des essais de pompage sont ceux présentés au tableau 9. Puisque la variation du niveau d'eau dans les ouvertures souterraines en période printanière est reliée à une recharge ponctuelle accentuée par la présence d'ouvertures souterraines ouvertes sur la surface du terrain, une valeur de recharge ponctuelle supplémentaire de 100 000 m³ a été assignée au modèle

(1670 m³/j pour 60 jours au printemps). Cette valeur a été estimée sur la base de calculs simplifiés et révèle que l'incertitude quant à cette calibration demeure notable puisque dépendante de l'évaluation du taux d'infiltration ponctuel dans les ouvrages souterrains.

Les débits assignés pour la simulation sont de 180 m³/h pour une pompe. Lorsque les deux pompes sont en opération, le débit combiné est de 360 m³/h. Les dates de départ et d'arrêt des pompes no.1 et no.2 ainsi que les valeurs de débits ont été fournies par Osisko (Osisko, communications personnelles).

La figure 20 présente un graphique des rabattements observés et simulés pour la période comprise entre avril 2006 et décembre 2007. En général, le modèle représente avec une assez bonne précision les rabattements et la remontée mesurés dans le puits de la mine Est Malartic.

5.2.3 Régime permanent –débit d'exhaure des mines souterraines (1979)

Une troisième approche a été suivie afin de calibrer le modèle numérique d'écoulement de l'eau souterraine. Les débits d'exhaure des mines souterraines sont connus pour les conditions en fin d'opération de la mine Est Malartic. Ainsi, le débit d'exhaure était de 750 gallons impériaux par minutes (4900 m³/j) (Osisko, communications personnelles).

Des simulations représentant les conditions de cette époque ont donc été réalisées en assignant des conditions limites représentant l'infiltration de l'eau souterraine dans les chantiers des anciennes mines (type 1, Dirichlet, charges imposées contraintes à un débit sortant). Les paramètres hydrauliques ont été modifiés afin d'obtenir un débit d'exhaure simulé comparable au débit d'exhaure observé.

Ainsi, pour les paramètres hydrauliques présentés au tableau 9 un débit d'exhaure de 5500 m³/j a été obtenu lors des simulations représentant l'ensemble des chantiers des mines Canadian Malartic, Sladen, Barnat et Est Malartic alors qu'elles étaient dénoyées (conditions de 1979).

5.3 Simulations prédictives

La simulation du dénoyage de la fosse proposée et des ouvertures souterraines sur la propriété d'Osisko visait à :

- évaluer le débit d'exhaure à différentes périodes d'exploitation de la mine; et
- évaluer l'ampleur et l'étendue du rabattement dans le roc et les dépôts meubles.

Le modèle numérique d'écoulement de l'eau souterraine élaboré dans le cadre de ce projet a été employé à cette fin. Les simulations ont été conduites en considérant les paramètres hydrauliques calibrés et à partir de la piézométrie simulée actuelle comme condition initiale. Les propriétés hydrauliques obtenues lors de la calibration en régime permanent, visant à simuler le débit d'exhaure des mines souterraines en 1979, ont été retenues comme cas de base pour les simulations prédictives. Une variante incluant une conductivité hydraulique plus élevée pour le roc supérieur a été simulée afin d'évaluer une gamme de résultats (débits et rabattements) correspondant à une analyse de sensibilité du modèle.

L'infiltration par la recharge a été maintenue constante en fonction du temps, à l'exception de la zone occupée par la fosse proposée pour laquelle l'infiltration a été fixée à zéro.

Le dénoyage de la mine Osisko Malartic a été simulé selon la séquence de minage définie par Osisko à partir des plans présentant l'évolution de la fosse selon l'avancement du projet.

Il est important de noter que plusieurs hypothèses et simplifications ont été utilisées lors de la réalisation des différentes étapes menant aux résultats de la modélisation numérique. Toutefois, chaque étape a été réalisée selon les règles de l'art et en prenant compte des hypothèses conservatrices appuyées sur des données de littérature et de terrain. Les résultats présentés dans les sections suivantes doivent être considérés comme un outil servant de base à la planification de mesure de suivi et/ou de mitigation et comme un outil de prise de décision quant à la gestion de l'eau souterraine pour les besoins en eau du projet.

5.3.1 Description des scénarios de simulation

La calibration du modèle numérique d'écoulement a nécessité l'ajustement des paramètres hydrauliques afin d'être en mesure de représenter deux conditions transitoires connues, soit le pompage dans le puits de la mine Est Malartic en 2006 et en 2007 ainsi que le dénoyage des ouvrages souterrains, tel que décrit par Osisko, pour les conditions de l'année 1979, alors que la mine Est Malartic était complètement développée.

Deux ensembles de paramètres hydrauliques pour les simulations prédictives ont été identifiés. Ce choix de deux ensembles de paramètres hydrauliques permet d'évaluer sommairement la sensibilité du choix des paramètres hydrauliques sur la simulation prédictive des valeurs de débits et l'impact du rabattement dans le secteur de la fosse proposée.

Les mines souterraines ont été assignées pour le volume équivalent à leur ouverture par des conditions de type 1 de Dirichlet (charges imposées), mais contraintes à un écoulement sortant du modèle à l'élévation à laquelle celles-ci sont assignées. En d'autres termes, ces conditions simulent les faces de suintement des ouvertures souterraines dénoyées.

Tout comme pour les ouvertures souterraines, la fosse proposée a été simulée à l'aide de conditions limites de premier type (charges imposées, dirichlet) et contraintes à un flux sortant du modèle. Ces conditions ont été assignées au pourtour de la fosse proposée pour trois scénarios de développement distincts, soit la fosse à l'année 3, à l'année 8 et à l'année 15 d'exploitation. En plus des conditions limites assignées au pourtour de la fosse, toute la surface du plancher et des paliers de la fosse a été simulée par l'assignation de ce type de conditions limites.

Deux scénarios de pompage des ouvertures souterraines ont été retenus afin de simuler le dénoyage des chantiers :

- SCÉNARIO A: Pompage dans les ouvertures souterraines pour maintenir le niveau d'eau, généralement au moins 50 mètres sous la base de la fosse.

- SCÉNARIO B : Pompage permettant le dénoyage complet des ouvertures souterraines sur les 15 ans prévus d'exploitation de la fosse.

Le tableau 12 indique les valeurs des paramètres hydrauliques pour les deux simulations en régime transitoire ainsi qu'une description des scénarios de simulations considérés.

Tableau 12

Sommaire des propriétés hydrauliques des unités hydrostratigraphiques assignées pour la calibration du modèle numérique d'écoulement et description des scénarios de la modélisation prédictive

	Conductivité hydraulique assignée au modèle (m/s)	Anisotropie verticale	Emmagasinement spécifique (1/m)	Porosité de drainage
Scénario – faible perméabilité				
Roc (0-50m)	3×10^{-6}	10	1×10^{-5}	0,01
Roc (50-100m)	1×10^{-7}	10	1×10^{-5}	0,01
Roc (100-300m)	1×10^{-8}	10	1×10^{-5}	0,01
Roc (300m et +)	1×10^{-9}	10	1×10^{-5}	0,01
Till	1×10^{-7}	10	1×10^{-5}	0,10
Résidus miniers (conductivité assignée similaire à celle du till puisque repose sur till et/ou argile)	1×10^{-7}	10	1×10^{-5}	0,10
Esker	1×10^{-3}	10	1×10^{-4}	0,30
Dépôts glaciolacustres	1×10^{-8}	10	1×10^{-5}	0,10
Scénario– forte perméabilité				
Roc (0-50m)	9×10^{-6}	10	1×10^{-5}	0,01
Roc (50-100m)	1×10^{-7}	10	1×10^{-5}	0,01
Roc (100-300m)	1×10^{-8}	10	1×10^{-5}	0,01
Roc (300m et +)	1×10^{-9}	10	1×10^{-5}	0,01
Till	1×10^{-7}	10	1×10^{-5}	0,10
Résidus miniers (conductivité assignée similaire à celle du till puisque repose sur till et/ou argile)	1×10^{-7}	10	1×10^{-5}	0,10
Esker	1×10^{-3}	10	1×10^{-4}	0,30
Dépôts glaciolacustres	1×10^{-8}	10	1×10^{-5}	0,10

Scenario pompage ouvrages souterrains	0-5 ans	Valeurs K	5-10 ans	Valeurs K	10-15 ans	Valeurs K
SCENARIO A : niveau d'eau maintenu 50 mètres sous la fosse	Stade de développement de la fosse (3 ans)	K élevé	Fosse (8 ans), charges initiales simulation à 5 ans	K élevé	Fosse (15 ans), charges initiales simulation à 10 ans	K élevé
		K faible		K faible		K faible
SCÉNARO B : pompage des ouvrages souterrains en entier sur 15 ans	Stade de développement de la fosse (3 ans)	K élevé	Fosse (8 ans), charges initiales simulation à 5 ans	K élevé	Fosse (15 ans), charges initiales simulation à 10 ans	K élevé
		K faible		K faible		K faible

5.3.2 Résultats des simulations prédictives

5.3.2.1 Débit d'exhaure

Le tableau 13 et la figure 21 présentent les valeurs de débits d'exhaures estimées à partir des résultats des simulations prédictives.

Le débit total inclut l'eau d'infiltration dans la fosse, l'eau d'infiltration dans les mines souterraines ainsi que l'eau provenant du dénoyage des ouvrages souterrains mais ne comprend pas le ruissellement, la précipitation directe et ne tient pas compte des pertes par évaporation. Les valeurs de débits sont présentées selon les scénarios de pompage des ouvrages souterrains et selon les paramètres hydrauliques assignés.

Le débit minimal simulé est de 7700 m³/j alors que le débit maximal simulé est de 22 500 m³/j.

Tableau 13
Débits d'exhaures estimés selon les différents scénarios de simulations prédictives

Scénarios simulés	Période (an) / Débits estimés (m ³ /j)					
	2	5	7	10	13	15
Scénario A faible perméabilité	11 600	9300	9300	9400	12 100	8100
Scénario A forte perméabilité	13 000	16 000	13 600	12 200	22 500	14 600
Scénario B faible perméabilité	12 000	10 400	7700	8200	8800	11 400
Scénario B forte perméabilité	13 000	14 200	16 600	15 100	19 600	19 200

5.3.2.2 Rabattements

Les figures 22 à 29 présentent les rabattements après 10 ans et 15 ans d'exploitation de la fosse proposée selon les deux scénarios de pompage, soit les scénarios A et B, et pour les deux ensembles de paramètres hydrauliques.

Le rabattement significatif a été fixé à 3 mètres et celui-ci est présenté sur les cartes de rabattements ainsi que le rabattement de 10 mètres et plus.

Les cartes de rabattements indiquent que, pour chacun des scénarios, les rabattements significatifs potentiels (plus de 3 m) s'étendent sur d'importantes distances au sud de la fosse proposée. Vers le nord, les zones de rabattement significatif potentiel s'étendent généralement sur de plus faibles distances.

Les cartes de rabattements indiquent aussi que certains puits du SIH sont localisés à l'intérieur des zones de rabattement significatif potentiel tout autour de la fosse proposée.

Aussi, les puits de la ville de Malartic sont très rapprochés et/ou à l'intérieur des zones de rabattement significatif potentiel. Enfin, la ville de Malartic est comprise dans la zone de rabattement de plus de 10 m. Aussi, les zones de rabattements significatifs dans les dépôts meubles recourent aussi des secteurs caractérisés par des sols fins ou par la présence de piliers miniers de surface.

6.0 CONCLUSIONS ET RECOMMANDATIONS

Les principales hypothèses appuyant les travaux de modélisation numérique visaient notamment à établir de façon conservatrice les débits d'exhaure disponibles ainsi que l'étendue du cône de rabattement significatif potentiel dans le secteur à l'étude. À cet effet, différents scénarios ont été simulés afin d'étudier dans une certaine mesure la sensibilité du modèle selon différents paramètres hydrauliques et identifier les résultats conservateurs.

Les conclusions portant sur les observations et les mesures de terrain des conditions hydrogéologiques ainsi que sur les résultats des simulations numériques prédictives sont les suivantes :

- La conductivité hydraulique du massif rocheux diminue avec la profondeur. Ceci est observé à la fois par les données obtenues par les essais hydrauliques en forage ainsi que par les données historiques de pompage;
- Les données piézométriques suggèrent que les mines souterraines sont interconnectées dans leur partie supérieure. Bien que les données piézométriques en conditions dynamiques de faible rabattement (mars 2008) ne permettent pas d'évaluer les interconnexions en profondeur, les plans d'archives des mines Canadian Malartic, Sladen, Barnat et Est Malartic indiquent que ces quatre mines sont interconnectées jusqu'à une profondeur de 300 mètres environ. Les résultats du suivi des niveaux d'eau à partir de sondes à pression aménagées dans seize points de mesure indiquent l'existence d'une connectivité hydraulique entre les mines Est Malartic et Barnat, suite au départ des pompes no.1 et no.2 dans le puits de la mine Est Malartic. Par contre, l'effet du pompage dans le puits de la mine Est Malartic n'a pas été observé aussi clairement dans le puits de la mine Canadian Malartic, ce qui pourrait indiquer une connectivité hydraulique limitée ou une obstruction potentielle entre ces deux anciennes mines. D'autre part, les différences d'élévation de l'eau entre les puits Est Malartic, Sladen et Barnat suggèrent que les élévations des points de référence sont erronées. Ceux-ci devraient être réarpentés par rapport au même système de référence;

- La calibration du pompage en 2006-2007 révèle une conductivité hydraulique de 2×10^{-5} m/s pour le roc superficiel, comparativement à 9×10^{-6} m/s pour la calibration avec les conditions piézométriques de mars 2008 et à 3×10^{-6} m/s pour la calibration du débit d'exhaure de 1979 dans les ouvrages souterrains. La valeur de 2×10^{-5} m/s est un cas extrême moins vraisemblable que les autres calibrations. Les différentes valeurs de conductivité reflètent en partie la difficulté à évaluer la recharge directe dans les mines via les chantiers dont les piliers de surface se sont effondrés;
- Les débits d'exhaure simulés en provenance du dénoyage des mines souterraines et de l'infiltration de la fosse à ciel ouvert proposés sont estimés entre 7700 et 22 500 m³/j pour les scénarios simulés. Les débits maximums sont jugés les moins probables et ne devraient pas être utilisés pour les besoins du bilan hydrique du site/procédé. Selon les scénarios et les hypothèses considérés, l'intervalle de valeurs jugé vraisemblable est compris entre environ 7700 et 10 000 m³/j.
- La zone de rabattement significatif potentiel (plus de 3 m) s'étend jusqu'à une distance de 5 km au sud et de 3 km au nord de la fosse proposée. Dans tous les cas, la ville de Malartic est touchée par le rabattement significatif potentiel;
- Les puits d'approvisionnement en eau de la ville de Malartic ont eu des difficultés à rencontrer la demande durant les deux dernières décennies. Selon les résultats des simulations prédictives, la mine projetée pourrait avoir un certain impact sur les niveaux d'eau de l'esker pompé par les puits de la ville, affectant à la baisse les débits de production, en particulier durant les périodes de recharge négligeables (étiage d'été et conditions hivernales);
- Les argiles comprises dans les zones de rabattements significatifs pourraient être drainées et subir des tassements alors que le drainage rapide du roc pourrait causer de l'instabilité à certains piliers de surface dans les zones de fort rabattement.
- Pour certains scénarios de simulation, la zone de rabattement significatif atteint la limite ouest du modèle. Ceci pourrait entraîner une certaine surestimation de l'amplitude de l'étendue du cône de rabattement dans le secteur. Une analyse de sensibilité spécifique à l'influence de cette condition limite sur l'étendue du rabattement pourrait permettre de préciser l'amplitude et l'étendue du rabattement dans le secteur ouest;

Les recommandations générales suite à la réalisation de l'étude hydrogéologique et des simulations numériques prédictives portant sur l'exploitation et l'impact potentiel du projet Osisko à Malartic sur l'eau souterraine sont les suivantes:

- Un plan de contingence relatif à l'approvisionnement en eau de la ville de Malartic devrait être élaboré. Celui-ci pourrait inclure :
 - Un projet de recharge artificielle de l'esker à partir de l'eau de surface; et/ou
 - Le maintien de la digue du lac de la réserve afin d'assurer une réserve d'eau à proximité de la ville; et/ou
 - L'utilisation de l'eau de cours d'eau présents dans la région (autres que le lac de la réserve); et/ou
 - L'implantation de puits additionnels dans les eskers situés dans la région.
- L'implantation d'un programme de suivi des niveaux d'eau dans l'esker dans un rayon de 50 à 150 m des puits de pompage dès 2009;
- Les puits domestiques compris dans la zone de rabattements significatifs verront vraisemblablement leur débit de production affecté à la baisse:
 - Une contingence devrait être prévue pour l'implantation de puits domestiques profonds et l'acheminement de l'eau pour des groupes de résidences;
 - Un inventaire de terrain des puits domestiques, complémentaire aux données du SIH et aux inventaires existants faits par Génivar, devrait être réalisé dans les prochains mois (Génivar, 2008b)
- Un programme de suivi des niveaux d'eau dans le roc dans les secteurs de rabattements jugés significatifs devrait être implanté dès maintenant et pour la durée du projet;
- Inventorier les zones montrant de fortes épaisseurs d'argiles sensibles dans les zones de rabattements significatifs en relation avec les infrastructures existantes et élaborer un programme de caractérisation géotechnique de ces argiles, si nécessaire;

- Inventorier les piliers de surface et évaluer le potentiel d'instabilité causé par le drainage éventuel du roc;
- Réaliser une étude de faisabilité technico-économique pour le pompage profond dans les ouvrages souterrains;
- Préciser le bilan d'eau global du site (eau de surface et eau souterraine); et
- Bien que l'impact du pompage de la mine souterraine et de la fosse proposée sur les débits d'étiage des cours d'eau devrait être très faible parce que la plupart des cours d'eau situés dans la zone de rabattement significatif sont vraisemblablement isolés du roc par des dépôts meubles peu perméables, cet aspect pourrait être évalué de façon plus précise par des modélisations localisées et spécifiques à ces cours d'eau.

7.0 LIMITATIONS

Ce rapport a été préparé pour l'usage exclusif de Osisko ou de ses agents. Les données factuelles, les interprétations, les commentaires ainsi que les recommandations qu'il contient sont spécifiques à l'étude qu'il couvre et ne s'appliquent à aucun autre projet ou autre site. Ce rapport doit être lu dans son ensemble puisque des sections pourraient être faussement interprétées lorsqu'elles sont prises individuellement ou hors contexte. Par ailleurs, le texte de la version finale de ce rapport prévaudra sur tout autre texte, opinion ou version préliminaire émis par Golder.

À moins d'avis contraires, les interprétations, les commentaires et les recommandations présentés dans ce rapport ont été formulés suite à une évaluation des conditions souterraines du site, conformément à la portée de l'étude et aux limitations générales décrites sur cette page, de même qu'à la lumière de nos connaissances concernant l'utilisation courante et/ou prévue du site, les règlements, les normes et les critères environnementaux en vigueur ainsi que les règles et les pratiques professionnelles reconnues et acceptées au moment de l'étude, en tenant compte dans tous les cas de l'emplacement du site. Les références aux lois et aux règlements contenues dans ce rapport sont fournies à titre indicatif, sur une base technique, comme les lois et les règlements sont sujets à interprétation. Golder recommande à Osisko de consulter ses conseillers juridiques afin d'obtenir les avis appropriés s'il y a lieu.

Golder ne pourra être tenue responsable de dommages résultant de conditions souterraines imprévisibles, de conditions qui lui seraient inconnues, de l'inexactitude de données provenant d'autres sources que celles de Golder et de changements ultérieurs aux conditions du site, à moins d'avoir été prévenue par Osisko de tout événement, activité, information, découverte passée ou future susceptible de modifier les conditions souterraines décrites dans ce rapport, et d'avoir eu la possibilité de réviser les interprétations, les commentaires et les recommandations formulés dans ce rapport. De plus, Golder ne pourra être tenue responsable de dommages résultant de toutes modifications futures aux règlements, aux normes ou aux critères applicables, de toute utilisation faite du présent rapport par un tiers et/ou à des fins autres que celles pour lesquelles il a été rédigé, de perte de valeur réelle ou perçue du site ou de la propriété, ni de l'échec d'une quelconque transaction en raison des informations factuelles contenues

dans ce rapport. Les travaux de modélisation effectués par Golder et décrits dans ce rapport ont été réalisés conformément aux règles et aux pratiques professionnelles reconnues et acceptées au moment de leur réalisation. À moins d'avis contraires, les résultats de travaux antérieurs ou simultanés, provenant d'autres sources que celles de Golder, cités et/ou utilisés dans ce rapport sont considérés comme ayant été obtenus en respectant les règles et les pratiques professionnelles reconnues et acceptées et, par conséquent, comme étant valides.

Tout modèle informatique n'est qu'une simplification de la réalité et FEFLOW, de même que les logiciels associés, ne fait pas exception. Il est important de noter que des incertitudes sont associées aux simulations produites par de tels modèles. D'une façon particulière, la précision des simulations s'appuie sur la quantité des données de terrain disponibles en relation avec le degré d'hétérogénéité des formations géologiques, de même que du degré de précision des données considérées dans le modèle et des hypothèses simplificatrices mentionnées dans ce rapport. Si toutefois Osisko modifiait son plan d'exploitation par rapport aux hypothèses mentionnées dans ce rapport pour la simulation du dénoyage de la mine, les résultats obtenus avec le modèle devront être réévalués.

La précision des simulations est reliée aux incertitudes normales associées à la modélisation numérique. Toutefois, les résultats des simulations présentés dans ce rapport fournissent des indications utiles pour la comparaison des différents scénarios dans le cadre du processus décisionnel, en particulier la sélection des mesures de mitigation à être mises en place.

Les volumes d'eau de stockage dans la mine dépendent de la géométrie réelle des ouvertures. Les volumes d'eau de stockage ont été estimés à l'aide de données historiques et de plans d'archives. Ces volumes pourraient être moindres si l'information au sujet des ouvertures souterraines et/ou des remblais est inexacte ou encore si certaines interconnexions souterraines sont colmatées et ne permettent pas de drainer l'eau de certaines ouvertures. Ultiment les volumes d'eau stockés récupérables dépendront des interconnexions de mines qui seront sensibles aux emplacements sélectionnés pour les pompes.

De la même façon, même si la mine souterraine est dénoyée en avance de la fosse (c'est-à-dire, si le niveau d'eau de la mine souterraine est gardé inférieur à la base de la fosse), certaines venues d'eau soudaines pourraient être observées dans la fosse au fur et à mesure que celle-ci est exploitée.

D'autre part, si des conditions géologiques différentes de celles présentées dans ce rapport sont observées (par exemple si une partie de l'esker est intersectée par la fosse de la mine et/ou si des failles importantes sont rencontrées), les venues d'eau et l'étendue des rabattements pourraient être significativement plus élevés que ce qui est prédit par le modèle.

L'annexe F présente les conditions et limitations générales à l'étude.

GOLDER ASSOCIÉS LTÉE

Alexandre Boutin, ing., M.Sc.
Hydrogéologue

Marie-Noëlle Riverin, ing.jr., M.Sc.
Chargée discipline

Normand D'Anjou, ing., M.Sc.
Associé principal

Mathieu Gosselin, ing.jr., M.Sc.
Chargé discipline

MNR/MG/AB/ND/jm

n:\actif\2007\1221\07-1221-0028 osisko est-malartic\phase 2000 géomécanique et hydrogéologie\2400 hydrogéologie\secrétariat\rapport étude hydrogéologique

2400\final\secrétariat\riff 07-1221-0028.doc

RÉFÉRENCES

- Anderson, M.P., Woessner, W.W., 1991. Applied Groundwater Modeling – Simulation of Flow and Advective Transport. Academic Press. San Diego. 381 pages.
- Banton, O. et L.M. Bangoy, 1999, Hydrogéologie, multiscience environnementale des eaux souterraines. Presses de l'Université du Québec / AUPËLF. 460 p
- Bouwer. H. et Rice, R.C., 1976. A slug test for determining hydraulic conductivity of unconfined aquifers with completely or partially penetrating wells. Water Resources Research, vol, 12, no 3, p. 423-428.
- Dierch a et b, Feflow User Manual
- Experts Enviroconseils Inc., année inconnue. Ennoiement des chantiers, Mines East Malartic, Canadian Malartic, Barnat et Sladen. 11 pages + annexes.
- Grant M., Sanfaçon R. et Trudel P., 1987. Géologie de la mine de Canadian Malartic – district de Malartic. Ministère des ressources naturelles, série des manuscrits bruts M.B. 87-41, 73 pages.
- Grant M., Fallara F., Rose P.S., et Sanfaçon R., 2003. Carte géologique 32D01. Ministère des ressources naturelles et de la faune.
- Hvorslev, M.J., 1951. Time lag and soil permeability in groundwater observations, U,S, Army Corps of Engineers, Waterway Experiment Station, Vicksburg, MS, 50 p.
- GCE Consultants, 2008. Rapport d'expertise – Étude hydrogéologique, Puits P-6 et FE-7. Rapport no. 1199-08-04, juillet 2008.
- GCE Consultants pour Génivar, 2006. Étude hydrogéologique-Recherche en eau souterraine et implantation d'un puits de production – Ville de Malartic. 27 pages + tableaux + figures + annexes.

- Génivar, 2008a. Rapport préliminaire – Description du milieu récepteur, 52 pages
- Génivar, 2008b. Plan de localisation approximative des puits d'alimentation d'eau potable – Secteur TNO-Lac Fouillac.
- Génivar, 2007. Avis de projet, Projet minier aurifère Canadian Malartic, déposé au ministère du Développement Durable, de l'Environnement et des Parcs du Québec. AA106790, 48 pages.
- Génivar, 2006. Développement domiciliaire à Malartic – Secteurs: Golf et chemin du camping, Lot 2: Égouts, aqueduc et voirie. Génivar 2006, 175 pages.
- Golder, 2008, donnée de forage BH-08-1 à BH-08-43 (rapport en cours)
- Golder, 2007. Proposed Work Plan, Feasibility Study Hydrogeological Study of Proposed Open Pit Osisko Project, Malartic. 8 pages.
- Golder, 1983. Water Supply Sources East Malartic Mill, Memorandum, no.831-1253, 11 pages.
- Grant M., Sanfaçon R. et Trudel P., 1987. Géologie de la mine de Canadian Malartic – district de Malartic. Ministère des ressources naturelles, série des manuscrits bruts M.B. 87-41, 73 pages.
- Grant M., Fallara F., Rose P.S., et Sanfaçon R., 2003. Carte géologique 32D01. Ministère des ressources naturelles et de la faune.
- Lac Minerals, 1984. A Study of Water Flow into Malartic Mines. 4 pages.
- Ministère de l'Environnement du Canada, Archives climatiques nationales, site internet : <http://www.climate.weatheroffice.ec.gc.ca/> - Station météorologique de Val-D'or
- Ministère de l'Environnement et de la Faune du Québec, 1994. Guide d'échantillonnage à des fins d'analyses environnementales - Cahier 3: Échantillonnage des eaux souterraines, Direction des laboratoires, 100 pages.

Ministère des Ressources naturelles et Faune du Québec, 2008 e-sigéom examine, Forages au diamant, site internet :

http://sigeom.mrnfp.gouv.qc.ca/signet/classes/I1102_index

Ministère des Ressources naturelles et Faune du Québec, 2004. Modèle numérique d'altitude 32D01-0102 et 32D01-0202.

Ministère des Ressources naturelles et Faune du Québec, cartes topographiques matricielles à l'échelle 1: 20 000 (32D01-0102 et 32D01-0202

Ministère des Transports du Québec, 2004, révision 2006. Manuel de conception des ponceaux, 541 p.

Ministère du Développement durable, de l'Environnement et des Parcs du Québec, 2008 Système d'information hydrogéologique, site internet : 132.203.71.97/index.html.

MIR télédétection, Quickbird 2003/09/17

Osisko Exploration Ltée., 2008a. Données cartographiques diverses (fond cartes autocad, information sur la fosse à ciel ouvert, etc)

Osisko Exploration Ltée, 2008b. Données d'archives (plans des mines Canadian Malartic, Barnat, Sladen, East Malartic, figure consignant des données de remontée de l'eau souterraine après l'arrêt de l'opération de la mine Canadian Malartic, données de suivi de l'évolution des niveaux d'eau dans le puits de la mine Est Malartic.

RSG Global, 2006. Technical Report for the Canadian Malartic Gold Project, Canada. 86 pages + figures + annexes.

RST Instrument Ltd., 2007. Borehole Packers Instruction Manual. Document no. BPM0001E, borehole packer instruction manual.doc, mai 2007.

Scanlon, B.R., Healy, R.W. et Cook, P.G., 2002. Choosing appropriate techniques for quantifying groundwater recharge. Hydrogeology Journal, vol. 10, no 1, p. 18-39.

Soil Conservation Service (SCS), 1972. National Engineering handbook, section 4: Hydrology. US Department of Agriculture, NRCS, U,S, Government print office, Washington, DC.

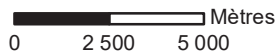
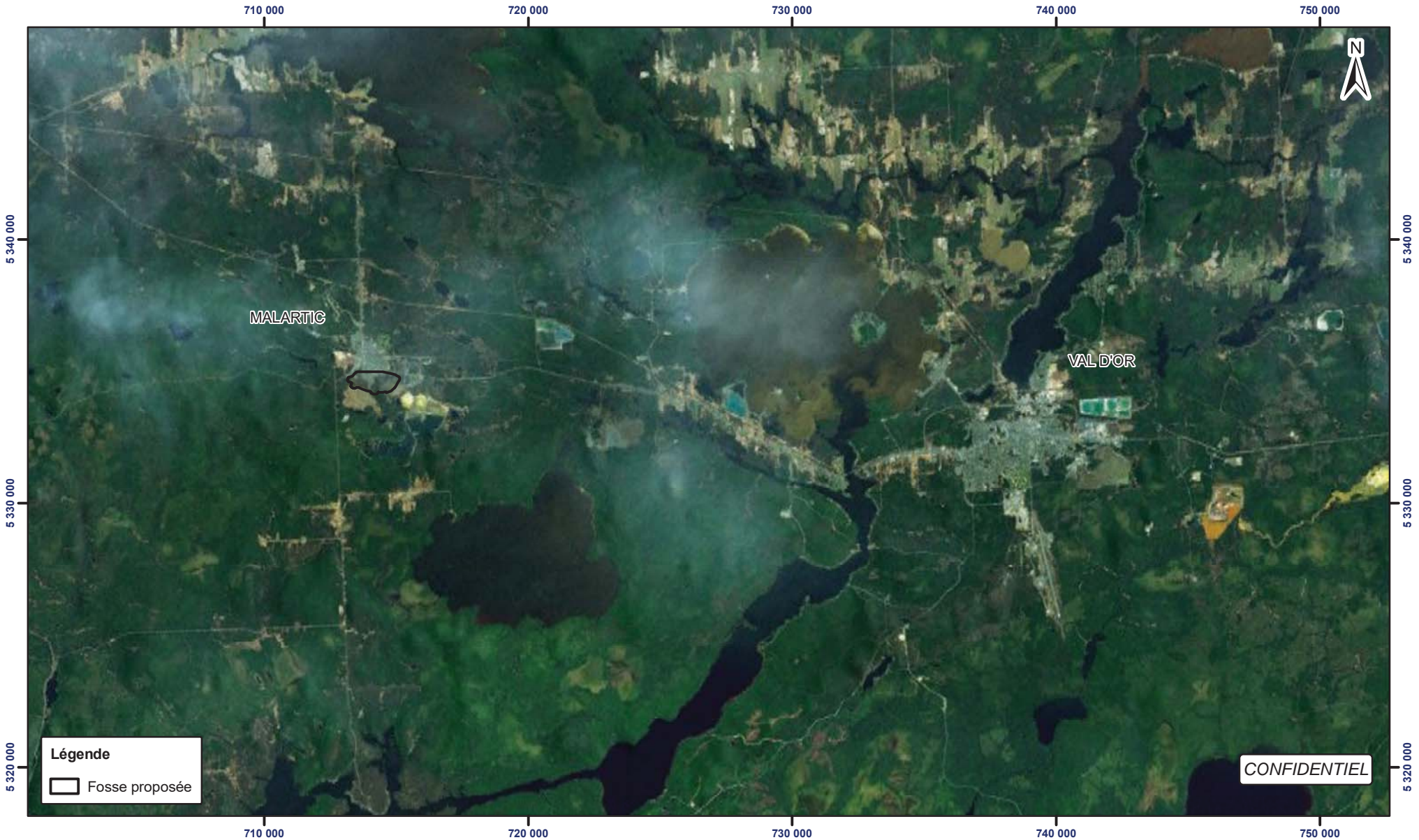
Soil Conservation Service (SCS), 1975. Urban hydrology for small watersheds, TR-55. US Department of Agriculture, NRCS, U,S, Government print office, Washington, DC.

Thorntwaite, C.W. et Mather, J.R., 1957. Instructions and tables for computing potential evapotranspiration and the water balance. Publication in Climatology, vol. 10, no 3, Drexel Institute of Technology Laboratory of Climatology, Centerton, New Jersey, 311 p.

Osisko, 2008c. Données de forages d'exploration minière d'Osisko Exploration Ltée

Veillette, 2003. Les cartes de formations en surface de l'Abitibi, Québec. Commission géologique du Canada, Dossier public 1523.

Ville de Malartic, 2008. Communication verbales, M. Michel Tessier et M. Jean Brassard. Informations relatives à l'exploitation de l'eau souterraine pour l'approvisionnement en eau potable pour la municipalité. Identification des usagers potentiels de l'eau souterraine dans le secteur.



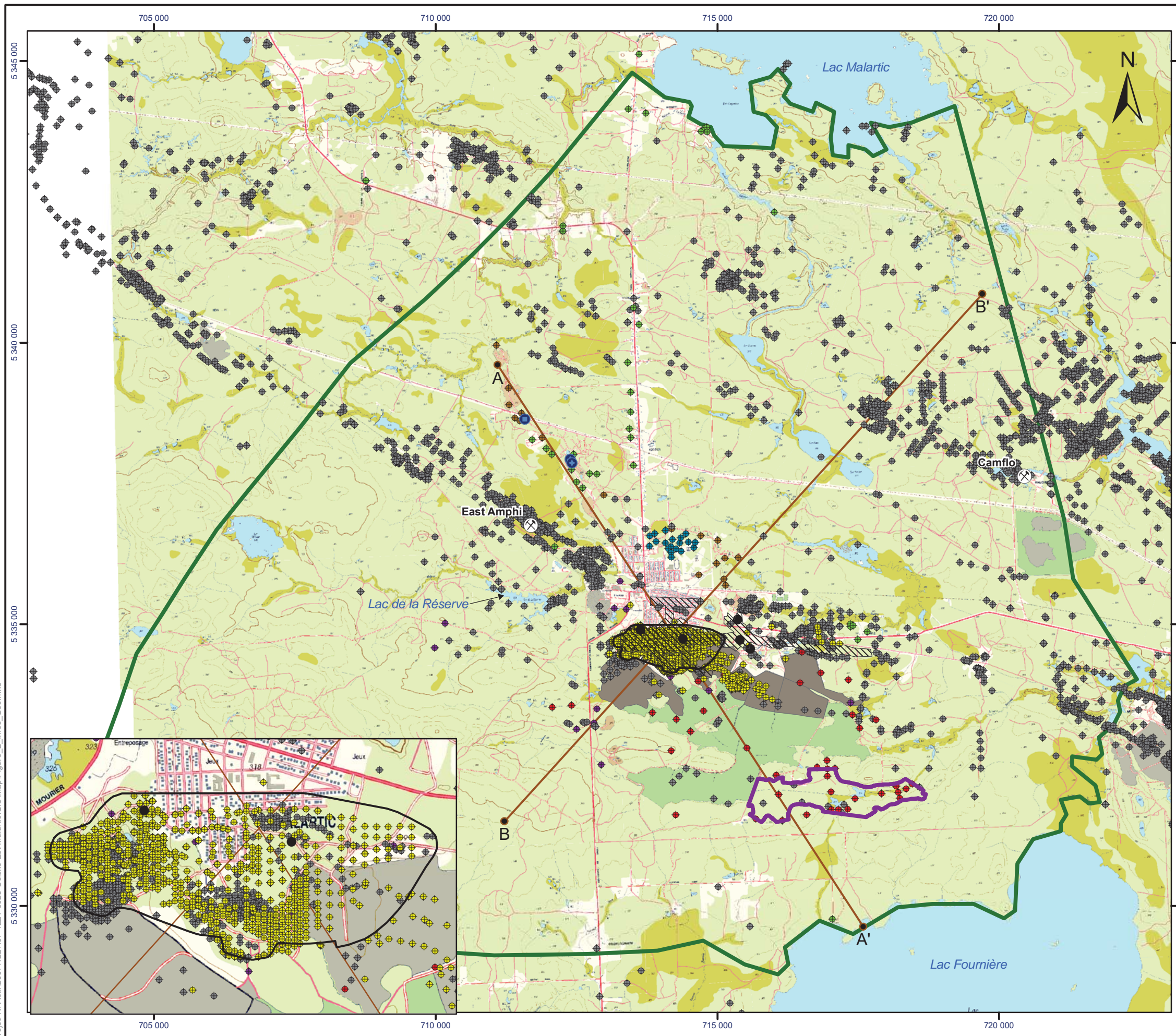
Projection: Transverse universelle de Mercator
NAD 83 UTM Zone 17

Source: Photos @ 2007 ESRI, i-cubed

Date :	9 mai 2008	Échelle :	1: 200 000
SIG :	O. Delorme	Conception :	M.-N. Riverin
Vérification :	A. Boutin	Révision :	N. D'Anjou
No. de projet :	07-1221-0028		

PROJET
<i>ÉVALUATION DU DÉBIT D'EXHAURE ET DES IMPACTS POTENTIELS SUR LES NIVEAUX DES EAUX SOUTERRAINES OSISKO EXPLORATION MALARTIC, QUÉBEC, CANADA</i>

		TITRE	Figure
		Plan de localisation du projet Osisko	1



LÉGENDE

- Puits de pompage de la ville de Malartic (P-4; P-5)
- Nouveau puits de pompage de la ville de Malartic (PP-6)
- ⊗ Anciennes mines dans le secteur à l'étude
- Puits des mines souterraines
- ◆ Puits d'observation (GCE Consultants, 2006)
- ◆ Forage et puits d'observation (Golder, 2008, en rédaction)
- ◆ Puits d'observation (Génivar, 2008a, préliminaire)
- ◆ Forages d'exploration minière (SIGEOM, MRN, 2008)
- ◆ Forages de définition et de condamnation (Osisko, 2008c)
- ◆ Forages et puits d'observation (Génivar, 2008b)
- ◆ Forages Système d'information hydrogéologique (MDDEP, 2008)
- Localisation des coupes hydrostratigraphiques
- Bassin d'entreposage d'eau de la mine (proposé)
- Limite du modèle numérique
- Fosse proposée
- Parc à résidus existants
- Anciennes mines souterraines sur la propriété de Osisko (Canadian Malartic, Sladen, Barnat, Est Malartic)



1:70 000

CONFIDENTIEL

RÉFÉRENCE

Projection: Transverse universelle de Mercator
NAD 83 UTM Zone 17

Source: Cartes matricielles de la BDTQ à l'échelle 1:20 000

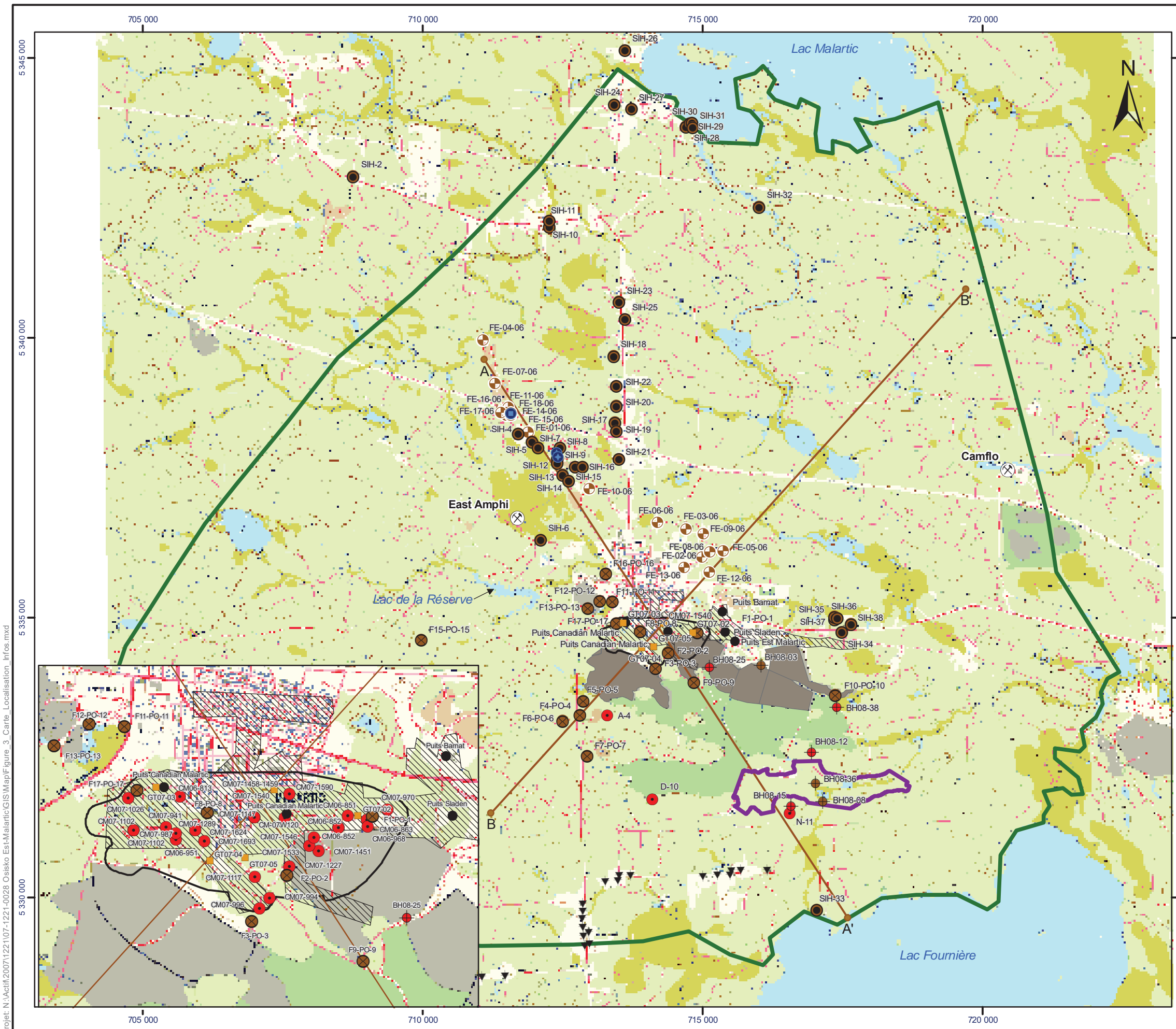
PROJET ÉVALUATION DU DÉBIT D'EXHAURE ET DES IMPACTS POTENTIELS
SUR LES NIVEAUX DES EAUX SOUTERRAINES
OSISKO EXPLORATION
MALARTIC, QUÉBEC, CANADA

TITRE
Localisation des informations géologiques



PROJET No. 07-1221-0028			Échelle respective	REV. 0
Conception	MNR	15 avril 2008	FIGURE 2	
GIS	NZG	15 avril 2008		
Vérification	AB	16 avril 2008		
Révision	NDA	17 avril 2008		

Projet: N:\actif\2007\1221\07-1221-0028 Osisko Est-Malartic\GIS\Map\Figure_2_Infos_Geo.mxd



LÉGENDE

- Puits de pompage de la ville de Malartic (P-4; P-5)
 - Nouveau puits de pompage de la ville de Malartic (PP-6)
 - X Anciennes mines dans le secteur à l'étude
 - Localisation des essais Packer réalisés
 - Puits d'observation aménagés dans les dépôts meubles (Golder, 2008, en rédaction)
 - Puits d'observation aménagés dans le roc (Golder, 2008, en rédaction)
 - Forages de définition et/ou condamnation utilisés pour les levés piézométriques (Osisko, 2008c)
 - Puits des mines souterraines
 - Puits d'observation aménagés dans les dépôts meubles (GCE Consultants, 2008)
 - Puits d'observation aménagés dans les dépôts meubles (Genivar, 2008b)
 - Forages Système d'information hydrogéologique (MDDEP, 2008)
 - ▼ Puits d'eau potable domestiques (Genivar, 2008)
 - Coupes
 - Bassin d'entreposage d'eau de la mine (proposé)
 - Limite du modèle numérique
 - Fosse proposée
 - Parc à résidus existants
 - Anciennes mines souterraines sur la propriété de Osisko (Canadian Malartic, Sladen, Barnat, Est Malartic)
- 0 1250 2500 5000 Mètres

1:70 000

CONFIDENTIEL

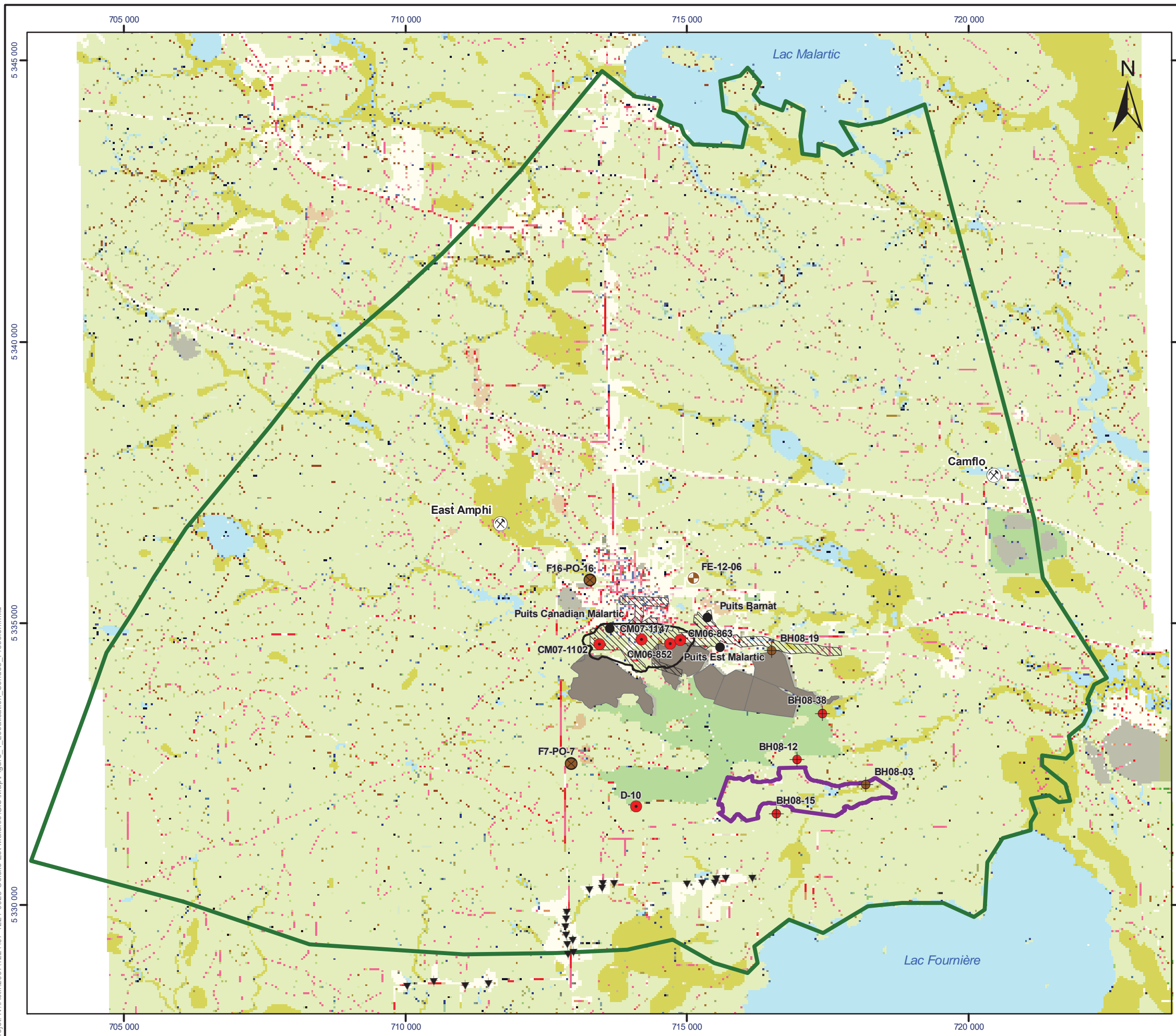
RÉFÉRENCE

Projection: Transverse universelle de Mercator
NAD 83 UTM Zone 17

Source: Cartes matricielles de la BDTQ à l'échelle 1:20 000

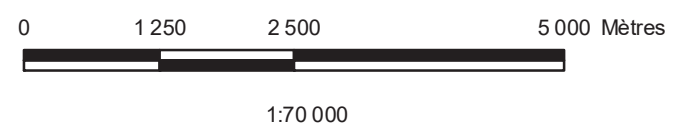
PROJET	ÉVALUATION DU DÉBIT D'EXHAURE ET DES IMPACTS POTENTIELS SUR LES NIVEAUX DES EAUX SOUTERRAINES OSISKO EXPLORATION MALARTIC, QUÉBEC, CANADA		
TITRE	Localisation des informations hydrogéologiques		
 Montréal, Québec	PROJET No. 07-1221-0028	Echelle respective	REV. 0
	Conception MNR 15 avril 2008	FIGURE 3	
	GIS NZG 15 avril 2008		
	Vérification AB 16 avril 2008		
Révision NDA 17 avril 2008			

Projet: N:\actif\2007\1221-0028 Osisko Est-Malartic\GIS\Map\Figure 3 Carte Localisation Infos.mxd



LÉGENDE

- ⊗ Anciennes mines dans le secteur à l'étude
- ▼ Puits d'eau potable domestiques (Genivar, 2008)
- Puits et/ou forages dans lesquels le suivi piézométrique a été réalisé (mars à mai 2008)**
- Puits d'observation aménagés dans les dépôts meubles (Golder, 2008)
- Puits d'observation aménagés dans le roc (Golder, 2008)
- Forages de définition et/ou de condamnation (Osisko, 2008c)
- Puits des mines souterraines
- Puits d'observation aménagés dans les dépôts meubles (GCE Consultaux, 2008)
- Puits d'observation aménagés dans les dépôts meubles (Genivar, 2008b)
- Limite du modèle numérique
- Bassin d'entreposage d'eau de la mine (proposé)
- ▭ Fosse proposée
- Parc à résidus existants
- ▨ Anciennes mines souterraines sur la propriété de Osisko (Canadian Malartic, Sladen, Barnat, Est Malartic)



CONFIDENTIEL

RÉFÉRENCE

Projection: Transverse universelle de Mercator
NAD 83 UTM Zone 17

Source: Cartes matricielles de la BDTQ à l'échelle 1:20 000

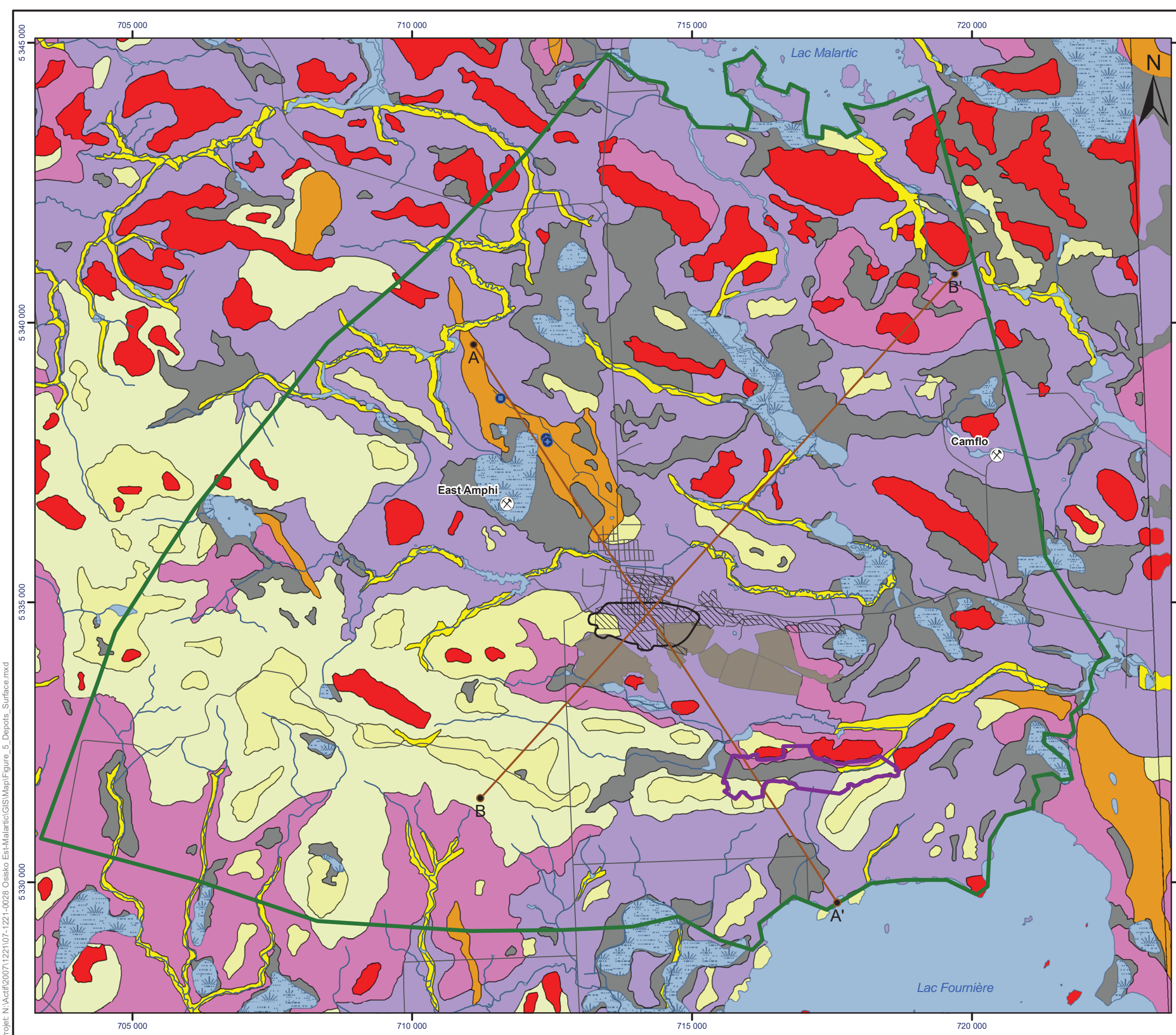
PROJET ÉVALUATION DU DÉBIT D'EXHAURE ET DES IMPACTS POTENTIELS SUR LES NIVEAUX DES EAUX SOUTERRAINES OSISKO EXPLORATION MALARTIC, QUÉBEC, CANADA

TITRE Localisation des sondes à pression



PROJET No.	07-1221-0028		Echelle respective	REV. 0
Conception	MNR	15 avril 2008	FIGURE 4	
GIS	NZG	15 avril 2008		
Vérification	AB	16 avril 2008		
Révision	NDA	17 avril 2008		

Projet: N:\actif\2007\1221-0028 Osisko Est-Malartic\GIS\Map\Figure_4_Localisation_Sondes_Pression.mxd

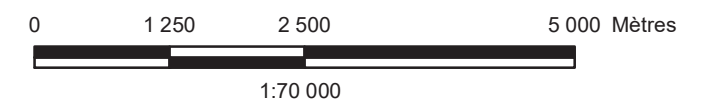


LÉGENDE

- Puits de pompage de la ville de Malartic (P-4; P-5)
- Nouveau puits de pompage de la ville de Malartic (PP-6)
- ⊗ Anciennes mines dans le secteur à l'étude
- Bassin d'entreposage d'eau de la mine (proposé)
- Limite du modèle numérique
- Localisation des coupes hydrostratigraphiques
- Rivières
- Routes principales
- Fosse proposée
- ▨ Anciennes mines souterraines sur la propriété de Osisko (Canadian Malartic, Sladen, Barnat, Est Malartic)
- Parc à résidus existants
- Milieu humide
- Hydrographie

Géologie des dépôts meubles

- 1a - Till - Couverture discontinue (< 1 m)
- 1b - Till - Couverture continue (> 1 m)
- 2a - Sédiments juxtaglaciaires
- 2b - Sédiments d'épandage proglaciaire
- 2c - Sédiments granulaires
- 3a - Sédiments d'eau profonde
- 3b - Sédiments sublittoraux et de plage
- 5 - Dépôts alluviaux
- 6 - Dépôts organiques
- R - Roc



CONFIDENTIEL

RÉFÉRENCE

Projection: Transverse universelle de Mercator
NAD 83 UTM Zone 17

Sources: Commission géologique du Canada (Veillette, 2003)
BNDT Ressources naturelles Canada

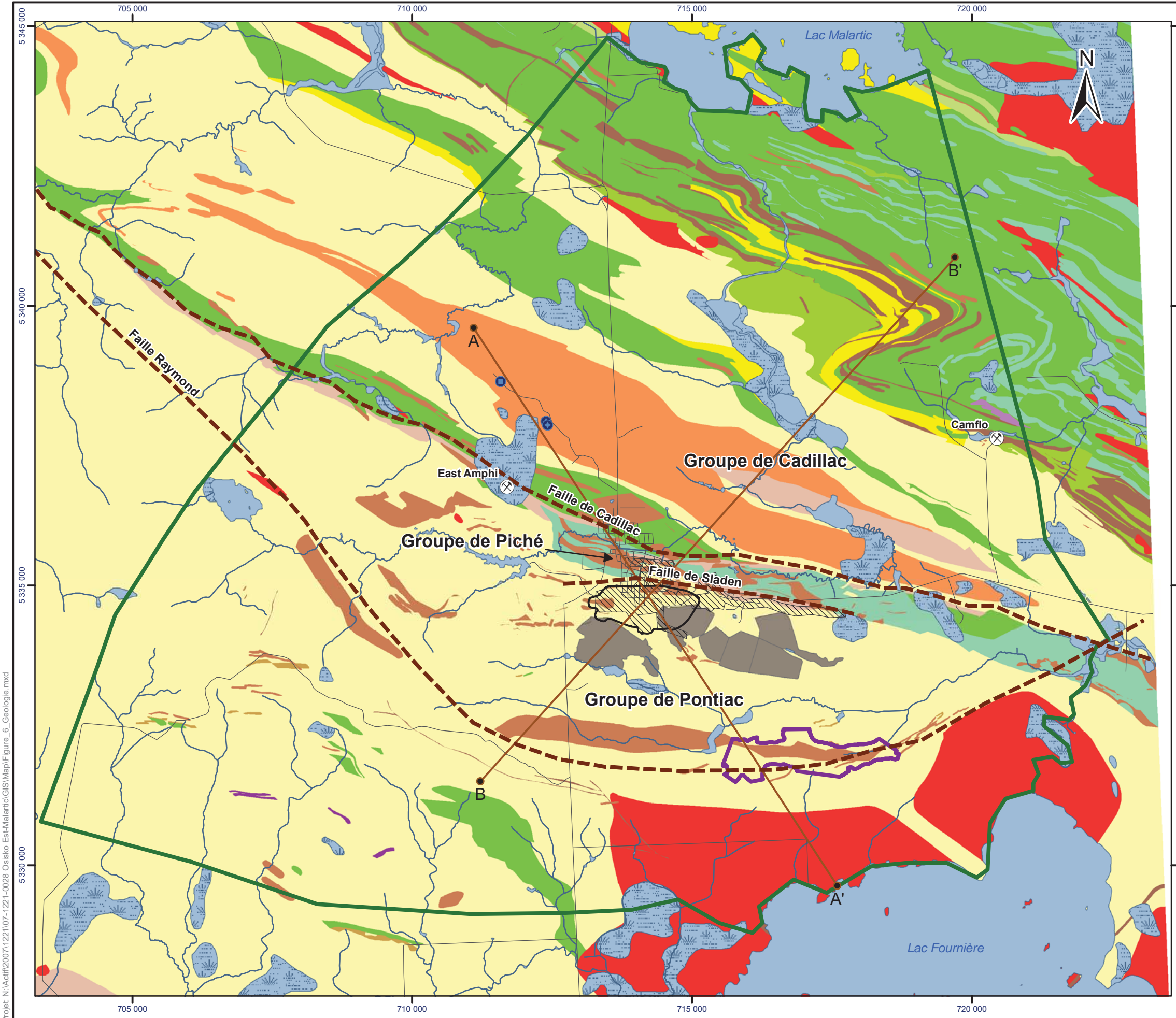
PROJET ÉVALUATION DU DÉBIT D'EXHAURE ET DES IMPACTS POTENTIELS
SUR LES NIVEAUX DES EAUX SOUTERRAINES
OSISKO EXPLORATION
MALARTIC, QUÉBEC, CANADA

TITRE
Carte des dépôts meubles



PROJET No.	07-1221-0028		Échelle respective	REV. 0
Conception	MNR	14 avril 2008	FIGURE 5	
GIS	NZG	14 avril 2008		
Vérification	AB	16 avril 2008		
Révision	NDA	17 avril 2008		

Projet: N:\actif\2007\1221\07-1221-0028 Osisko Est-Malartic\GIS\Map\Figure_5_Depots_Surface.mxd

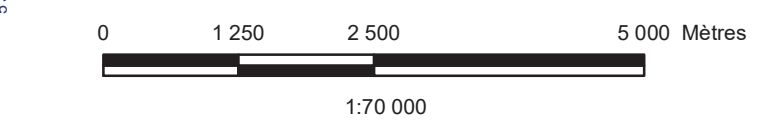


LÉGENDE

- Puits de pompage de la ville de Malartic (P-4; P-5)
- Nouveau puits de pompage de la ville de Malartic (PP-6)
- Anciennes mines dans le secteur à l'étude
- Bassin d'entreposage d'eau de la mine (proposé)
- Limite du modèle numérique
- Localisation des coupes hydrostratigraphiques
- Rivières
- Failles principales
- Routes principales
- Fosse proposée
- Parc à résidus existants
- Anciennes mines souterraines sur la propriété de Osisko (Canadian Malartic, Sladen, Barnat, Est Malartic)
- Milieu humide
- Hydrographie

Zones géologiques

- Péridotite
- Formation de fer oxydée
- Gabbro / Diabase
- Schiste à biotite et à chlorite
- Porphyre intermédiaire
- Wacke, Mudrock, Schiste
- Conglomérat polygénique
- Volcanique et intrusive ultramafique
- Basalte
- Volcanique
- Andésite
- Granodiorite
- Dacite



CONFIDENTIEL

RÉFÉRENCE

Projection: Transverse universelle de Mercator
NAD 83 UTM Zone 17

Sources: Commission géologique du Canada; BNDT Ressources naturelles Canada; MRN - SIGEOM; Grant M., Sansfaçon R. et Trudel P. (1987) : Géologie de la mine Canadian Malartic - district de Malartic. Ministère des Ressources naturelles, série des manuscrits bruts M.B. 87-41, 73 pages.

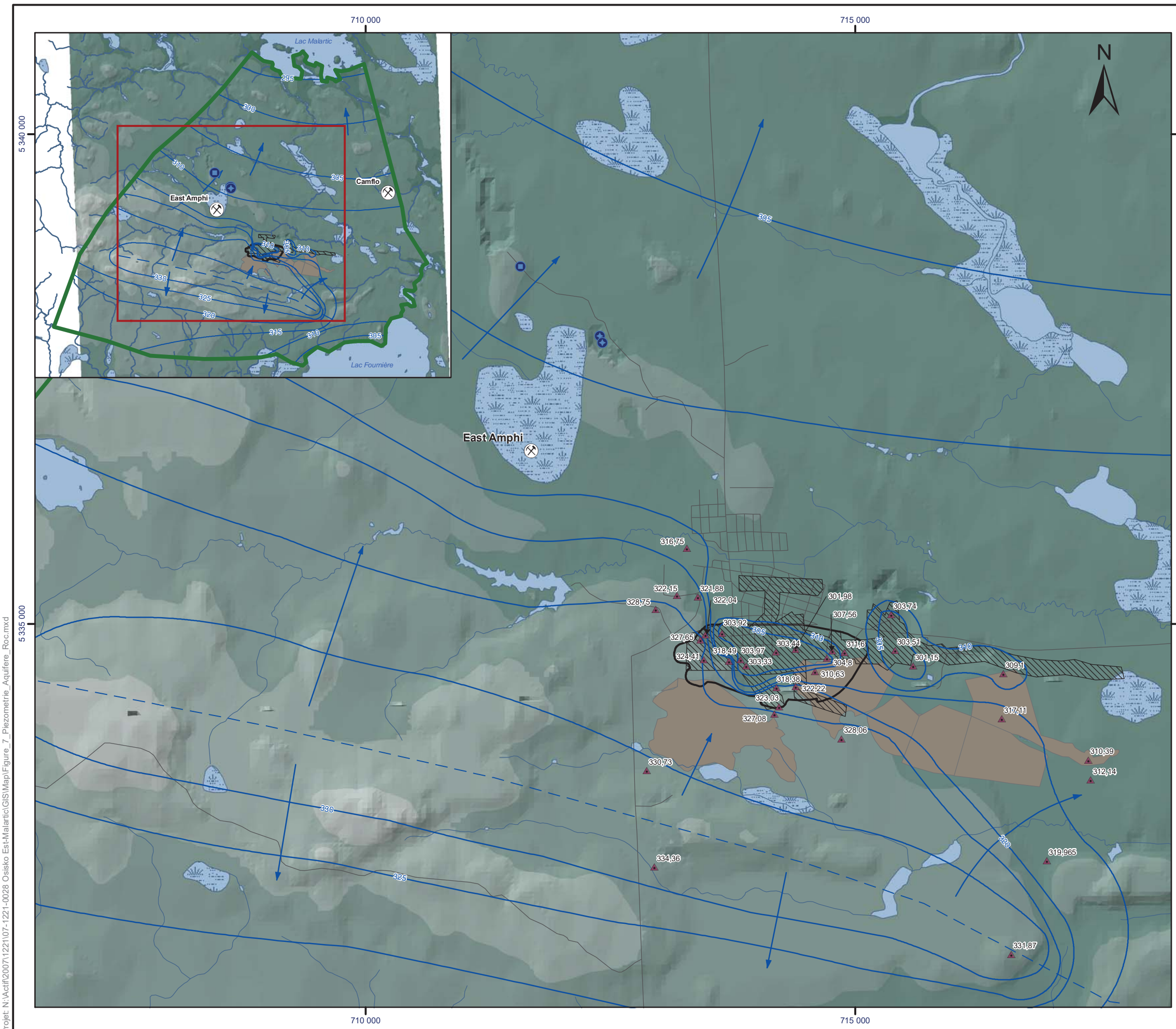
PROJET ÉVALUATION DU DÉBIT D'EXHAURE ET DES IMPACTS POTENTIELS
SUR LES NIVEAUX DES EAUX SOUTERRAINES
OSISKO EXPLORATION
MALARTIC, QUÉBEC, CANADA

TITRE

Géologie du roc

<p style="font-size: 8px;">Montréal, Québec</p>	PROJET No. 07-1221-0028		Échelle respective	REV. 0
	Conception	MNR	15 avril 2008	FIGURE 6
	GIS	NZG	15 avril 2008	
	Vérification	AB	16 avril 2008	
Révision	NDA	17 avril 2008		

Projet: N:\actif\2007\1221\07-1221-0028 Osisko Est-Malartic\GIS\Map\Figure_6_Geologie.mxd

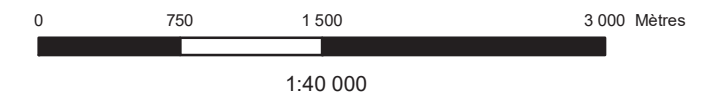


LÉGENDE

- ▲ 303,51 Points de contrôle de la piézométrie du roc et valeur de l'élévation du niveau d'eau (m), mars 2008
- ⊗ Anciennes mines dans le secteur à l'étude
- ⊕ Puits de pompage de la ville de Malartic (P-4; P-5)
- Nouveau puits de pompage de la ville de Malartic (PP-6)
- Isopièze aquifère du roc (m)
- - - Ligne de partage de eaux (hypothèse du modèle conceptuel)
- ➔ Direction d'écoulement de l'eau souterraine
- Limite du modèle numérique
- Routes principales
- Rivières
- ▨ Anciennes mines souterraines sur la propriété de Osisko (Canadian Malartic, Sladen, Barnat, Est Malartic)
- ▭ Fosse proposée
- Parc à résidus existants
- ▨ Milieu humide
- Hydrographie

Élévation du terrain (MNT) (m)

- 275 - 300
- 300 - 325
- 325 - 350
- 350 - 375
- 375 - 400



CONFIDENTIEL

RÉFÉRENCE

Projection: Transverse universelle de Mercator
 NAD 83 UTM Zone 17
 Source: Élévations tirées du modèle numérique d'altitude provenant du MRNF

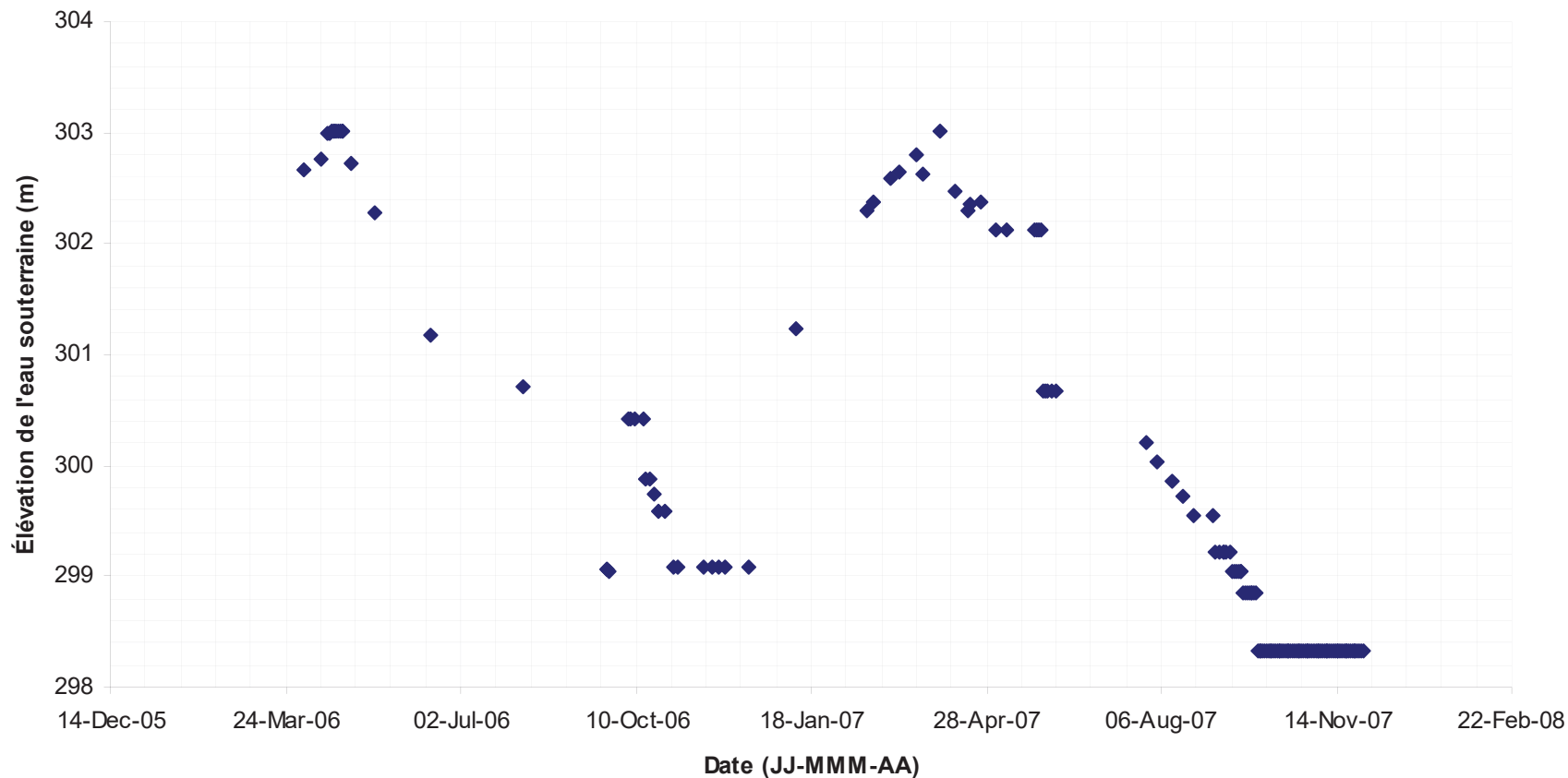
PROJET ÉVALUATION DU DÉBIT D'EXHAURE ET DES IMPACTS POTENTIELS
 SUR LES NIVEAUX DES EAUX SOUTERRAINES
 OSISKO EXPLORATION
 MALARTIC, QUÉBEC, CANADA

TITRE
Piézométrie de l'aquifère de roc (mars 2008)




PROJET No. 07-1221-0028	Échelle respective	REV. 0
Conception MNR 15 avril 2008	FIGURE 7	
GIS NZG 15 avril 2008		
Vérification AB 16 avril 2008		
Révision NDA 17 avril 2008		

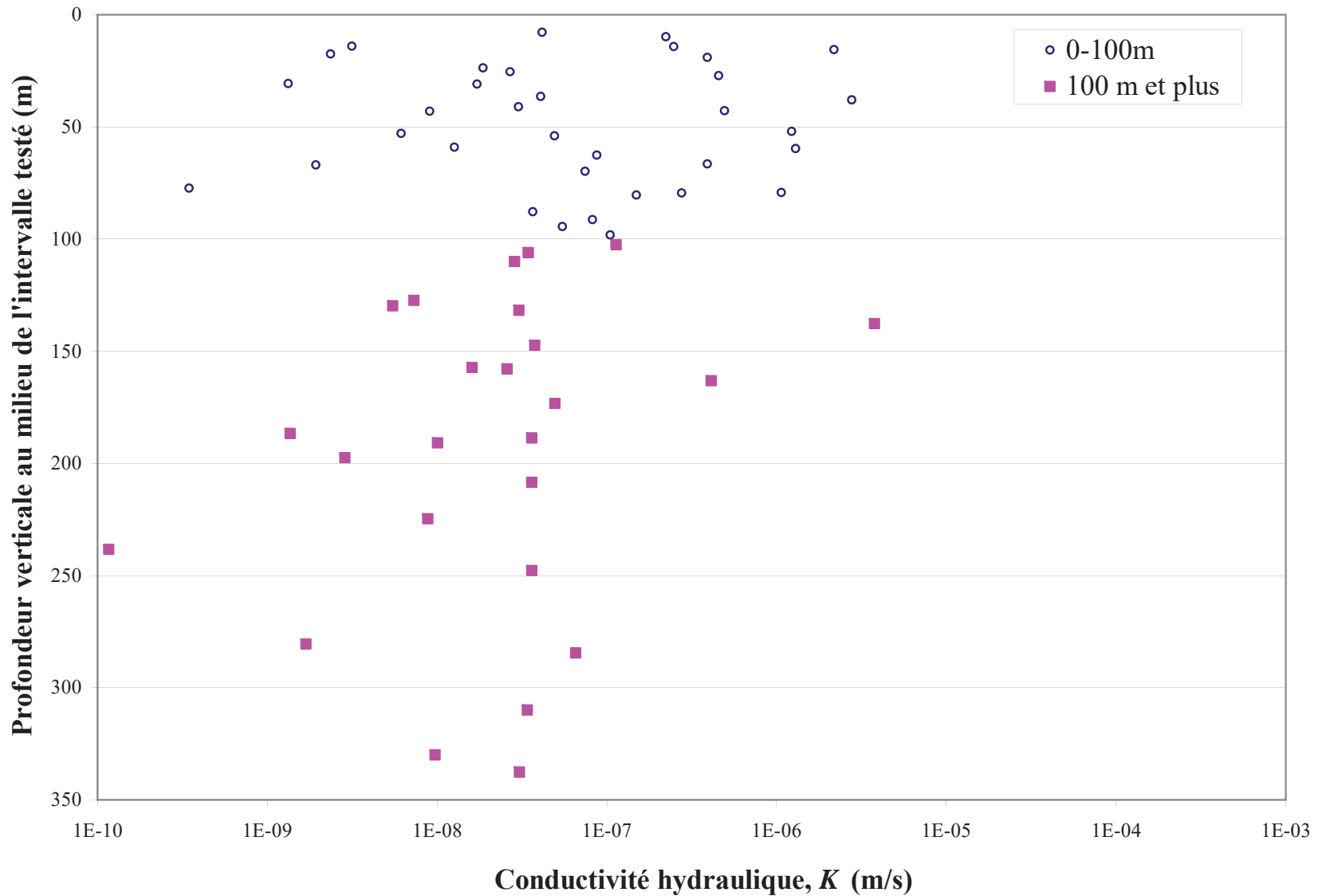
Projet: N:\actif\2007\1221\07-1221-0028 Osisko Est-Malartic\GIS\Map\Figure_7_Piezométrie_Aquifère_Roc.mxd



CONFIDENTIEL



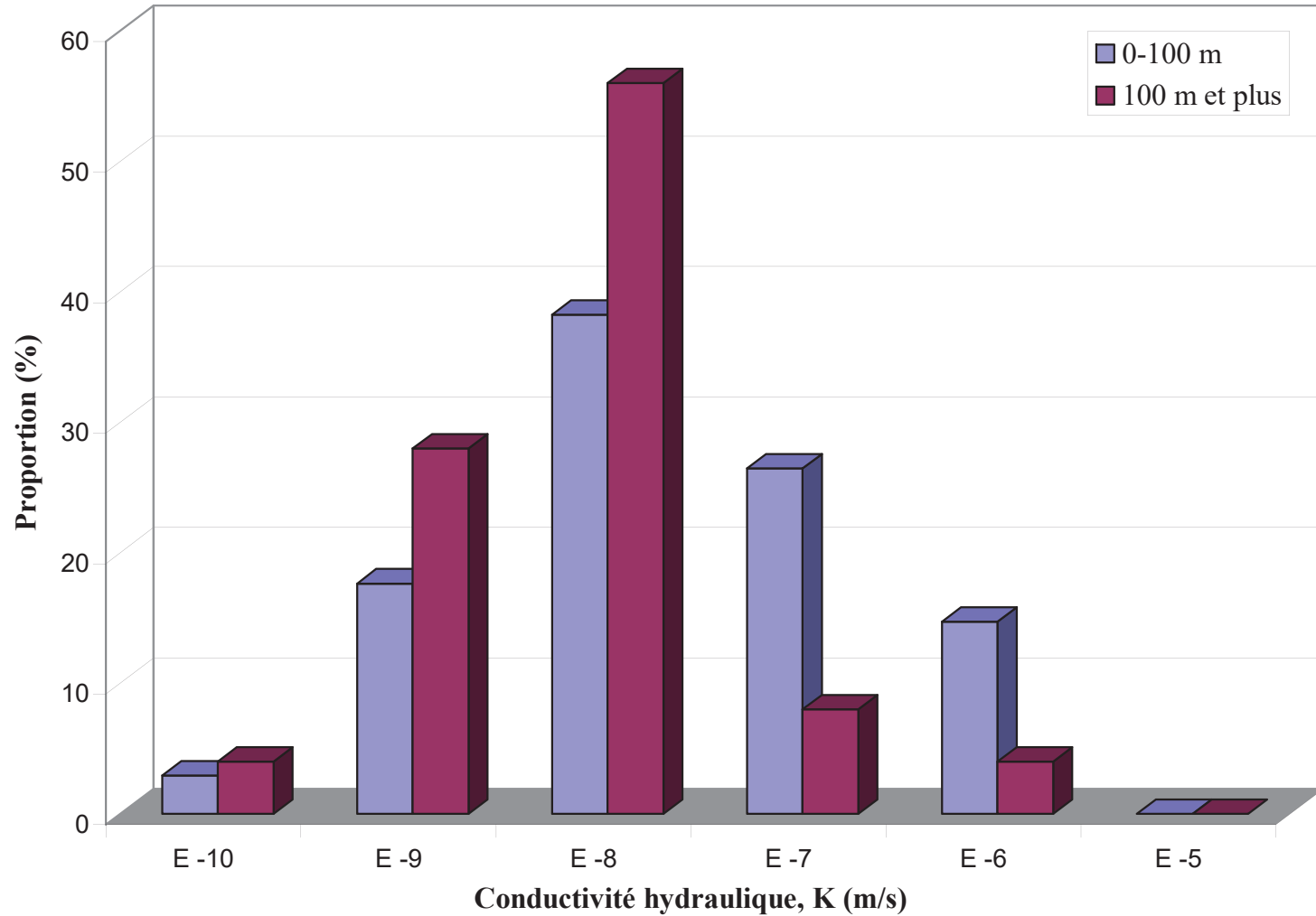
	CLIENT		PROJET	
	ÉVALUATION DU DÉBIT D'EXHAURE ET DES IMPACTS POTENTIELS SUR LES NIVEAUX DES EAUX SOUTERRAINES, OSISKO EXPLORATION, MALARTIC, QUÉBEC, CANADA			
DESSINÉ PAR:	A.B.	DATE	23 mai 2008	
VÉRIFIÉ PAR:	N.D.	DATE	23 mai 2008	
TITRE		Évolution du niveau de l'eau dans les puits de la mine Est Malartic de avril 2006 à décembre 2007		
ÉCHELLE:	Not to scale	A4	PROJET No	07-1221-0028
			FIGURE No	8



CONFIDENTIEL




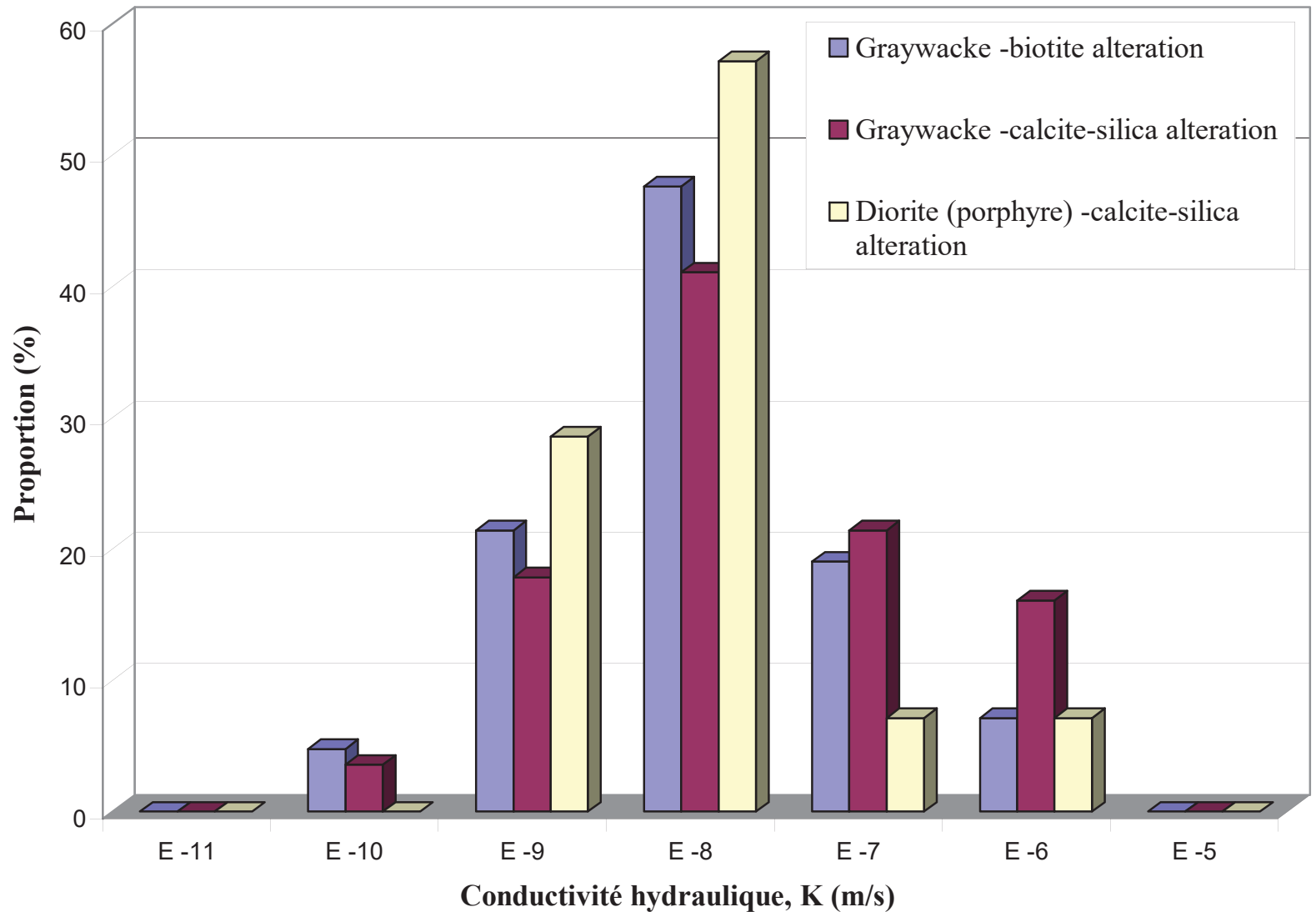
CLIENT		OSISKO		PROJET		ÉVALUATION DU DÉBIT D'EXHAURE ET DES IMPACTS POTENTIELS SUR LES NIVEAUX DES EAUX SOUTERRAINES, OSISKO EXPLORATION, MALARTIC, QUÉBEC, CANADA	
DESSINÉ PAR:	M.G.	DATE	14 mai 2008	TITRE			
VÉRIFIÉ PAR:	A.B.	DATE	14 mai 2008				
ÉCHELLE:			Not to scale	A4	PROJET No	07-1221-0028	FIGURE No
							9



CONFIDENTIEL



	CLIENT		PROJET	
	ÉVALUATION DU DÉBIT D'EXHAURE ET DES IMPACTS POTENTIELS SUR LES NIVEAUX DES EAUX SOUTERRAINES, OSISKO EXPLORATION, MALARTIC, QUÉBEC, CANADA			
DESSINÉ PAR:	M.G.	DATE	14 mai 2008	
VÉRIFIÉ PAR:	A.B.	DATE	14 mai 2008	
ÉCHELLE:	Not to scale		A4	PROJET No 07-1221-0028
				FIGURE No 10
			TITRE	
			Histogramme des conductivités hydrauliques pour l'ensemble des essais packer	



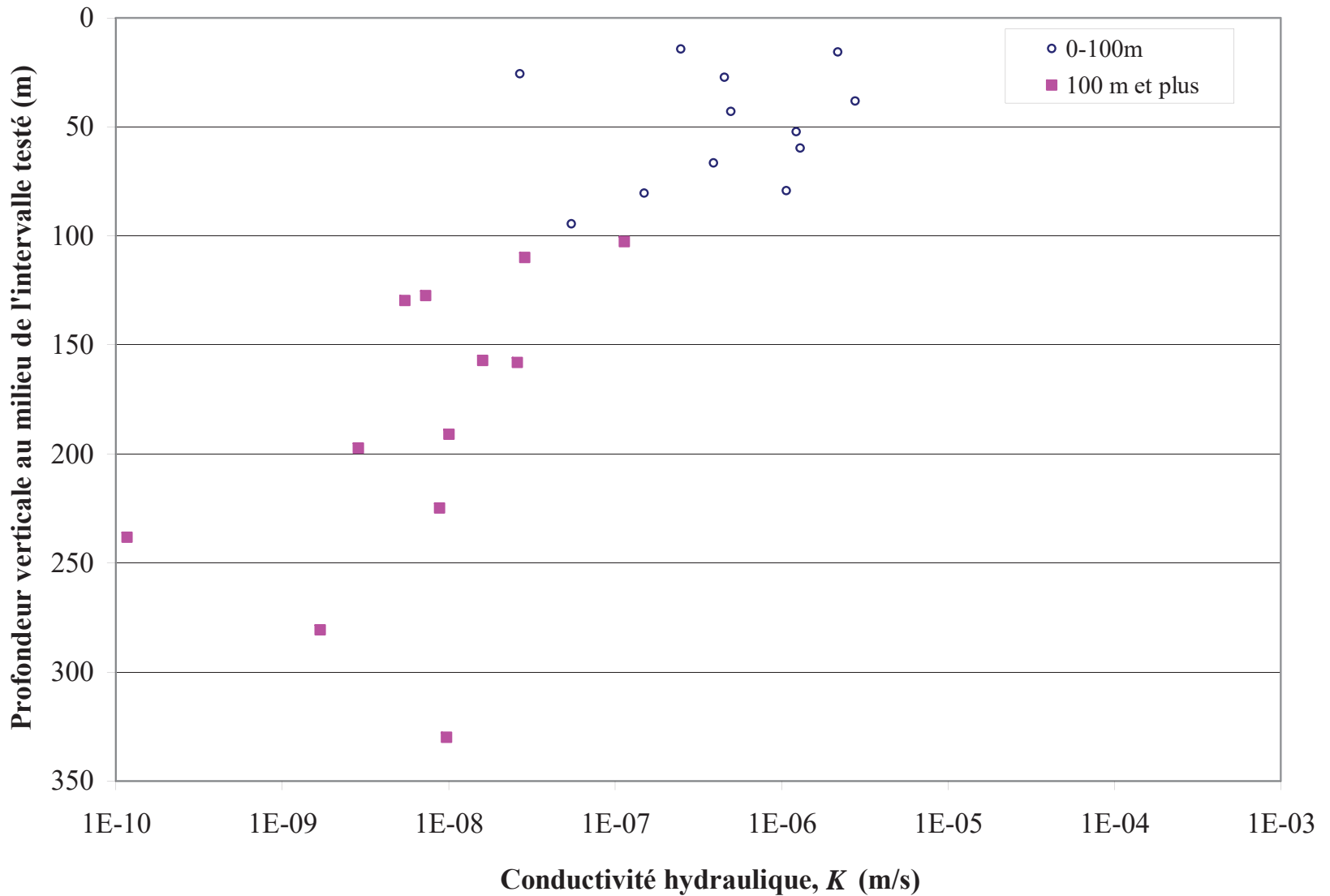
CONFIDENTIEL



CLIENT OSISKO	
DESSINÉ PAR: M.G.	DATE 14 mai 2008
VÉRIFIÉ PAR: A.B.	DATE 14 mai 2008
ÉCHELLE: Not to scale	

PROJET ÉVALUATION DU DÉBIT D'EXHAURE ET DES IMPACTS POTENTIELS SUR LES NIVEAUX DES EAUX SOUTERRAINES, OSISKO EXPLORATION, MALARTIC, QUÉBEC, CANADA
TITRE Histogramme des conductivités hydrauliques pour l'ensemble des essais packer par unité lithologique
PROJET No 07-1221-0028
FIGURE No 11

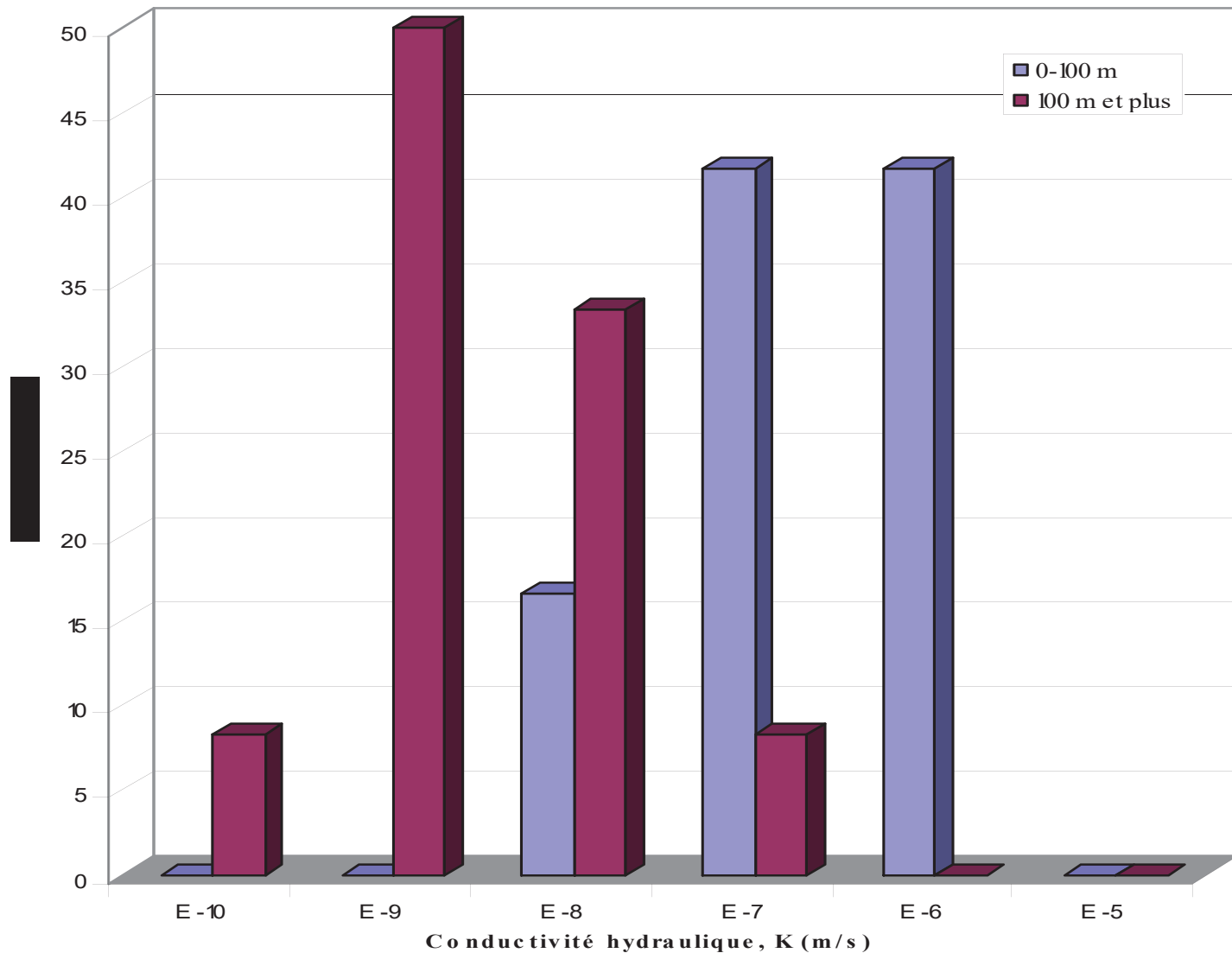
A4



CONFIDENTIEL



	CLIENT		PROJET	
	ÉVALUATION DU DÉBIT D'EXHAURE ET DES IMPACTS POTENTIELS SUR LES NIVEAUX DES EAUX SOUTERRAINES, OSISKO EXPLORATION, MALARTIC, QUÉBEC, CANADA			
DESSINÉ PAR:	M.G.	DATE	14 mai 2008	
VÉRIFIÉ PAR:	A.B.	DATE	14 mai 2008	
ÉCHELLE:		Not to scale		A4
PROJET No			07-1221-0028	FIGURE No
				12



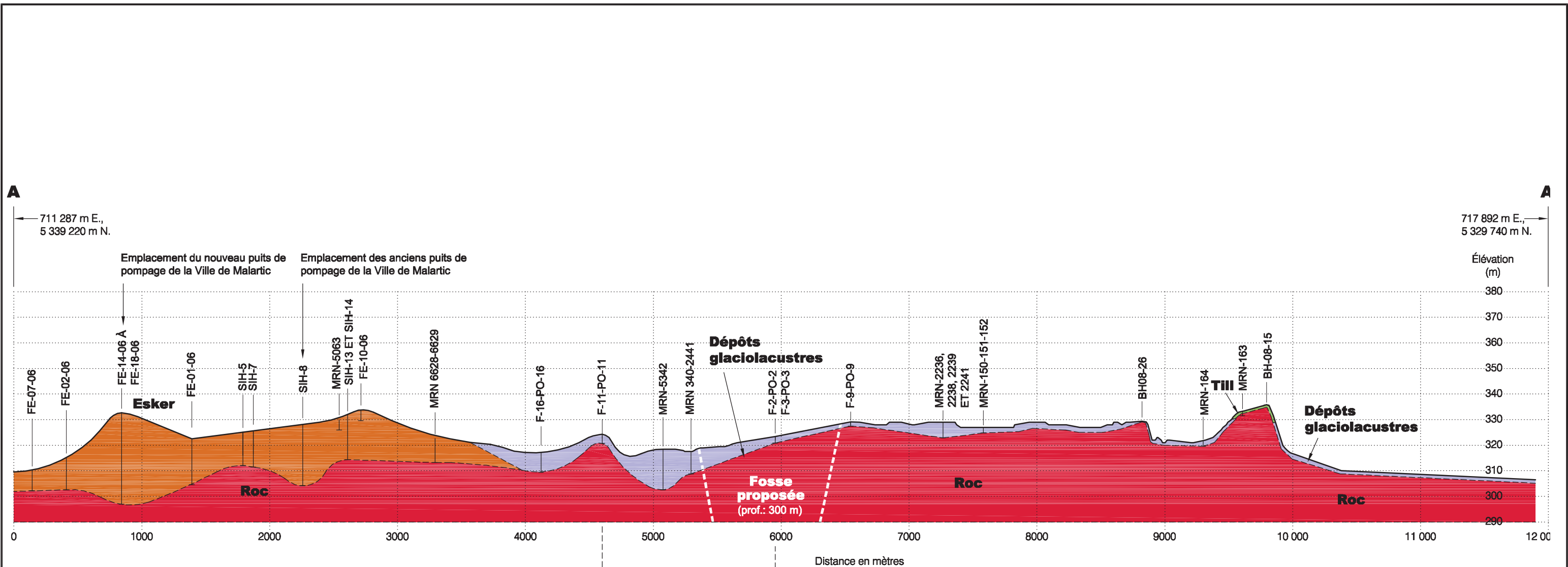
CONFIDENTIEL



CLIENT OSISKO	
DESSINÉ PAR: M.G.	DATE 14 mai 2008
VÉRIFIÉ PAR: A.B.	DATE 14 mai 2008
ÉCHELLE: Not to scale	

PROJET ÉVALUATION DU DÉBIT D'EXHAURE ET DES IMPACTS POTENTIELS SUR LES NIVEAUX DES EAUX SOUTERRAINES, OSISKO EXPLORATION, MALARTIC, QUÉBEC, CANADA
TITRE Histogramme des conductivités hydrauliques pour les essais packer des forages GT07-02 et GT07-05
PROJET No 07-1221-0028
FIGURE No 13

A4



Légende:

- FE-07-06** Puits d'observation (GCE Consultants, 2006)
- SIH-5** Forages Système Information Hydrogéologique (MDDEP, 2008)
- MRN-5063** Forage d'exploration minière (SIGEOM, MRN, 2008)
- F-16-PO-16** Puits d'observation (Génivar, 2008b)
- BH08-26** Forage et puits d'observation (Golder, 2008, en rédaction)

← **Mines souterraines existantes** →

Échelle:

Horizontale: 1 : 30,000
 Verticale: 1 : 1 500

Coordonnées

NAD83, UTM 17

Source:

Élévations du terrain (m) tirées du modèle numérique d'altitude du MRN.

CONFIDENTIEL

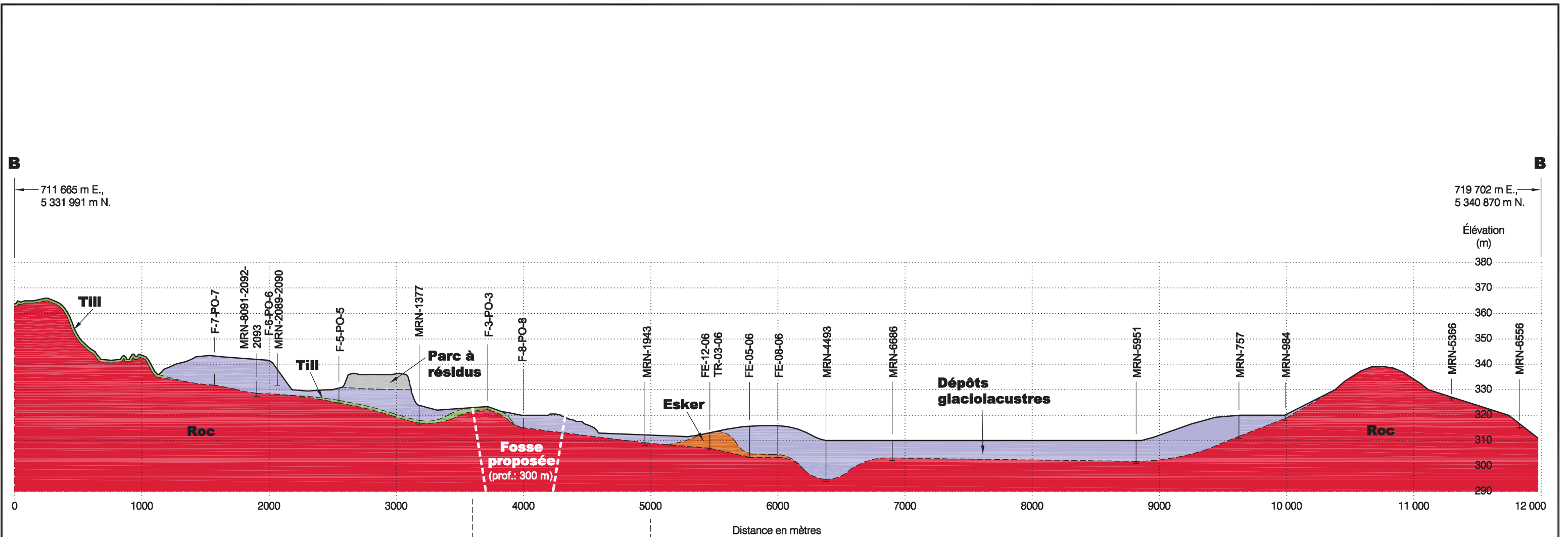
Golder Associés
 9200, boul. de l'Acadie, bureau 10
 Montréal (Québec) H4N 2T2
 Tél.: (514) 383-0990 Fax: (514) 383-5332

Date:	2008-05-27	Échelle:	Indiquée
Dessiné par:	M. Tremblay	Projeté par:	M.-N. Riverin
Vérifié par:	A. Boutin	Approuvé par:	N. D'Anjou
No. de dessin:	0712210028-2400-03	No. de projet:	07-1221-0028

ÉVALUATION DU DÉBIT D'EXHAURE ET DES IMPACTS POTENTIELS SUR LES NIVEAUX DES EAUX SOUTERRAINES OSISKO EXPLORATION, MALARTIC, QUÉBEC, CANADA

COUPE HYDROSTRATIGRAPHIQUE A-A'

FIGURE **14**



Légende:

- FE-12-06** Puits d'observation (GCE Consultants, 2006)
- MRN-4493** Forage d'exploration minière (SIGEOM, MRN, 2008)
- F-8-PO-8** Puits d'observation (Génivar, 2008b)

Échelle:

Horizontale: 1 : 30,000
Verticale: 1 : 1 500

Coordonnées:

NAD83, UTM 17

Source:

Élévations du terrain (m) tirées du modèle numérique d'altitude du MRN.

CONFIDENTIEL



Golder Associés
9200, boul. de l'Acadie, bureau 10
Montréal (Québec) H4N 2T2
Tél.: (514) 383-0990 Fax: (514) 383-5332

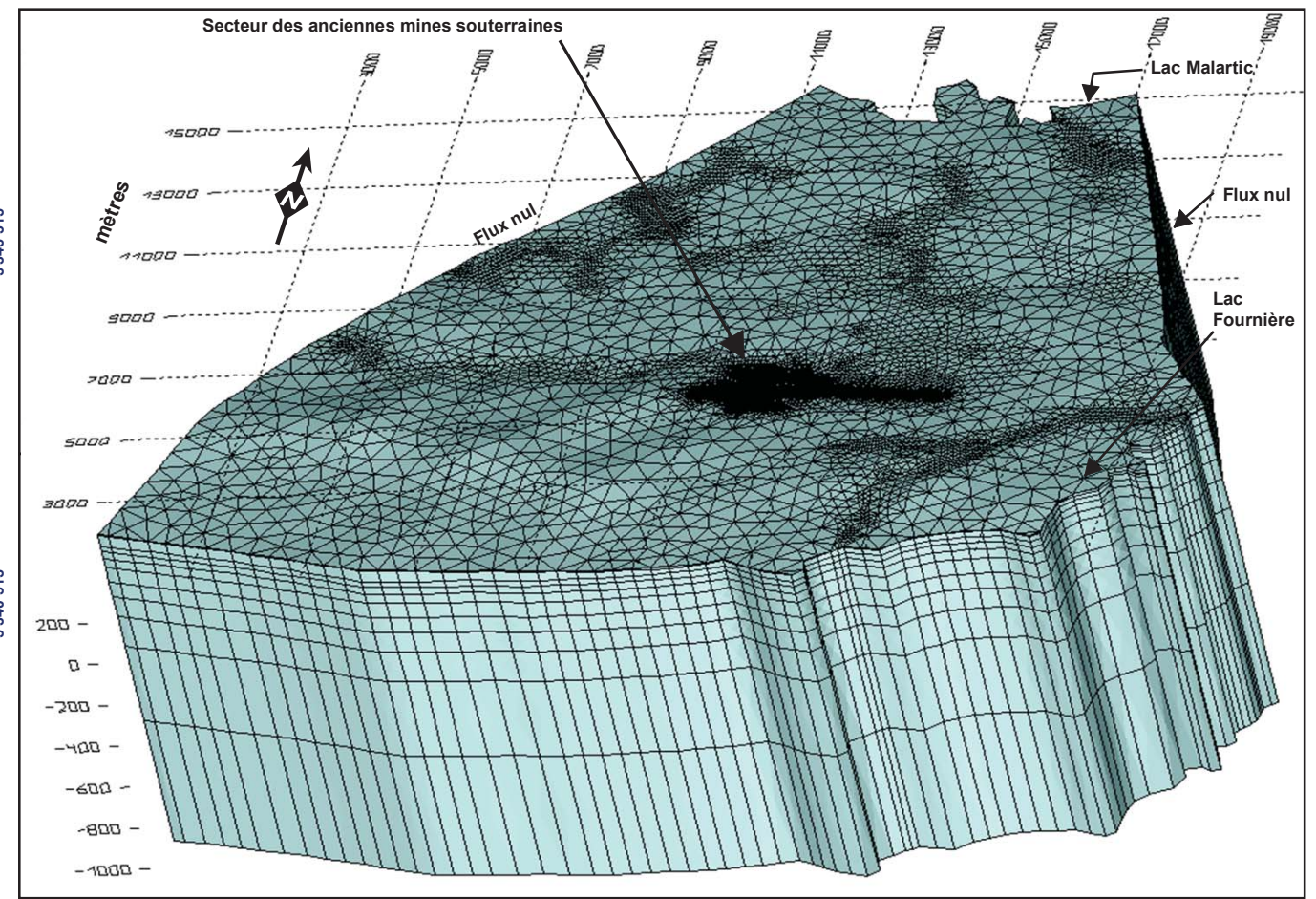
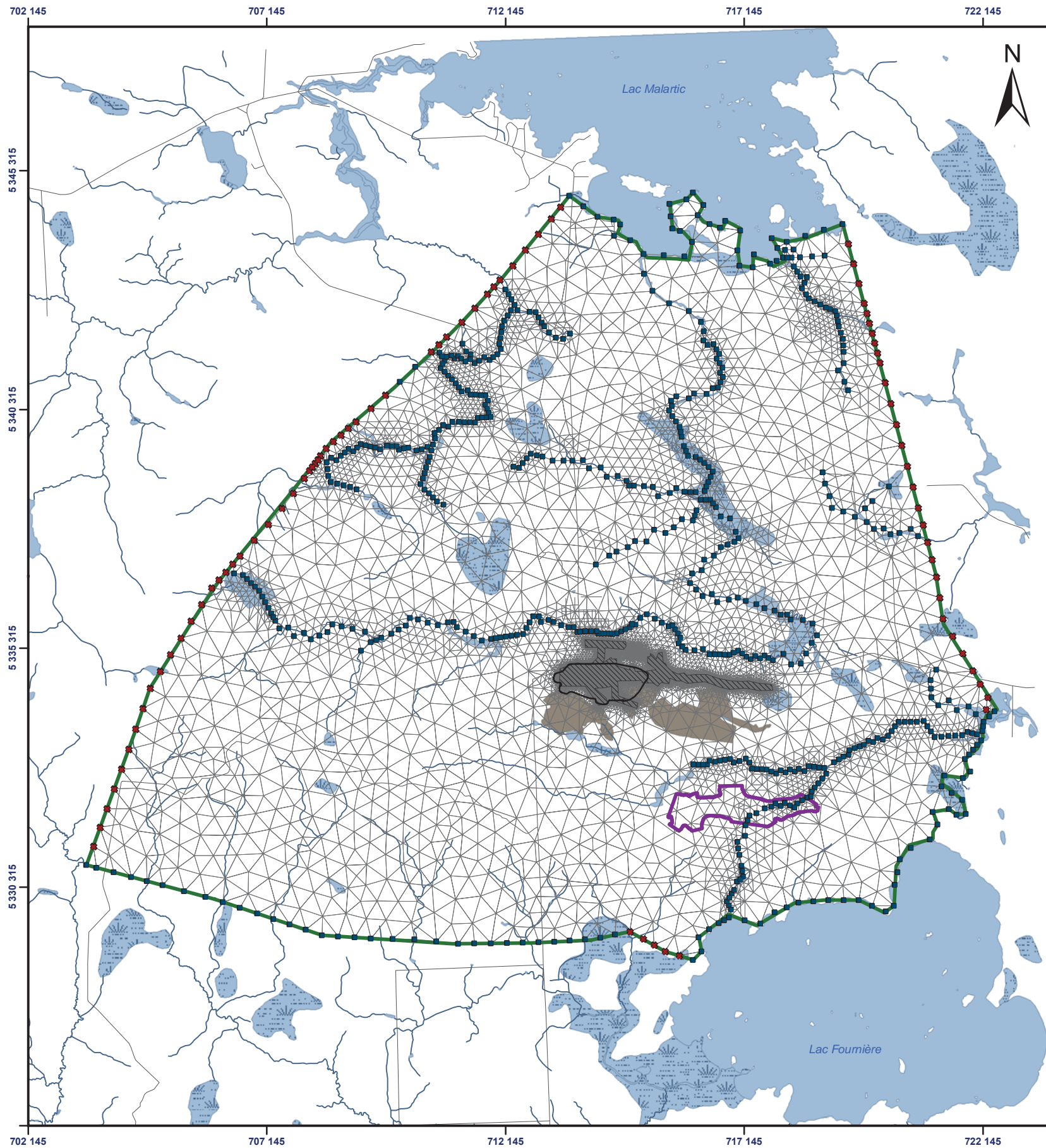
Date:	2008-05-27	Échelle:	Indiquée
Dessiné par:	M. Tremblay	Projeté par:	M.-N. Rivérin
Vérifié par:	A. Boutin	Approuvé par:	N. D'Anjou
No. de dessin:	0712210028-2400-03	No. de projet:	07-1221-0028



ÉVALUATION DU DÉBIT D'EXHAURE ET DES IMPACTS POTENTIELS
SUR LES NIVEAUX DES EAUX SOUTERRAINES
OSISKO EXPLORATION, MALARTIC, QUÉBEC, CANADA

COUPE HYDROSTRATIGRAPHIQUE B-B^a

FIGURE
15

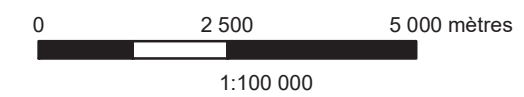


Vue tridimensionnelle du modèle numérique d'écoulement

- 1- Couches (1 à 3) représentant les dépôts meubles
- 2- Couche (4 et 5) représentant le roc peu profond (0 à 50 m)
- 3- Couches (6 et 7) représentant le roc superficiel (50 à 100m)
- 4- Couches (8 et 9) représentant le roc profond (100m à 300m)
- 5- Couches (10 à 13) représentant le roc profond (300m et plus)

Légende

- Limite imperméable (flux nul) - deuxième type
- Charges imposées - premier type
- Bassin d'entreposage d'eau de la mine (proposé)
- Limite du modèle numérique
- Routes principales
- Rivières
- Fosse proposée
- Anciennes mines souterraines sur la propriété de Osisko (Canadian Malartic, Sladen, Barnat, Est Malartic)
- Maillage (éléments finis) du modèle numérique
- Milieu humide
- Hydrographie
- Parc à résidus existants



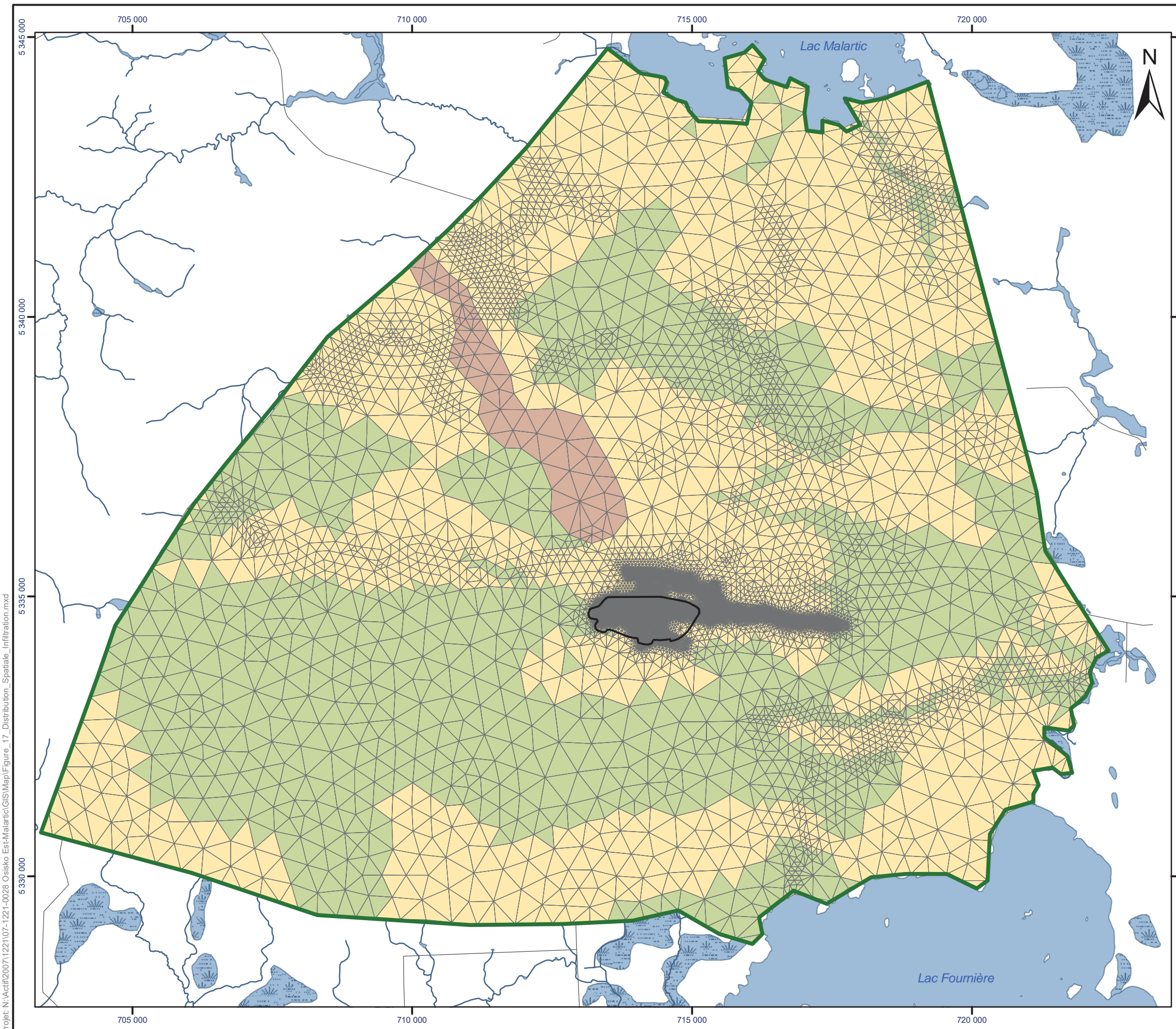
Projection: Transverse universelle de Mercator
NAD 83 UTM Zone 17

CONFIDENTIEL

Golder Associés
9200, boul. de l'Acadie, bureau 10
Montréal (Québec) H4N 2T2
Tél: (514) 383-0990 Fax: (514) 383-5332

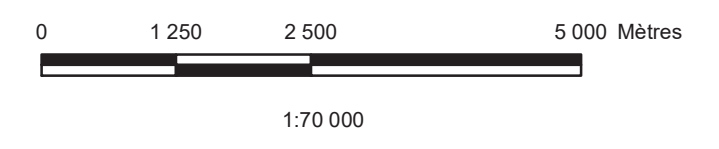
Date :	13 mai 2008	Numéro de projet :	07-1221-0028
SIG :	O. Delorme	Conception :	M-N. Riverin
Vérification :	A. Boutin	Révision :	N. D'Anjou
Projet : N:\Actif\2007\1221\07-1221-0028 Osisko Est-Malartic\GIS\Map1 Figure_16_Conditions_Lim_Modelle_Cali_1.mxd			

Projet : ÉVALUATION DU DÉBIT D'EXHAURE ET DES IMPACTS POTENTIELS SUR LES NIVEAUX DES EAUX SOUTERRAINES - OSISKO EXPLORATION MALARTIC, QUÉBEC, CANADA	
Titre :	Conditions aux limites du modèle (calibration 1)
Figure :	16



LÉGENDE

- Coefficient de ruissellement élevé (recharge = 25 mm/an)
- Coefficient de ruissellement moyen (recharge = 50 mm/an)
- Coefficient de ruissellement faible (recharge = 300 mm/an)
- Limite du modèle numérique
- Fosse proposée
- Routes principales
- Rivières
- Milieu humide
- Hydrographie



CONFIDENTIEL

RÉFÉRENCE

Projection: Transverse universelle de Mercator
NAD 83 UTM Zone 17

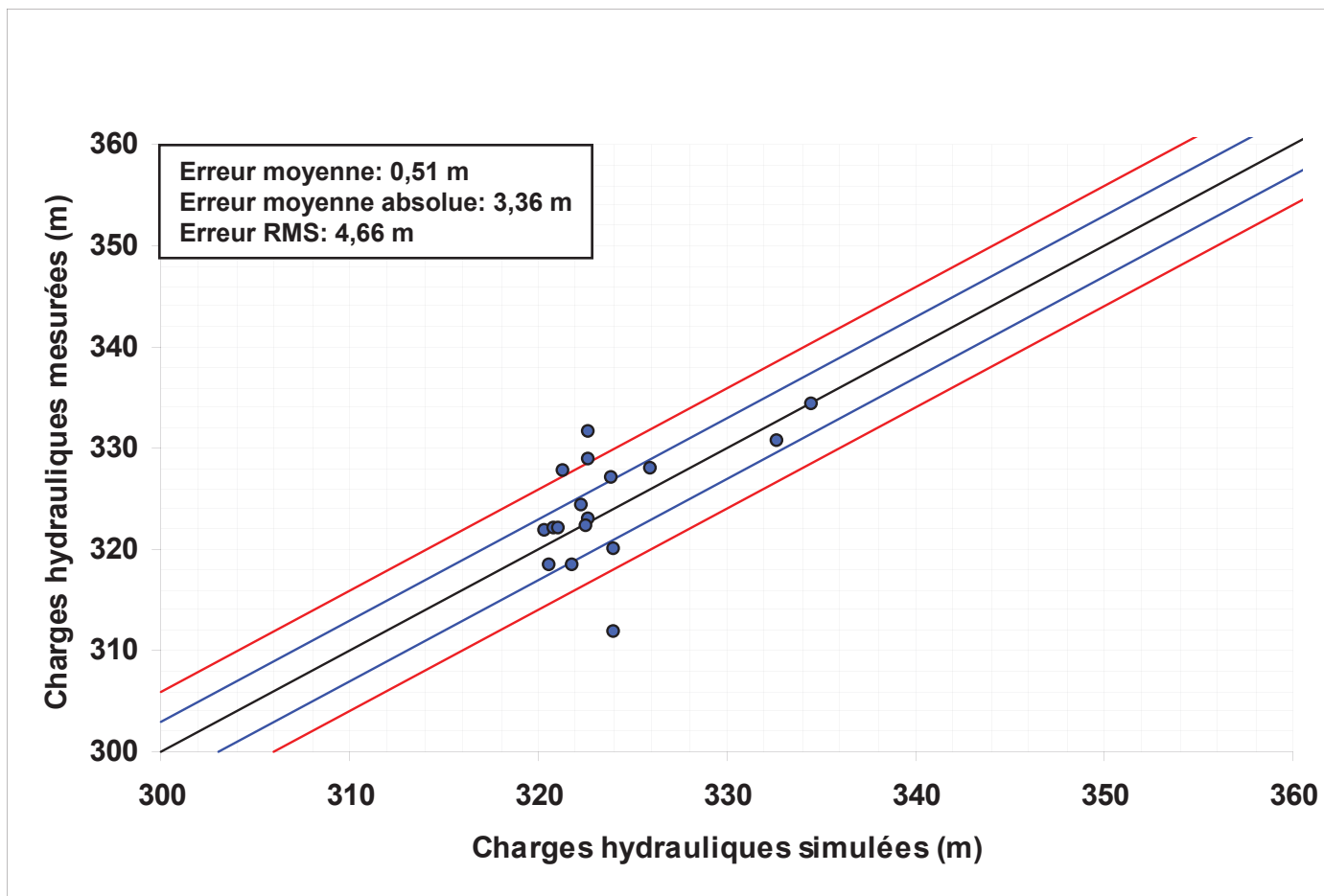
PROJET ÉVALUATION DU DÉBIT D'EXHAURE ET DES IMPACTS POTENTIELS
SUR LES NIVEAUX DES EAUX SOUTERRAINES
OSISKO EXPLORATION
MALARTIC, QUÉBEC, CANADA

TITRE
**Distribution spatiale de l'infiltration
dans le modèle hydrogéologique**




PROJET No. 07-1221-0028			Échelle respective	REV. 0
Conception	MNR	13 mai 2008	FIGURE 17	
GIS	OD	13 mai 2008		
Vérification	AB	15 mai 2008		
Révision	NDA	16 mai 2008		

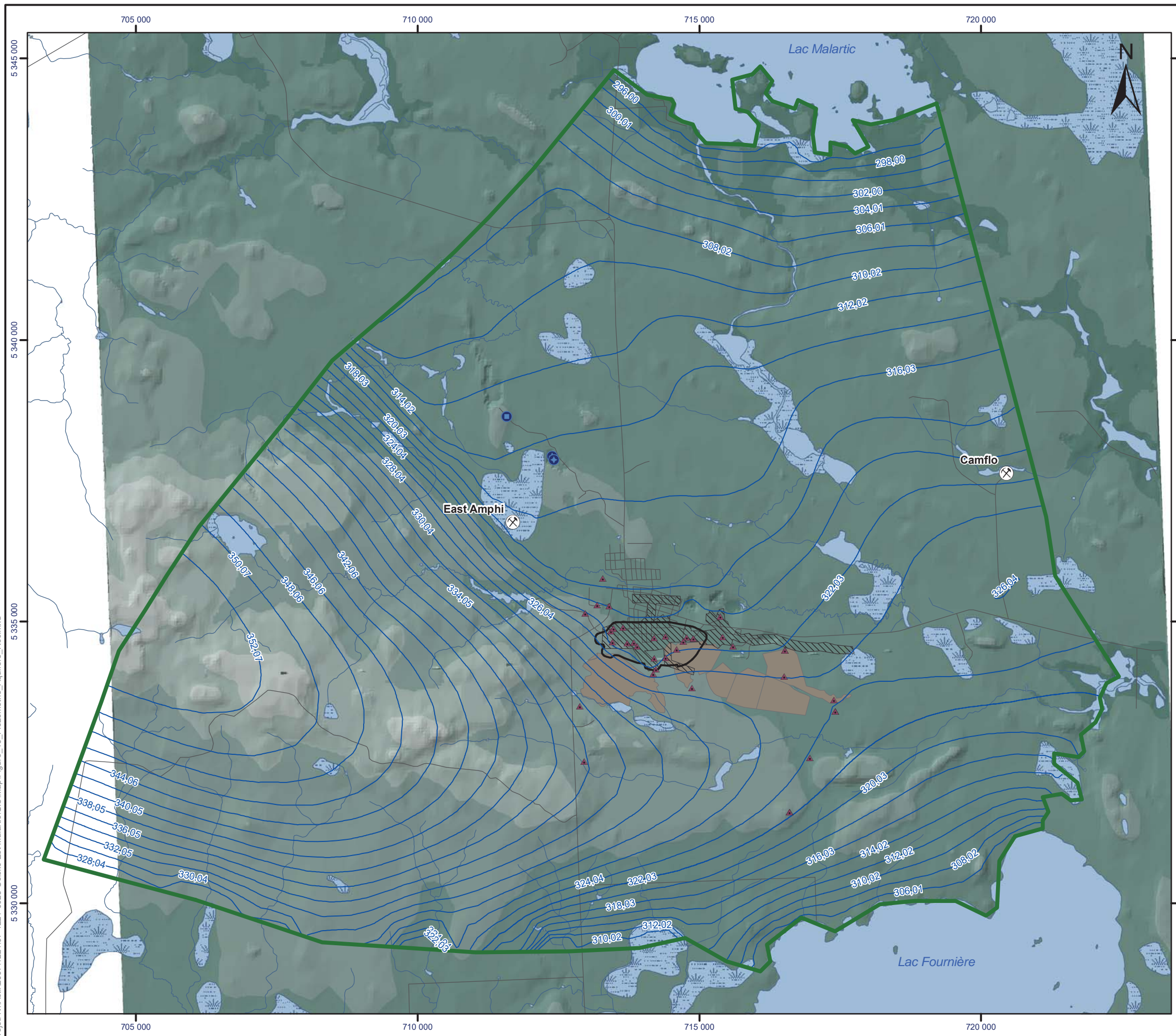
Projet: N:\actifh\2007\1221\07-1221-0028 Osisko Est-Malartic\GIS\Map\Figure_17_Distribution_Spatiale_Infiltration.mxd



CONFIDENTIEL



	CLIENT		PROJET		
	DESSINÉ PAR: A.B.		DATE: 25 juin 2008	ÉVALUATION DU DÉBIT D'EXHAURE ET DES IMPACTS POTENTIELS SUR LES NIVEAUX DES EAUX SOUTERRAINES, OSISKO EXPLORATION, MALARTIC, QUÉBEC, CANADA	
VÉRIFIÉ PAR: N.D.		DATE: 25 juin 2008	TITRE		
ÉCHELLE: Not to scale		A4	Comparaison entre les niveaux d'eau simulés et observés (simulation 1)		
			PROJET No: 07-1221-0028	FIGURE No: 18	



LÉGENDE

- ▲ Points de contrôle de la piézométrie du roc
- ⊗ Anciennes mines dans le secteur à l'étude
- ⊕ Puits de pompage de la ville de Malartic (P-4; P-5)
- Nouveau puits de pompage de la ville de Malartic (PP-6)
- Piezométrie du roc profond
- Limite du modèle numérique
- Routes principales
- Rivières
- ▨ Anciennes mines souterraines sur la propriété de Osisko (Canadian Malartic, Sladen, Barnat, Est Malartic)
- Fosse proposée
- Parc à résidus existants
- Milieu humide
- Hydrographie

Élévation du terrain (MNT) (m)

- 275 - 300
- 300 - 325
- 325 - 350
- 350 - 375
- 375 - 400



1:70 000

CONFIDENTIEL

RÉFÉRENCE

Projection: Transverse universelle de Mercator
NAD 83 UTM Zone 17

Source: Élévations tirées du modèle numérique d'altitude provenant du MRNF

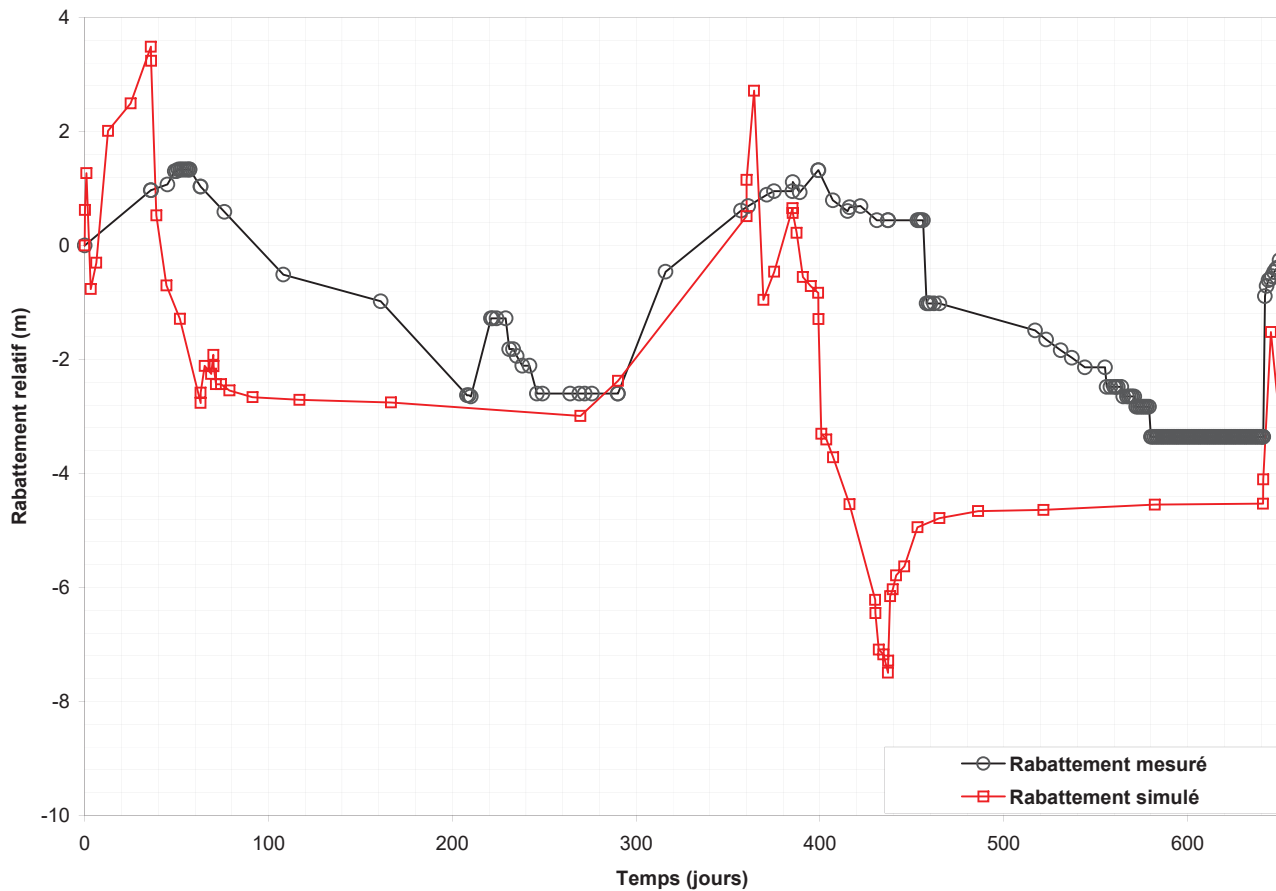
PROJET ÉVALUATION DU DÉBIT D'EXHAURE ET DES IMPACTS POTENTIELS
SUR LES NIVEAUX DES EAUX SOUTERRAINES
OSISKO EXPLORATION
MALARTIC, QUÉBEC, CANADA

TITRE
Carte piézométrique dans l'aquifère du roc profond (calibration 1)



PROJET No. 07-1221-0028			Échelle respective	REV. 0
GIS	OD	30 juin 2008	FIGURE 19	
Conception	AB	30 juin 2008		
Vérification	AB	30 juin 2008		
Révision	NDA	30 juin 2008		


Projet: N:\Actif\2007\1221-0028 Osisko Est-Malartic\GIS\Map\Figure_19_Piezometrie_Aquifere_Roc.mxd

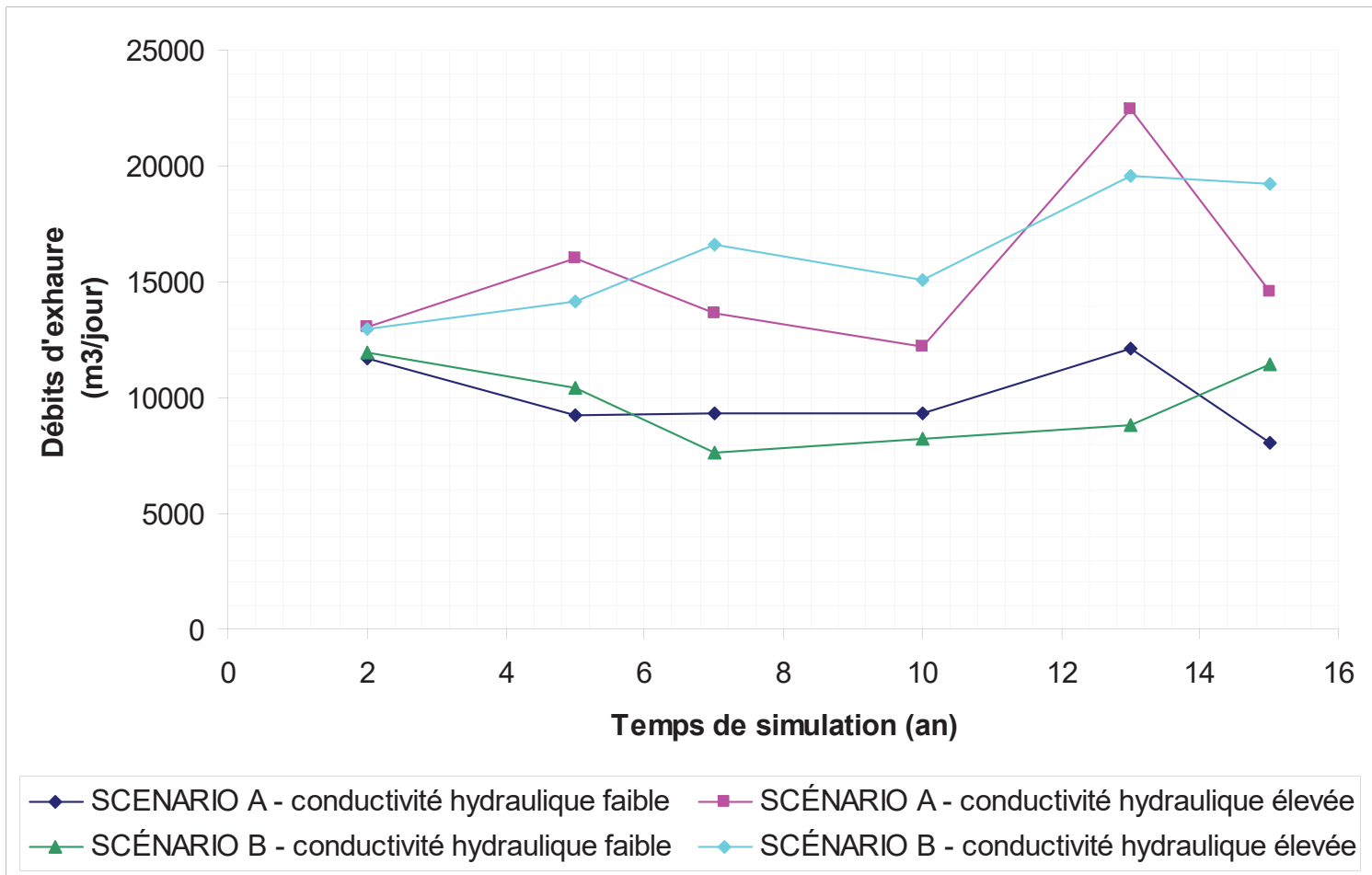


- 4 avril 2006: départ pompe no.1 et no.2 (jour 36)
- 1^{er} mai 2006: arrêt pompe no.2 (jour 63)
- 14 décembre 2006: arrêt pompe no.1 (jour 290)
- 19 mars 2007: départ pompe no.1 (jour 385)
- 2 avril 2007: départ pompe no.2 (jour 399)
- 10 mai 2007: arrêt pompe no.2 (jour 437)
- 30 novembre 2007: arrêt pompe no.1 (jour 641)

CONFIDENTIEL



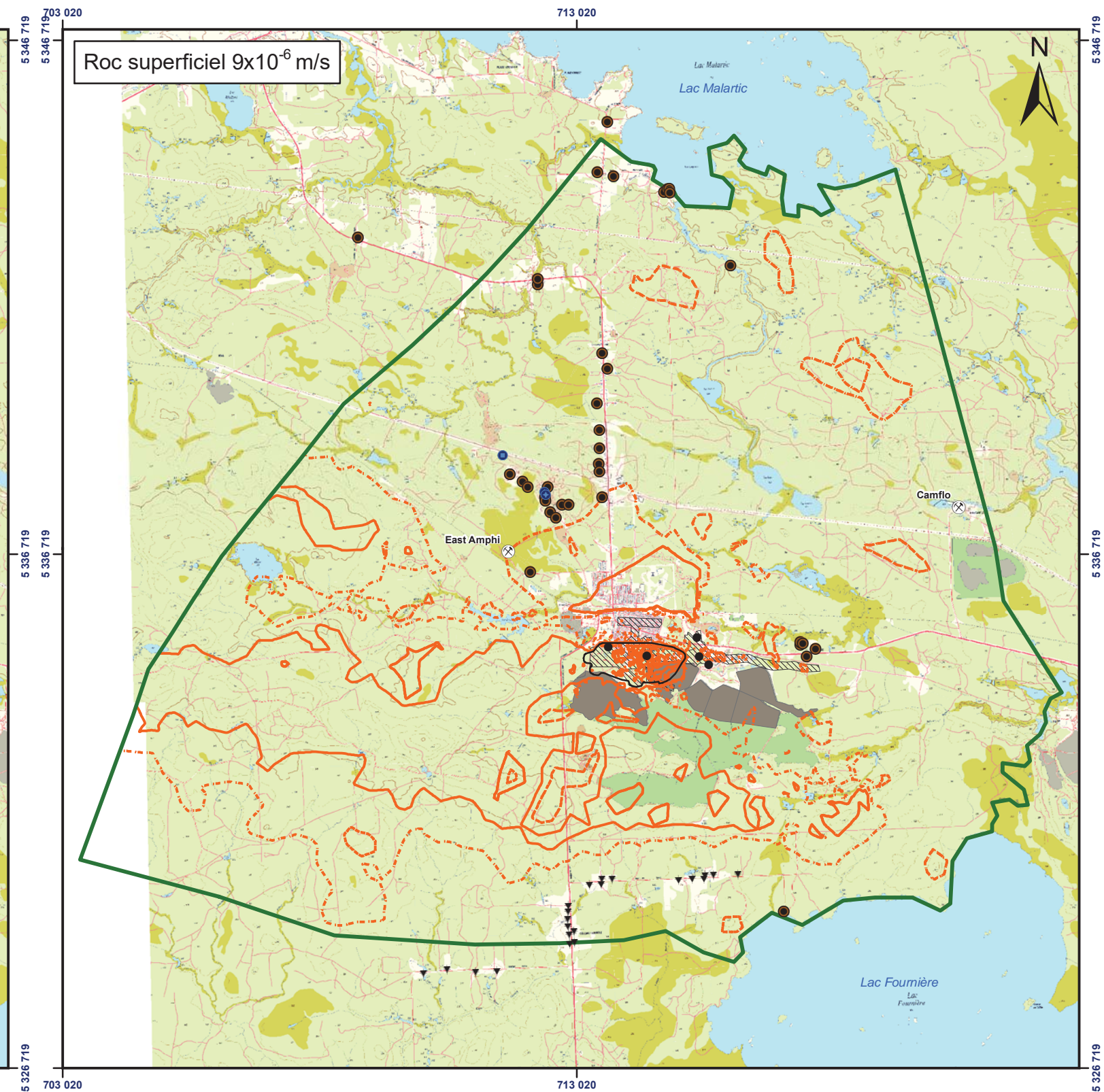
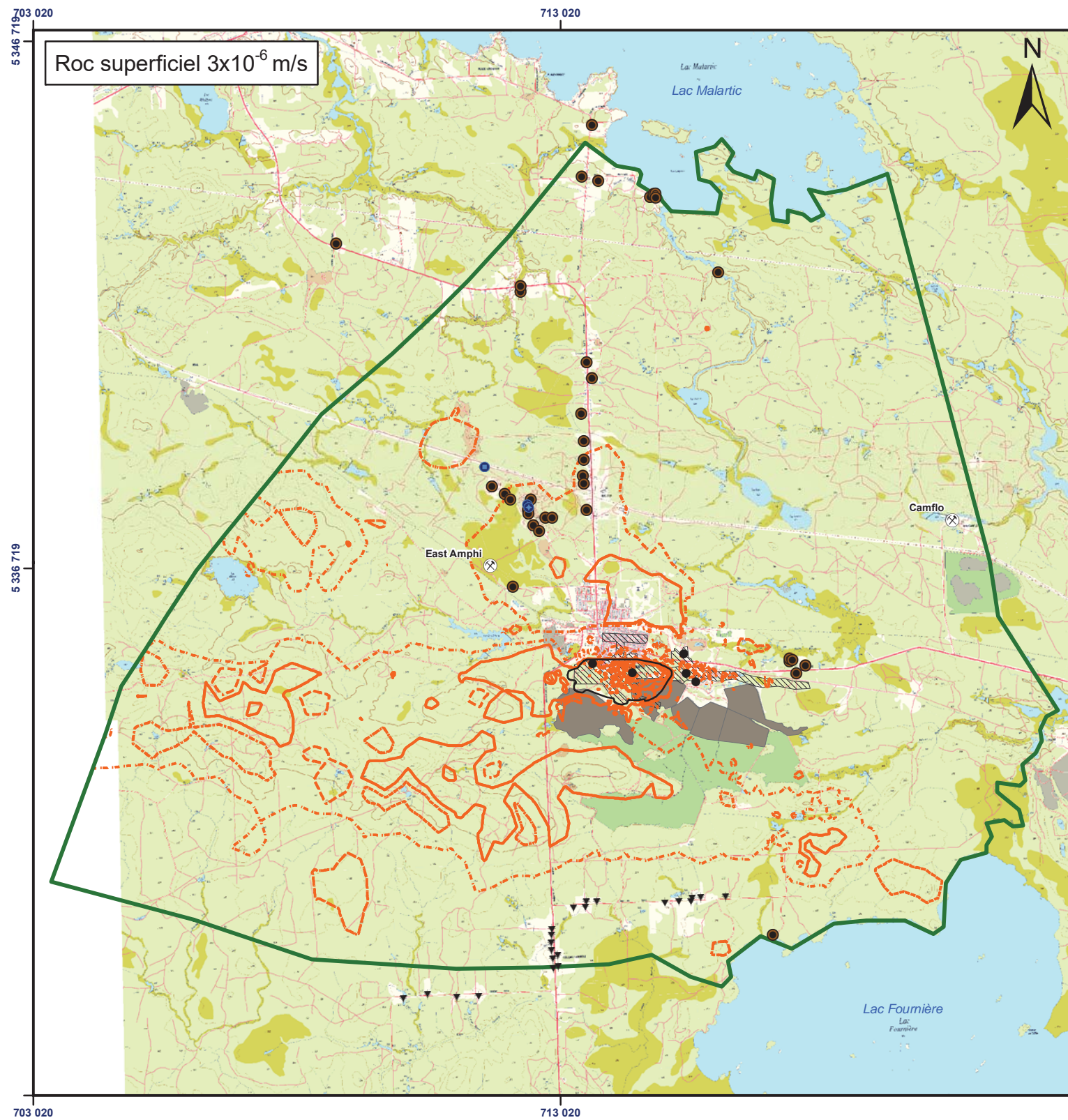
CLIENT 	PROJET		ÉVALUATION DU DÉBIT D'EXHAÛRE ET DES IMPACTS POTENTIELS SUR LES NIVEAUX DES EAUX SOUTERRAINES, OSISKO EXPLORATION, MALARTIC, QUÉBEC, CANADA	
	DESSINÉ PAR:	A.B..	DATE	25 juin 2008
VÉRIFIÉ PAR:	N.D.	DATE	25 juin 2008	
ÉCHELLE:	Not to scale		A4	PROJET No
			07-1221-0028	FIGURE No
				20
TITRE Graphique du rabattement simulé et observé au puits de la mine Est Malartic – 2006-2007				



CONFIDENTIEL



CLIENT OSISKO		PROJET ÉVALUATION DU DÉBIT D'EXHAURE ET DES IMPACTS POTENTIELS SUR LES NIVEAUX DES EAUX SOUTERRAINES, OSISKO EXPLORATION, MALARTIC, QUÉBEC, CANADA	
DESSINÉ PAR: A.B.	DATE 25 juin 2008	TITRE Graphique des valeurs de débits d'exhaure estimés selon les différents scénarios de simulations prédictive	
VÉRIFIÉ PAR: N.D.	DATE 25 juin 2008		
ÉCHELLE: Not to scale		A4	PROJET No 07-1221-0028
			FIGURE No 21



Légende

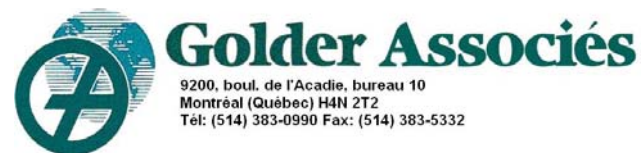
- Anciennes mines dans le secteur à l'étude
- Puits de pompage de la ville de Malartic (P-4; P-5)
- Nouveau puits de pompage de la ville de Malartic (PP-6)
- Puits des mines souterraines
- Forages Système d'information hydrogéologique (MDDEP, 2008)
- Puits d'eau potable domestiques (Genivar, 2008)
- Rabattement simulé après 10 ans (3 m)
- Rabattement simulé après 10 ans (10 m)
- Limite du modèle numérique
- Fosse proposée
- Parc à résidus existants
- Anciennes mines souterraines sur la propriété de Osisko (Canadian Malartic, Sladen, Barnat, Est Malartic)

0 2 500 5 000 mètres

1:100 000

Projection: Transverse universelle de Mercator
NAD 83 UTM Zone 17
Source: Cartes matricielles de la BDTQ à l'échelle 1:20 000

CONFIDENTIEL



9200, boul. de l'Acadie, bureau 10
Montréal (Québec) H4N 2T2
Tél: (514) 383-0990 Fax: (514) 383-5332

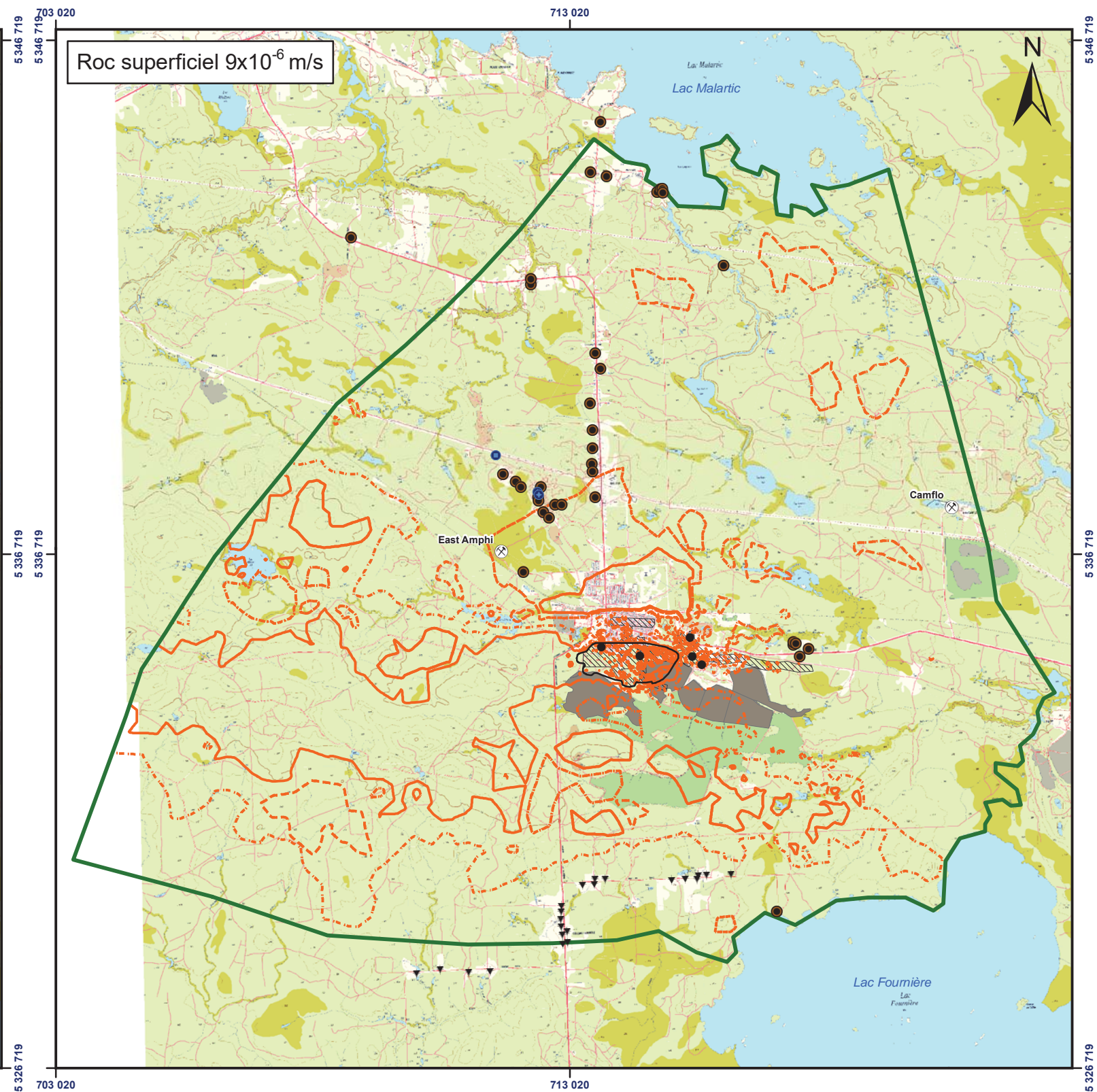
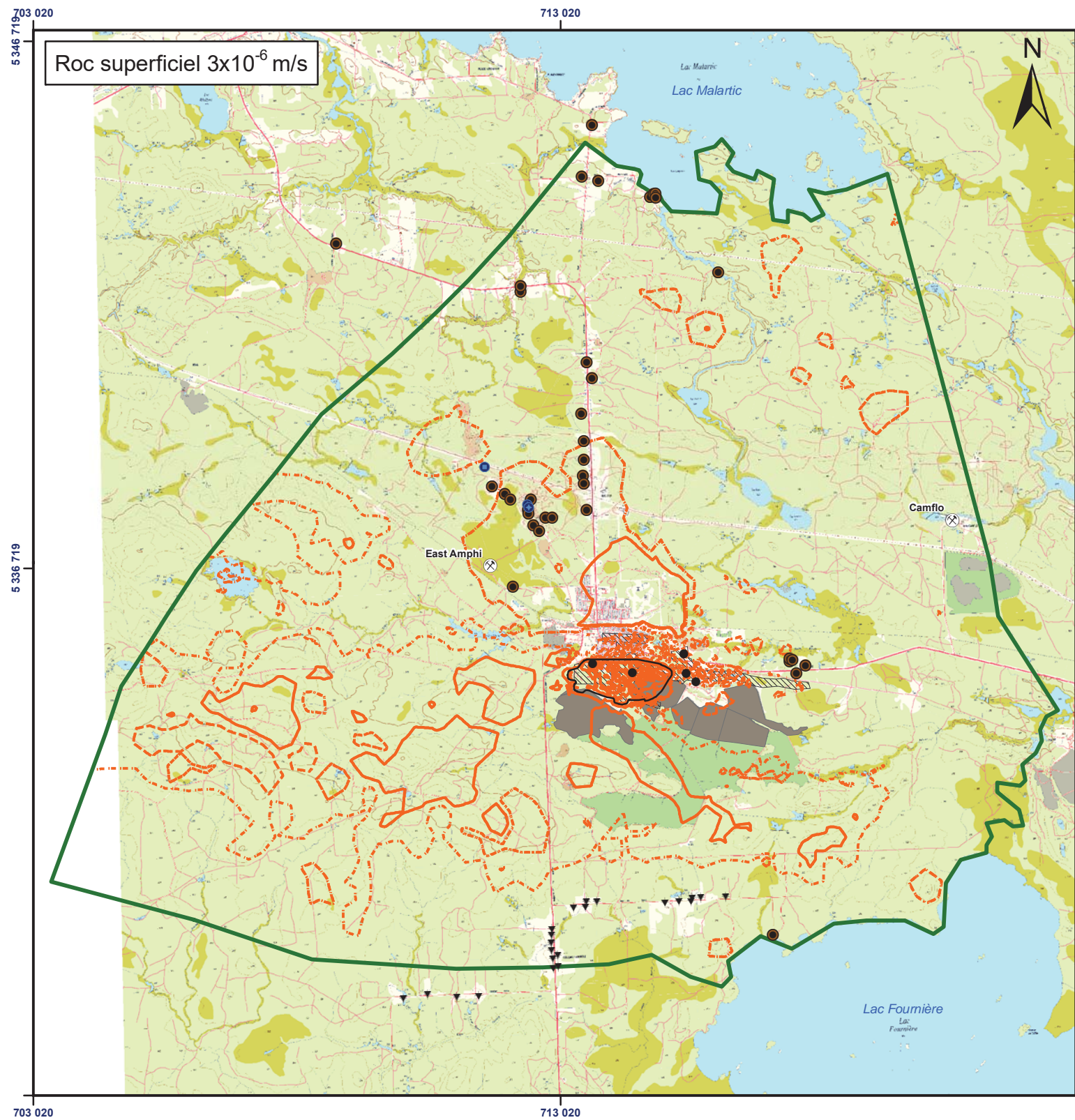
Date :	30 juin 2008	Numéro de projet :	07-1221-0028
SIG :	O. Delorme	Conception :	A. Boutin
Vérification :	A. Boutin	Révision :	N. D'Anjou
Projet : N:\Actif\2007\1221\07-1221-0028 Osisko Est-Malartic\GIS\Map\ Figure_22_DM_Scenario_A_10_Ans.mxd			












Projet : ÉVALUATION DU DÉBIT D'EXHAURE ET DES IMPACTS POTENTIELS SUR LES NIVEAUX DES EAUX SOUTERRAINES - OSISKO EXPLORATION MALARTIC, QUÉBEC, CANADA




Titre : Étendue du rabattement simulé dans les dépôts meubles après 10 ans Scénario A de pompage dans les chantiers

Figure : 22



Légende

-  Anciennes mines dans le secteur à l'étude
-  Puits de pompage de la ville de Malartic (P-4; P-5)
-  Nouveau puits de pompage de la ville de Malartic (PP-6)
-  Puits des mines souterraines
-  Forages Système d'information hydrogéologique (MDDEP, 2008)
-  Puits d'eau potable domestiques (Genivar, 2008)
-  Rabattement simulé après 10 ans (3 m)
-  Rabattement simulé après 10 ans (10 m)
-  Limite du modèle numérique

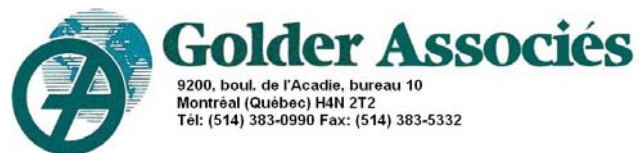
-  Fosse proposée
-  Parc à résidus existants
-  Anciennes mines souterraines sur la propriété de Osisko (Canadian Malartic, Sladen, Barnat, Est Malartic)

0 2 500 5 000 mètres

1:100 000

Projection: Transverse universelle de Mercator
NAD 83 UTM Zone 17
Source: Cartes matricielles de la BDTQ à l'échelle 1:20 000

CONFIDENTIEL



9200, boul. de l'Acadie, bureau 10
Montréal (Québec) H4N 2T2
Tél: (514) 383-0990 Fax: (514) 383-5332

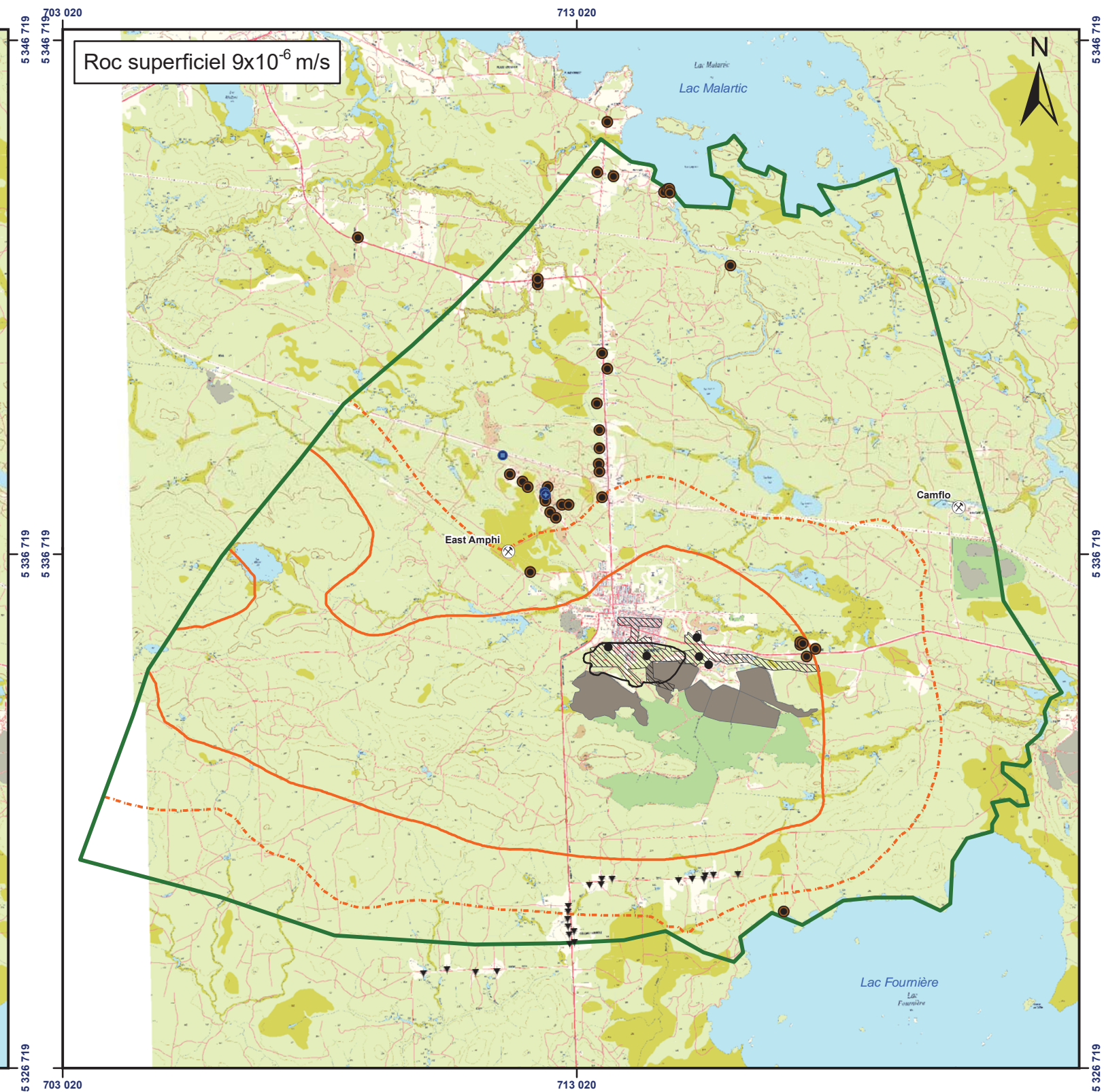
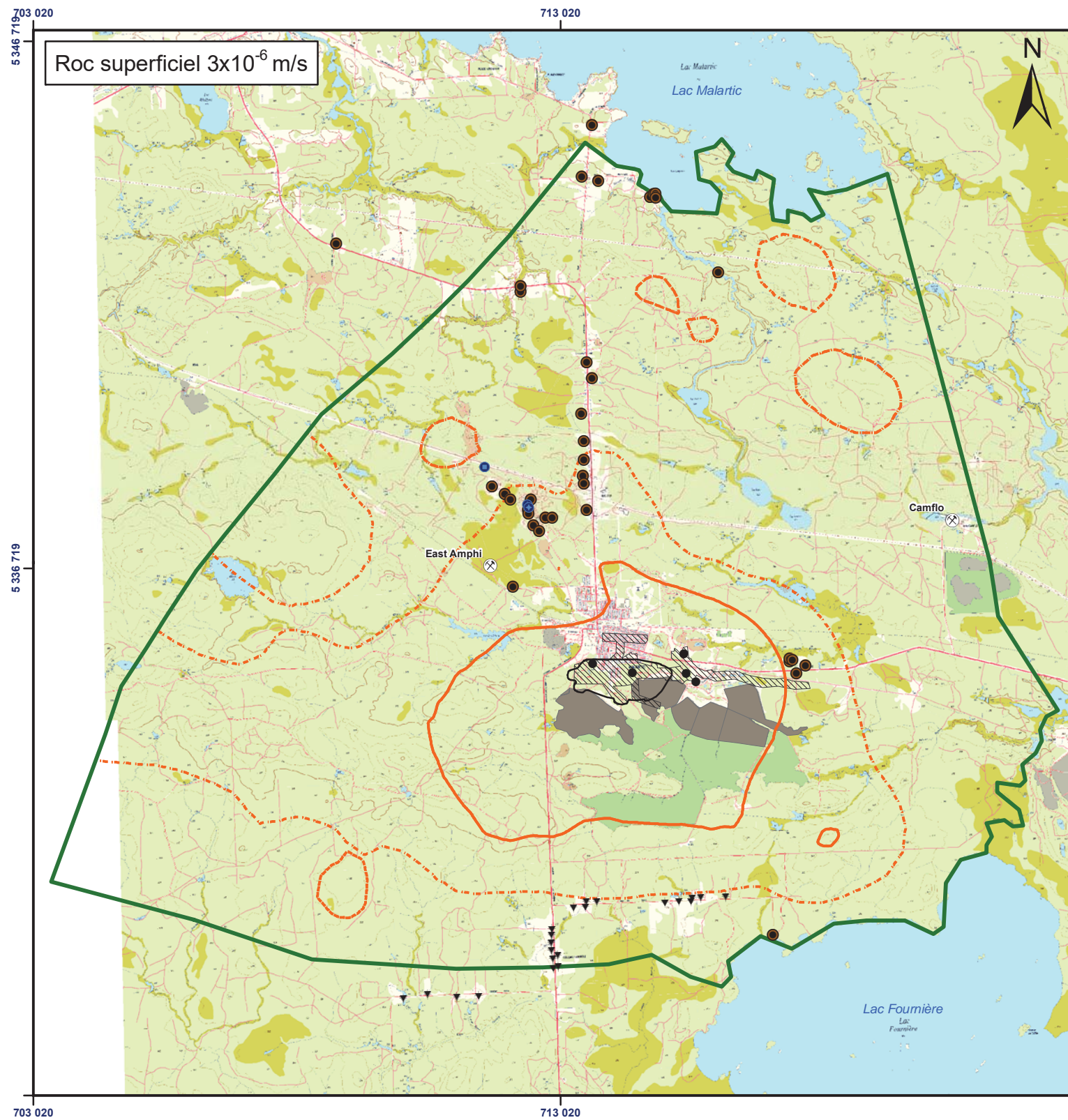
Date :	30 juin 2008	Numéro de projet :	07-1221-0028
SIG :	O. Delorme	Conception :	A. Boutin
Vérification :	A. Boutin	Révision :	N. D'Anjou
Projet : N:\Actif\2007\1221\07-1221-0028 Osisko Est-Malartic\GIS\Map\ Figure_23_DM_Scenario_B_10_Ans.mxd			



Projet : ÉVALUATION DU DÉBIT D'EXHAURE ET DES IMPACTS POTENTIELS SUR LES NIVEAUX DES EAUX SOUTERRAINES - OSISKO EXPLORATION MALARTIC, QUÉBEC, CANADA

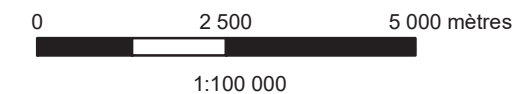
Titre : Étendue du rabattement simulé dans les dépôts meubles après 10 ans Scénario B de pompage dans les chantiers

Figure : 23



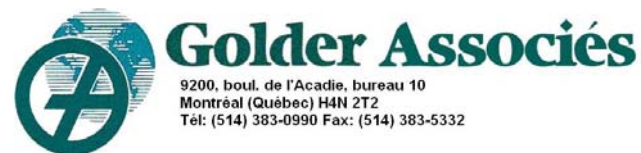
Légende

- Anciennes mines dans le secteur à l'étude
- Puits de pompage de la ville de Malartic (P-4; P-5)
- Nouveau puits de pompage de la ville de Malartic (PP-6)
- Puits des mines souterraines
- Forages Système d'information hydrogéologique (MDDEP, 2008)
- Puits d'eau potable domestiques (Genivar, 2008)
- Rabattement simulé après 10 ans (3 m)
- Rabattement simulé après 10 ans (10 m)
- Limite du modèle numérique
- Fosse proposée
- Parc à résidus existants
- Anciennes mines souterraines sur la propriété de Osisko (Canadian Malartic, Sladen, Barnat, Est Malartic)



Projection: Transverse universelle de Mercator
 NAD 83 UTM Zone 17
 Source: Cartes matricielles de la BDTQ à l'échelle 1:20 000

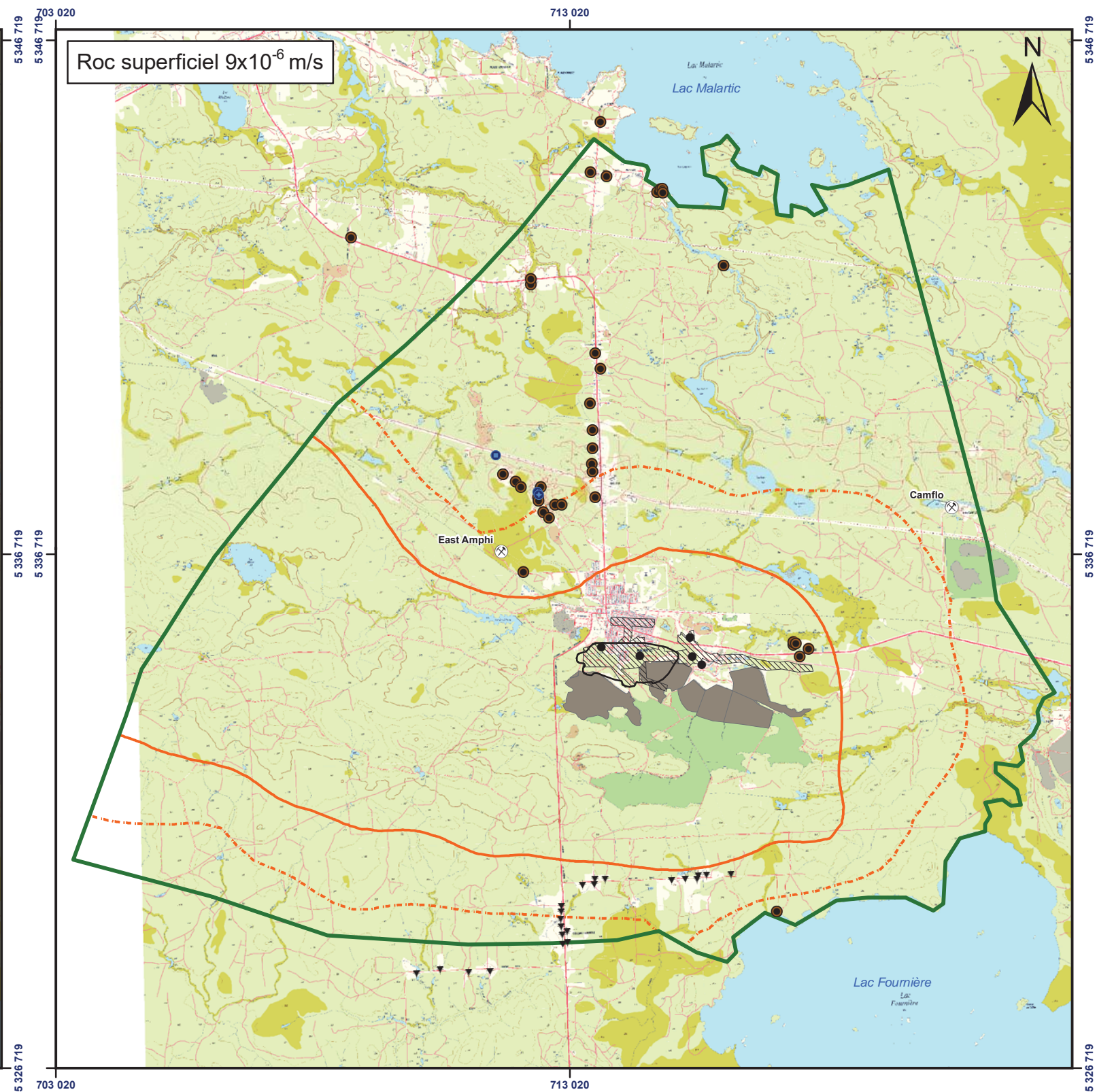
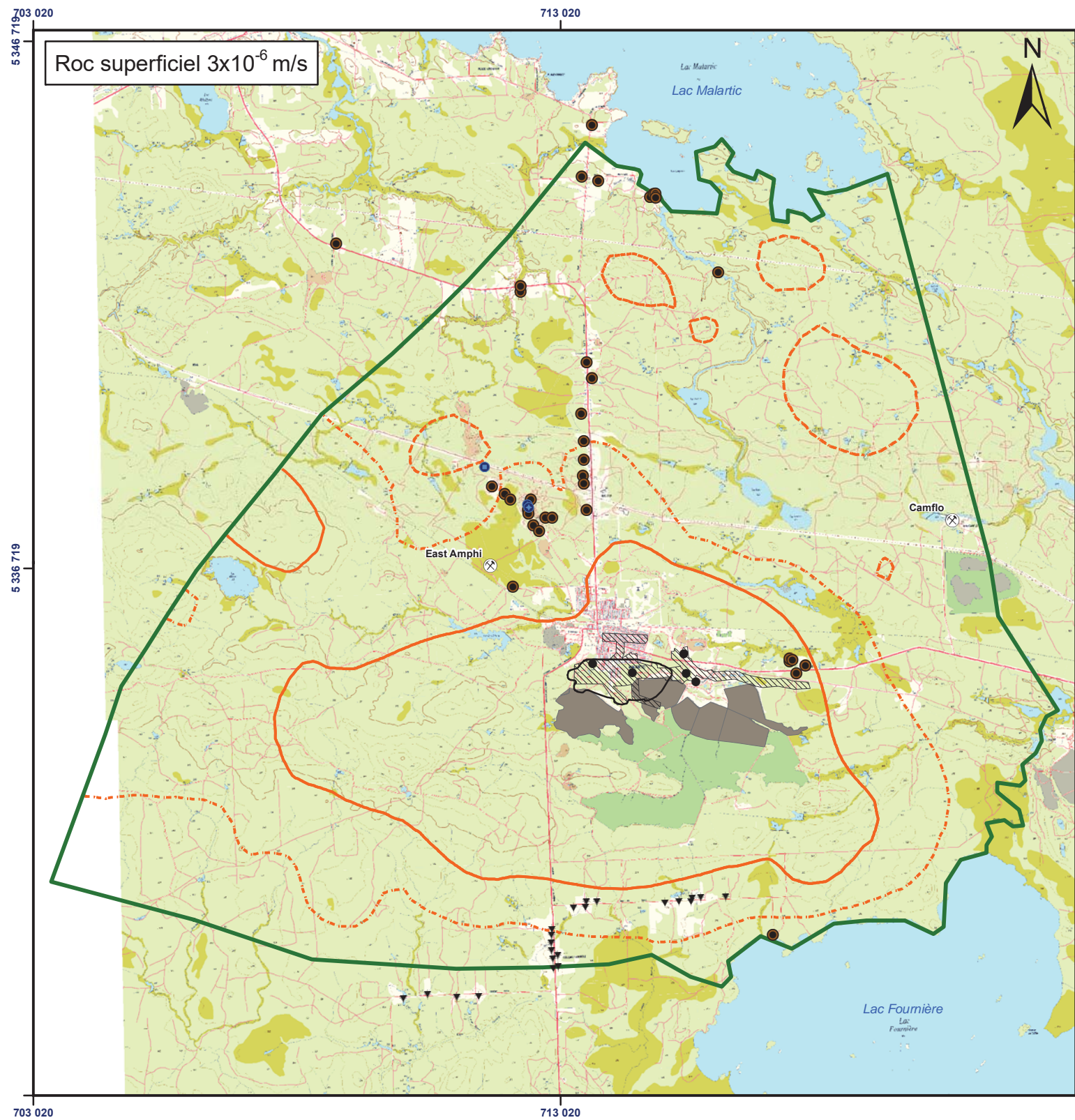
CONFIDENTIEL



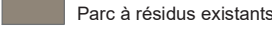
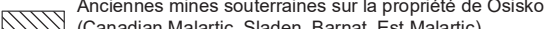
Date :	30 juin 2008	Numéro de projet :	07-1221-0028
SIG :	O. Delorme	Conception :	A. Boutin
Vérification :	A. Boutin	Révision :	N. D'Anjou
Projet : N:\Actif\2007\1221\07-1221-0028 Osisko Est-Malartic\GIS\Map\ Figure_24_ROC_Scenario_A_10_Ans.mxd			

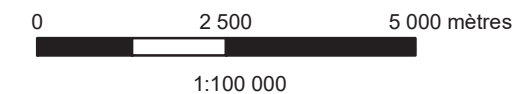


Projet : ÉVALUATION DU DÉBIT D'EXHAURE ET DES IMPACTS POTENTIELS SUR LES NIVEAUX DES EAUX SOUTERRAINES - OSISKO EXPLORATION MALARTIC, QUÉBEC, CANADA	
Titre : Étendue du rabattement simulé dans le roc superficiel après 10 ans Scénario A de pompage dans les chantiers	Figure : 24




Légende

-  Anciennes mines dans le secteur à l'étude
-  Puits de pompage de la ville de Malartic (P-4; P-5)
-  Nouveau puits de pompage de la ville de Malartic (PP-6)
-  Puits des mines souterraines
-  Forages Système d'information hydrogéologique (MDDEP, 2008)
-  Puits d'eau potable domestiques (Genivar, 2008)
-  Rabattement simulé après 10 ans (3 m)
-  Rabattement simulé après 10 ans (10 m)
-  Limite du modèle numérique
-  Fosse proposée
-  Parc à résidus existants
-  Anciennes mines souterraines sur la propriété de Osisko (Canadian Malartic, Sladen, Barnat, Est Malartic)



Projection: Transverse universelle de Mercator
 NAD 83 UTM Zone 17
 Source: Cartes matricielles de la BDTQ à l'échelle 1:20 000

CONFIDENTIEL

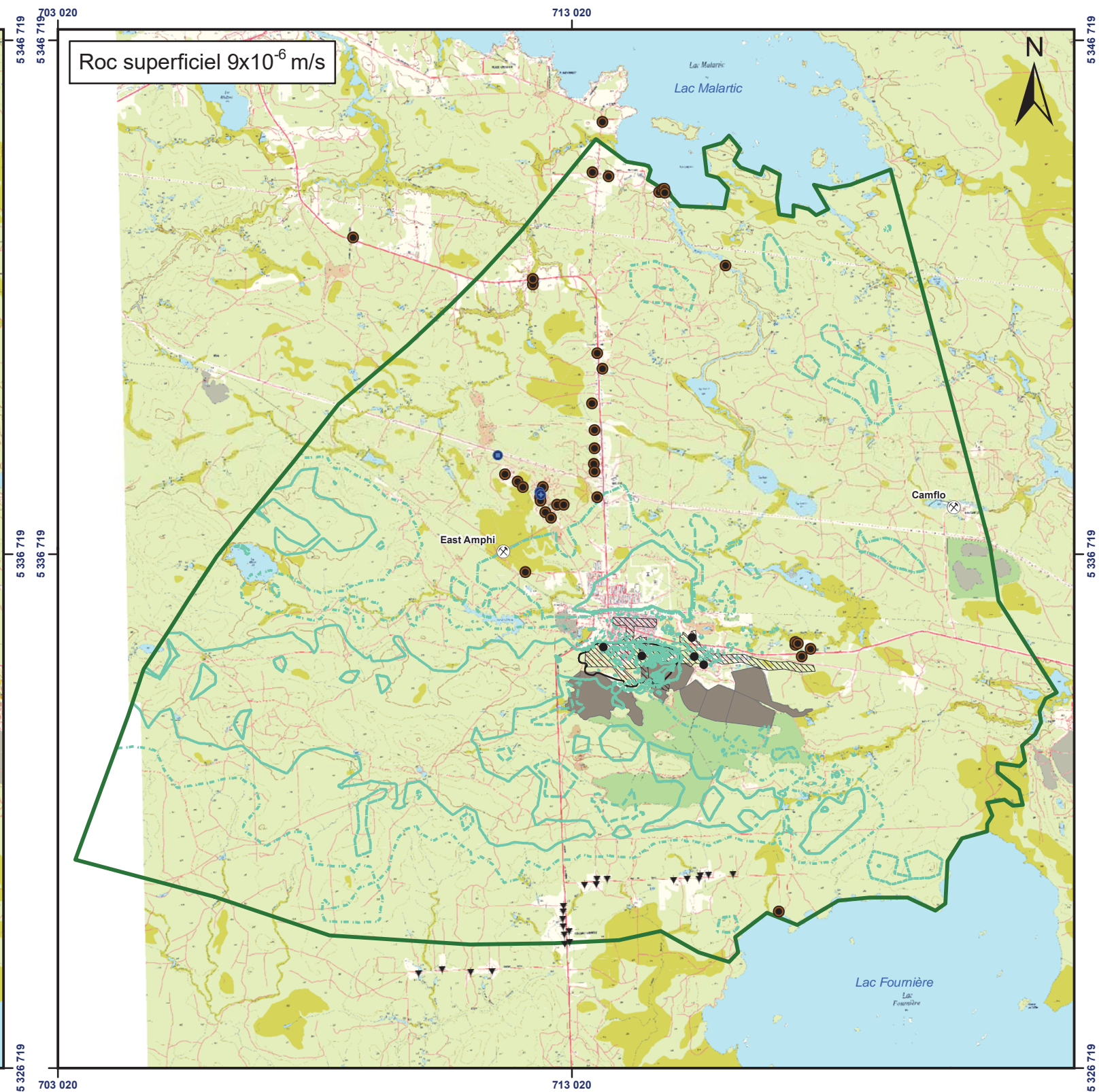
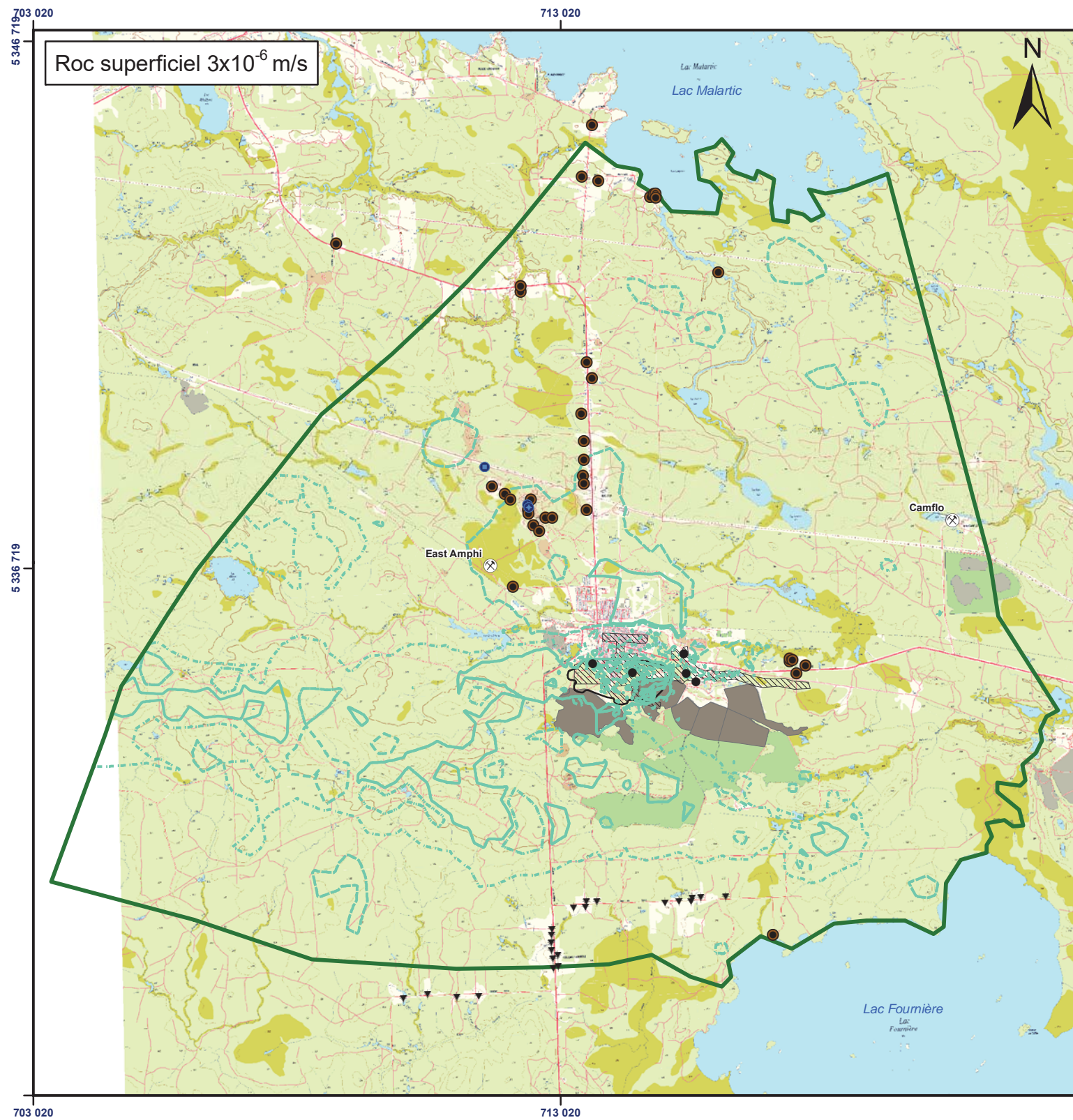


Golder Associés
 9200, boul. de l'Acadie, bureau 10
 Montréal (Québec) H4N 2T2
 Tél: (514) 383-0990 Fax: (514) 383-5332

Date :	30 juin 2008	Numéro de projet :	07-1221-0028
SIG :	O. Delorme	Conception :	A. Boutin
Vérification :	A. Boutin	Révision :	N. D'Anjou
Projet : N:\Actif\2007\1221\07-1221-0028 Osisko Est-Malartic\GIS\Map\ Figure_25_ROC_Scenario_B_10_Ans.mxd			

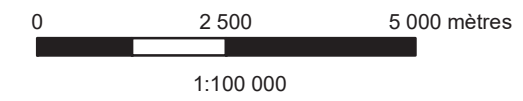


Projet : ÉVALUATION DU DÉBIT D'EXHAURE ET DES IMPACTS POTENTIELS SUR LES NIVEAUX DES EAUX SOUTERRAINES - OSISKO EXPLORATION MALARTIC, QUÉBEC, CANADA	
Titre : Étendue du rabattement simulé dans le roc superficiel après 10 ans Scénario B de pompage dans les chantiers	Figure : 25



Légende

- Anciennes mines dans le secteur à l'étude
- Puits de pompage de la ville de Malartic (P-4; P-5)
- Nouveau puits de pompage de la ville de Malartic (PP-6)
- Puits des mines souterraines
- Forages Système d'information hydrogéologique (MDDEP, 2008)
- Puits d'eau potable domestiques (Genivar, 2008)
- Rabattement simulé après 15 ans (3 m)
- Rabattement simulé après 15 ans (10 m)
- Limite du modèle numérique
- Fosse proposée
- Parc à résidus existants
- Anciennes mines souterraines sur la propriété de Osisko (Canadian Malartic, Sladen, Barnat, Est Malartic)



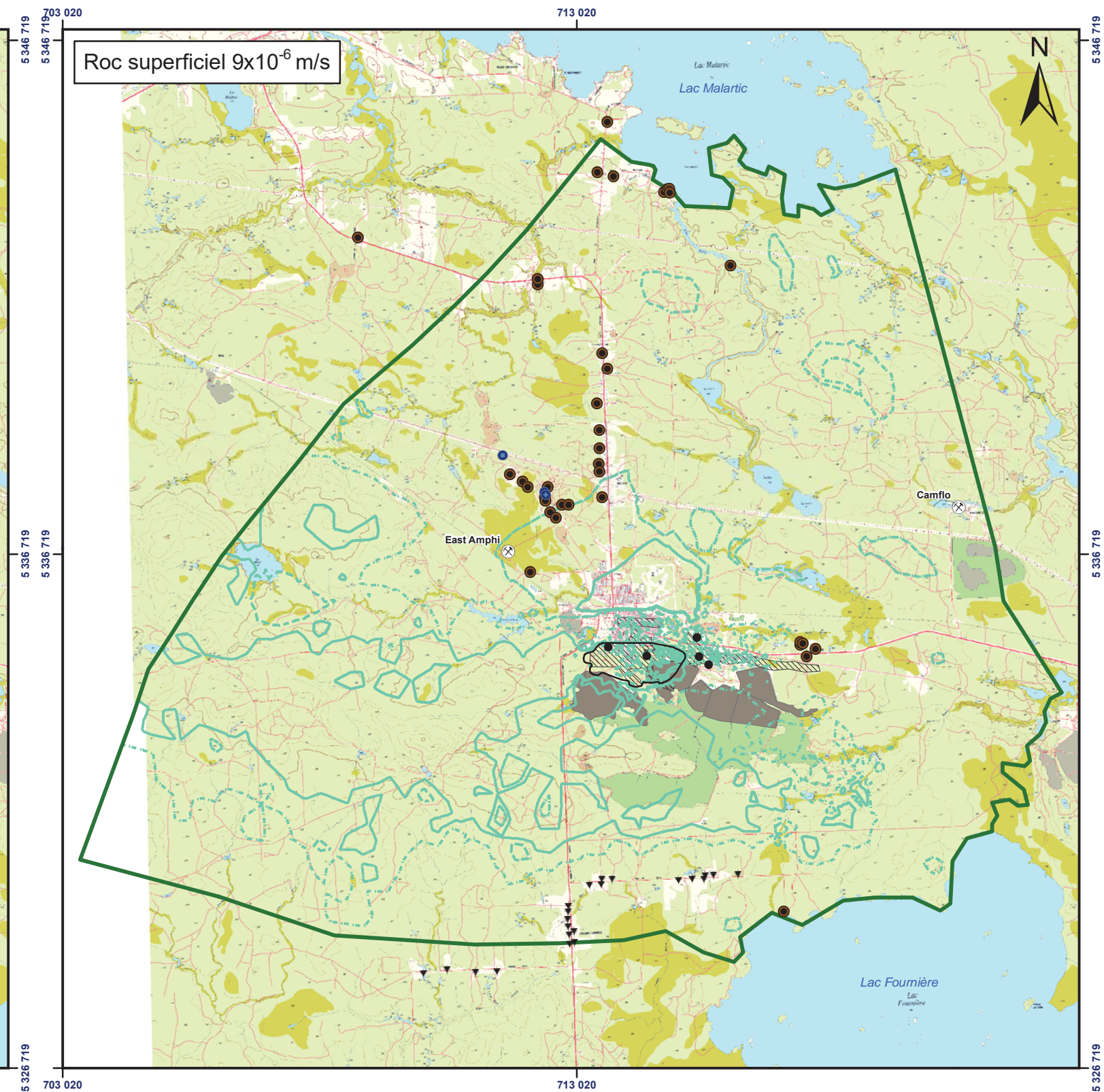
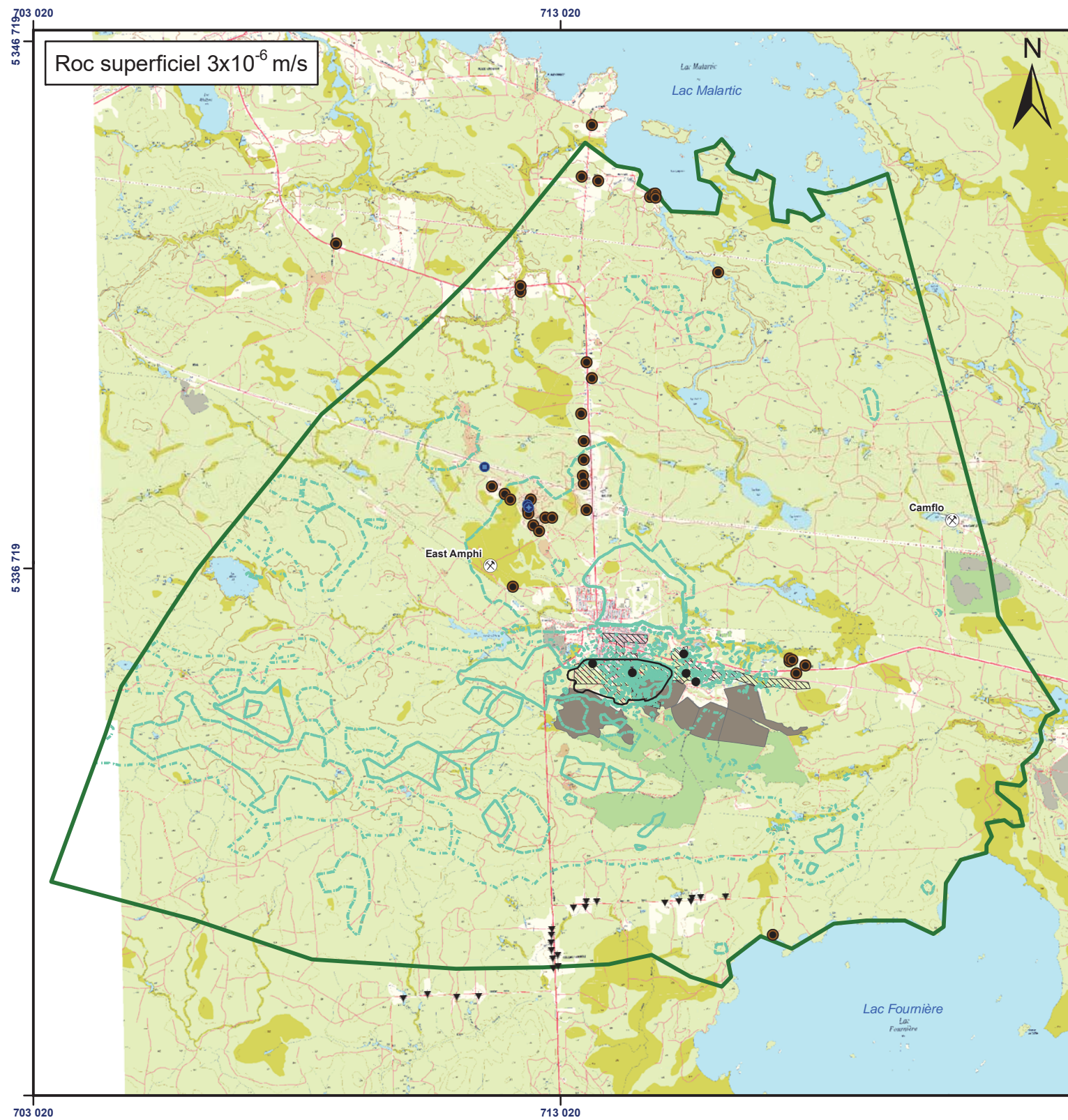
Projection: Transverse universelle de Mercator
 NAD 83 UTM Zone 17
 Source: Cartes matricielles de la BDTQ à l'échelle 1:20 000

CONFIDENTIEL

Golder Associés
 9200, boul. de l'Acadie, bureau 10
 Montréal (Québec) H4N 2T2
 Tél: (514) 383-0990 Fax: (514) 383-5332

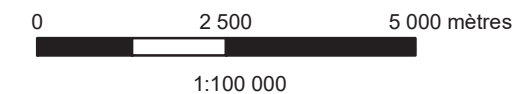
Date :	30 juin 2008	Numéro de projet :	07-1221-0028
SIG :	O. Delorme	Conception :	A. Boutin
Vérification :	A. Boutin	Révision :	N. D'Anjou
Projet : N:\Actif\2007\1221\07-1221-0028 Osisko Est-Malartic\GIS\Map\ Figure_26_DM_Scenario_A_15_Ans.mxd			

Projet : ÉVALUATION DU DÉBIT D'EXHAURE ET DES IMPACTS POTENTIELS SUR LES NIVEAUX DES EAUX SOUTERRAINES - OSISKO EXPLORATION MALARTIC, QUÉBEC, CANADA	
Titre : Étendue du rabattement simulé dans les dépôts meubles après 15 ans Scénario A de pompage dans les chantiers	Figure : 26



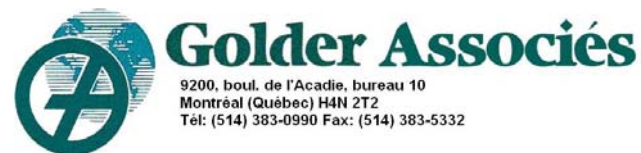
Légende

- Anciennes mines dans le secteur à l'étude
- Puits de pompage de la ville de Malartic (P-4; P-5)
- Nouveau puits de pompage de la ville de Malartic (PP-6)
- Puits des mines souterraines
- Forages Système d'information hydrogéologique (MDDEP, 2008)
- Puits d'eau potable domestiques (Genivar, 2008)
- Rabattement simulé après 15 ans (3 m)
- Rabattement simulé après 15 ans (10 m)
- Limite du modèle numérique
- Fosse proposée
- Parc à résidus existants
- Anciennes mines souterraines sur la propriété de Osisko (Canadian Malartic, Sladen, Barnat, Est Malartic)



Projection: Transverse universelle de Mercator
 NAD 83 UTM Zone 17
 Source: Cartes matricielles de la BDTQ à l'échelle 1:20 000

CONFIDENTIEL

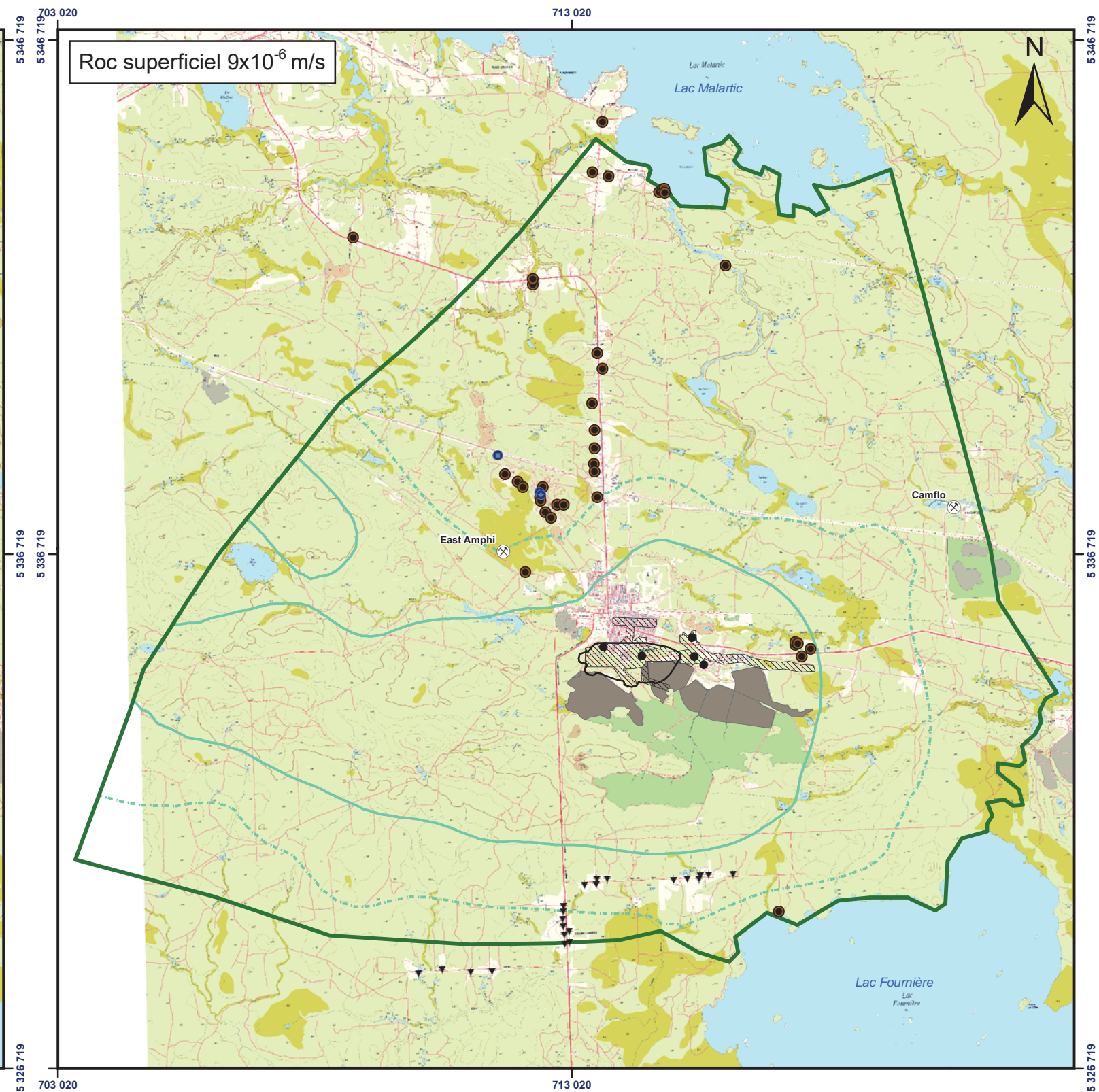
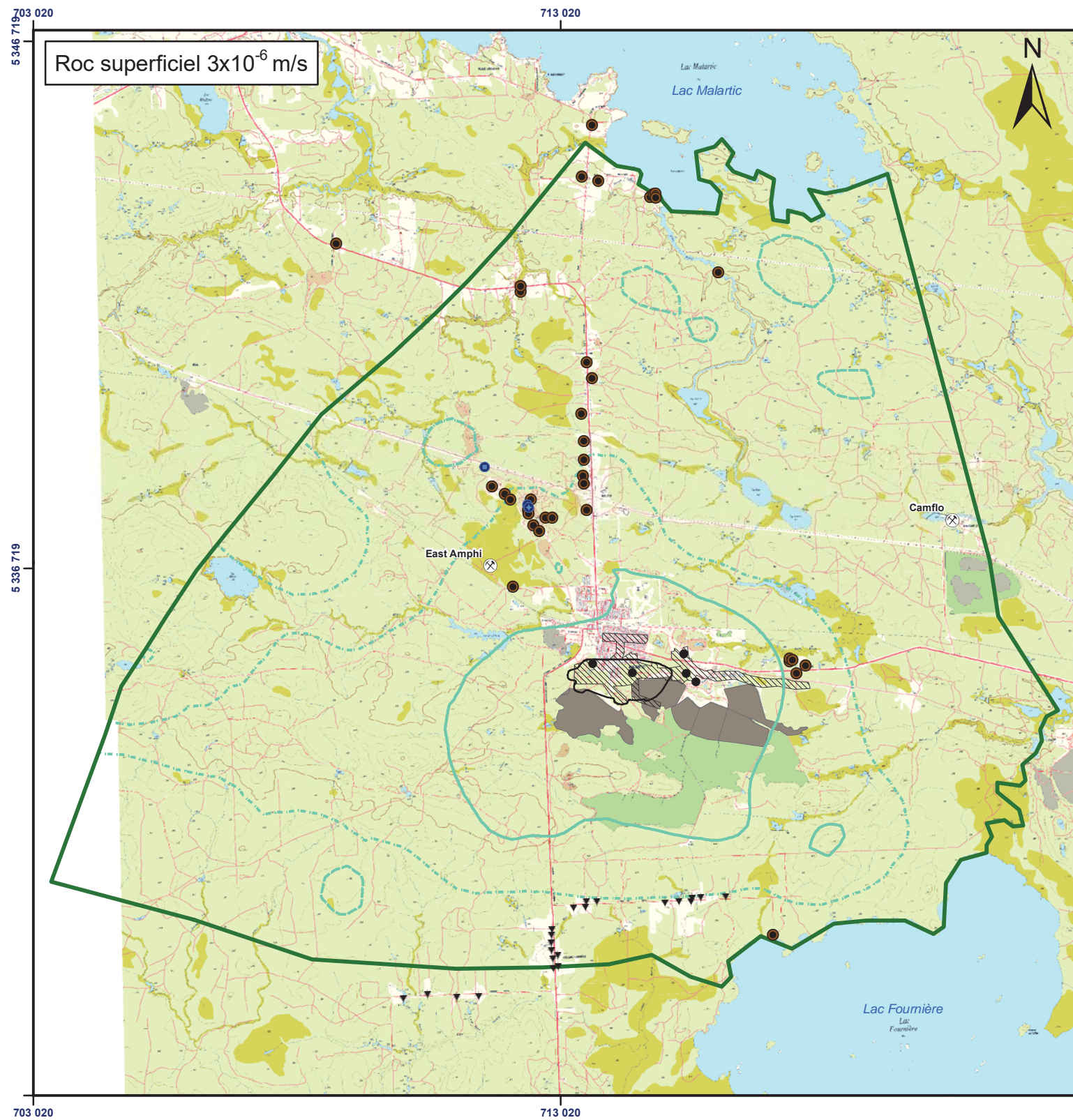


9200, boul. de l'Acadie, bureau 10
 Montréal (Québec) H4N 2T2
 Tél: (514) 383-0990 Fax: (514) 383-5332

Date :	30 juin 2008	Numéro de projet :	07-1221-0028
SIG :	O. Delorme	Conception :	A. Boutin
Vérification :	A. Boutin	Révision :	N. D'Anjou
Projet : N:\Actif\2007\1221\07-1221-0028 Osisko Est-Malartic\GIS\Map\ Figure_27_DM_Scenario_B_15_Ans.mxd			



Projet : ÉVALUATION DU DÉBIT D'EXHAURE ET DES IMPACTS POTENTIELS SUR LES NIVEAUX DES EAUX SOUTERRAINES - OSISKO EXPLORATION MALARTIC, QUÉBEC, CANADA	
Titre : Étendue du rabattement simulé dans les dépôts meubles après 15 ans Scénario B de pompage dans les chantiers	Figure : 27



Légende

- Anciennes mines dans le secteur à l'étude
- Puits des mines souterraines
- Puits de pompage de la ville de Malartic (P-4; P-5)
- Nouveau puits de pompage de la ville de Malartic (PP-6)
- Forages Système d'information hydrogéologique (MDDEP, 2008)
- Puits d'eau potable domestiques (Genivar, 2008)
- Rabattement simulé après 15 ans (3 m)
- Rabattement simulé après 15 ans (10 m)
- Limite du modèle numérique
- Fosse proposée
- Parc à résidus existants
- Anciennes mines souterraines sur la propriété de Osisko (Canadian Malartic, Sladen, Barnat, Est Malartic)

0 2 500 5 000 mètres

1:100 000

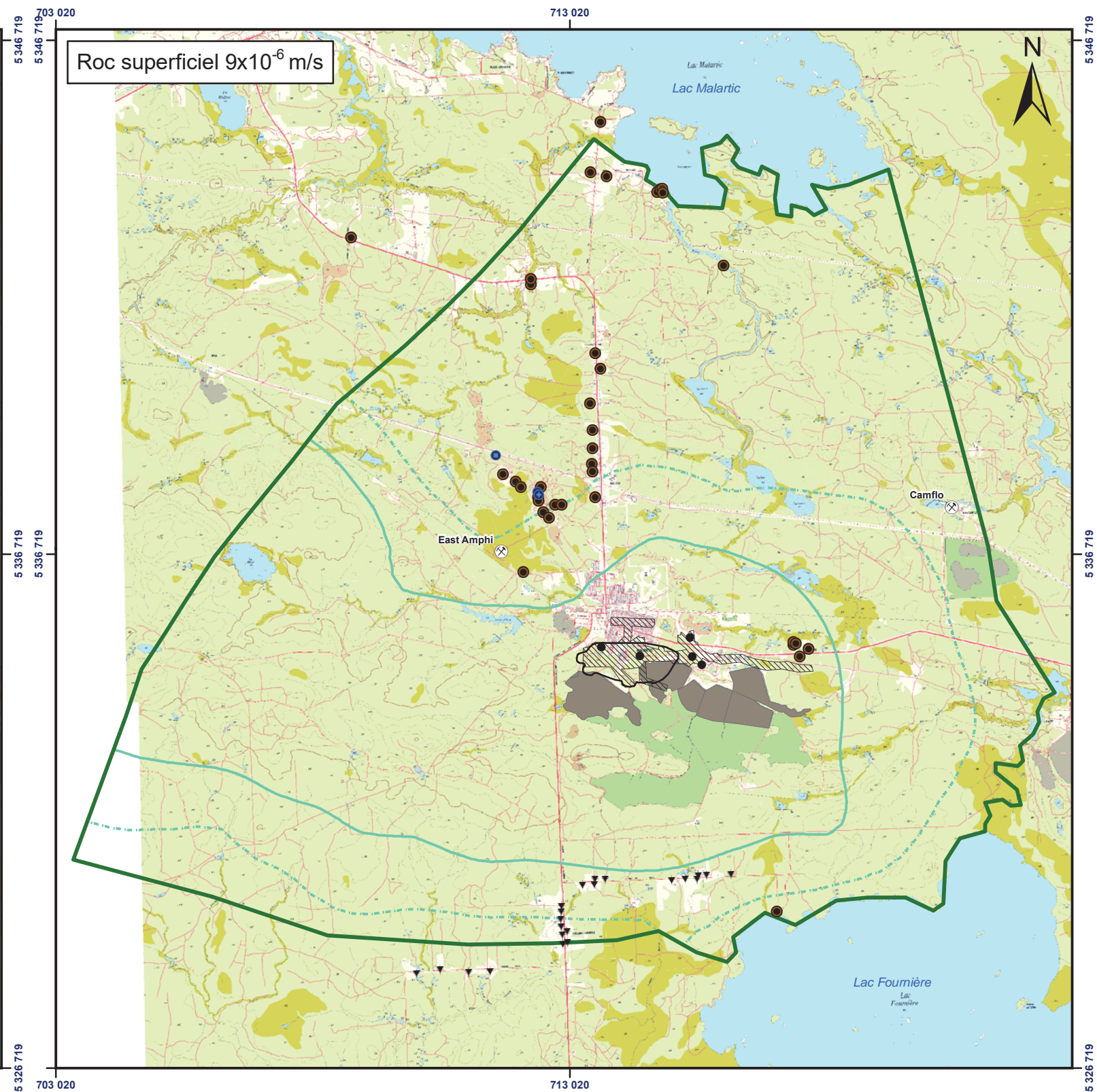
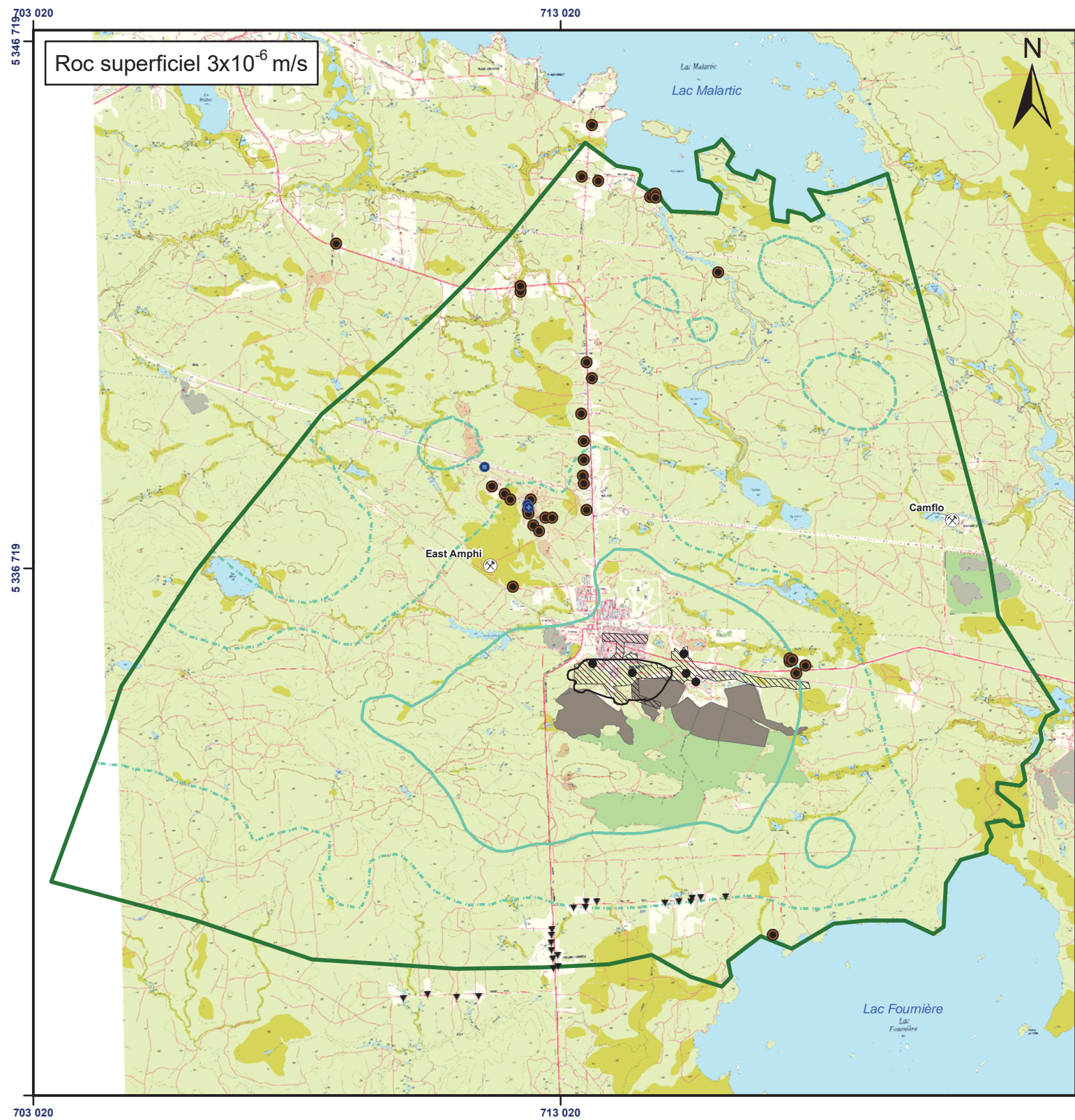
Projection: Transverse universelle de Mercator
NAD 83 UTM Zone 17
Source: Cartes matricielles de la BDTQ à l'échelle 1:20 000

CONFIDENTIEL

Golder Associés
9200, boul. de l'Acadie, bureau 10
Montréal (Québec) H4N 2T2
Tél: (514) 383-0990 Fax: (514) 383-5332

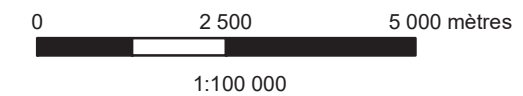
Date :	30 juin 2008	Numéro de projet :	07-1221-0028
SIG :	O. Delorme	Conception :	A. Boutin
Vérification :	A. Boutin	Révision :	N. D'Anjou
Projet : N:\Actif\2007\1221\07-1221-0028 Osisko Est-Malartic\GIS\Map\ Figure_28_ROC_Scenario_A_15_Ans.mxd			

Projet : ÉVALUATION DU DÉBIT D'EXHAURE ET DES IMPACTS POTENTIELS SUR LES NIVEAUX DES EAUX SOUTERRAINES - OSISKO EXPLORATION MALARTIC, QUÉBEC, CANADA	
Titre :	Étendue du rabattement simulé dans le roc superficiel après 15 ans Scénario A de pompage dans les chantiers
Figure :	28



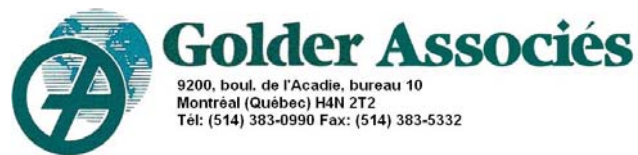
Légende

- Anciennes mines dans le secteur à l'étude
- Puits de pompage de la ville de Malartic (P-4; P-5)
- Nouveau puits de pompage de la ville de Malartic (PP-6)
- Puits des mines souterraines
- Forages Système d'information hydrogéologique (MDDEP, 2008)
- Puits d'eau potable domestiques (Genivar, 2008)
- Rabattement simulé après 15 ans (3 m)
- Rabattement simulé après 15 ans (10 m)
- Limite du modèle numérique
- Fosse proposée
- Parc à résidus existants
- Anciennes mines souterraines sur la propriété de Osisko (Canadian Malartic, Sladen, Barnat, Est Malartic)



Projection: Transverse universelle de Mercator
 NAD 83 UTM Zone 17
 Source: Cartes matricielles de la BDTQ à l'échelle 1:20 000

CONFIDENTIEL



9200, boul. de l'Acadie, bureau 10
 Montréal (Québec) H4N 2T2
 Tél: (514) 383-0990 Fax: (514) 383-5332

Date :	30 juin 2008	Numéro de projet :	07-1221-0028
SIG :	O. Delorme	Conception :	A. Boutin
Vérification :	A. Boutin	Révision :	N. D'Anjou
Projet : N:\Actif\2007\1221\07-1221-0028 Osisko Est-Malartic\GIS\Map\ Figure_29_ROC_Scenario_B_15_Ans.mxd			



Projet : ÉVALUATION DU DÉBIT D'EXHAURE ET DES IMPACTS POTENTIELS SUR LES NIVEAUX DES EAUX SOUTERRAINES - OSISKO EXPLORATION MALARTIC, QUÉBEC, CANADA

Titre : Étendue du rabattement simulé dans le roc superficiel après 15 ans Scénario B de pompage dans les chantiers Figure : 29

ANNEXE A

SOMMAIRE DES ESSAIS HYDRAULIQUE EN FORAGE

Tableau A-1
Projet Osisko - Résultats d'essai packer

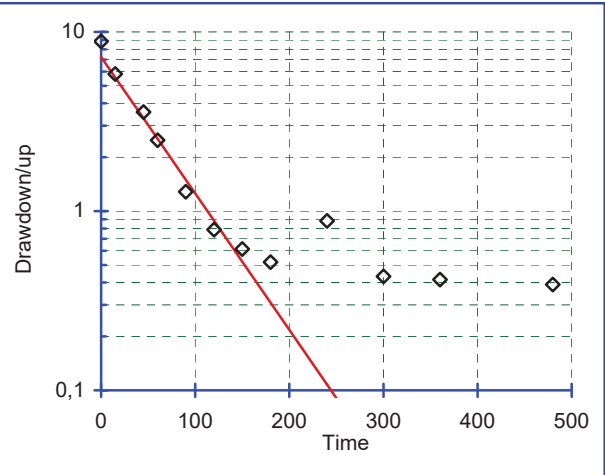
Forage	Essai #	Intervalle incliné		Vertical Intervalle		Méthode utilisée	Niveau d'eau sous la surface		Conductivité hydraulique K (m/s)	Unité lithologique *
		sommet (m)	fond (m)	sommet (m)	fond (m)		Forage ouvert (m)	Forage avec packer (m)		
GT-07-02	1	11,3	24,8	9,8	21,5	Constant, falling head	6,26	6,55	2,18E-06	AGR
GT-07-02	2	23,3	39,8	20,2	34,5	Constant, falling head	6,80	6,60	4,56E-07	AGR
GT-07-02	3	38,3	60,8	33,2	52,7	Constant, falling head	6,22	6,65	4,96E-07	AGR, CGR
GT-07-02	4	59,3	78,8	51,4	68,2	Constant, falling head	6,24	6,52	1,30E-06	AGR, CGR, SGR
GT-07-02	5	77,3	105,8	66,9	91,6	Constant, falling head	6,36	6,56	1,07E-06	CPO, SPO
GT-07-02	6	104,3	132,8	90,3	115,0	Constant, falling head	8,82	8,48	1,14E-07	CPO, APO, AGR
GT-07-02	7	131,3	162,8	113,7	141,0	Constant, falling head	6,02	6,47	7,32E-09	AGR, CPO
GT-07-02	8	161,3	201,8	139,7	174,8	Constant, falling head	5,16	5,78	1,61E-08	AGR, CPO
GT-07-02	9	200,3	240,8	173,5	208,5	Constant, falling head	5,65	6,55	1,01E-08	CPO, AGR, SPO
GT-07-02	10	239,3	279,8	207,2	242,3	Constant, falling head	4,24	5,65	8,86E-09	AGR, CGR
GT-07-03	1	8,5	14,5	7,4	12,6	Constant, falling head	-	12,70	2,24E-07	AGR
GT-07-03	2	17,4	23,4	15,1	20,3	Constant, falling head	0,99	1,71	2,36E-09	AGR
GT-07-03	3	32,4	38,4	28,1	33,3	Constant, falling head	0,73	1,31	1,33E-09	AGR
GT-07-03	4	44,4	50,4	38,5	43,6	Constant, falling head	0,77	1,45	3,03E-08	AGR
GT-07-03	5	59,4	65,4	51,4	56,6	Constant, falling head	0,46	1,58	4,92E-08	AGR
GT-07-03	6	74,4	80,4	64,4	69,6	Constant, falling head	0,71	1,53	1,94E-09	AGR
GT-07-03	7	86,4	92,4	74,8	80,0	Constant, falling head	0,39	1,35	3,46E-10	AGR
GT-07-03	8	98,4	104,4	85,2	90,4	Constant, falling head	0,66	1,47	3,67E-08	AGR
GT-07-03	9	119,3	125,9	103,3	109,0	Constant, falling head	0,17	1,45	3,45E-08	AGR
GT-07-03	10	149,3	155,3	129,3	134,5	Constant, falling head	0,41	1,30	3,05E-08	AGR
GT-07-03	11	167,3	173,3	144,9	150,1	Constant, falling head	0,48	1,26	3,78E-08	AGR
GT-07-03	12	197,3	203,3	170,9	176,1	Constant, falling head	0,4	1,48	4,96E-08	AGR
GT-07-03	13	205,5	225,8	178,0	195,5	Constant, falling head	-	1,30	1,37E-09	AGR, CGB, CGR
GT-07-04	1	17,4	23,4	16,4	22,0	Constant head	-	1,76	3,92E-07	SGR, REMGR, BRGR, SGR, CGR, SCH
GT-07-04	2	35,7	41,7	33,6	39,2	Constant, falling head	-	3,50	4,09E-08	AGR, CGR
GT-07-04	3	59,8	65,8	56,2	61,9	Constant head	-	-	1,27E-08	AGR
GT-07-04	4	101,5	107,5	95,4	101,1	Constant head	-	-	1,05E-07	AGR, CGR
GT-07-04	5	143,6	149,6	135,0	140,7	Constant head	-	0,12	3,78E-06	AGR
GT-07-04	6	170,8	176,8	160,5	166,2	Constant head	-	0,26	4,13E-07	AGR
GT-07-04	7	197,8	203,8	185,9	191,6	Constant head	-	0,26	3,63E-08	AGR, FAILLE
GT-07-04	8	218,8	224,8	205,7	211,3	Constant head	-	-	3,63E-08	AGR
GT-07-04	9	260,7	266,7	245,1	250,7	Constant head	-	-	3,63E-08	AGR
GT-07-04	10	299,7	305,7	281,7	287,4	Constant, falling head	-	2,42	6,55E-08	AGR
GT-07-04	11	326,7	332,7	307,1	312,7	Constant head	-	2,35	3,40E-08	AGR
GT-07-04	12	349,5	369,0	328,5	346,9	Constant, falling head	-	2,13	3,06E-08	AGR, SCH
GT-07-05	1	8,5	22,0	7,9	20,6	Constant, falling head	-	2,95	2,49E-07	SCH, AGR, CGR
GT-07-05	2	20,5	34,0	19,2	31,9	Falling head	-	4,07	2,69E-08	CGR, SGR
GT-07-05	3	32,3	48,8	30,4	45,9	Constant, falling head	2,16	5,36	2,78E-06	SGR, REMGR
GT-07-05	4	47,3	63,8	44,4	59,9	Constant, falling head	5,00	5,48	1,23E-06	SGR, CGR
GT-07-05	5	62,5	79,0	58,8	74,3	Constant, falling head	4,02	4,94	3,91E-07	SGR, CGR
GT-07-05	6	77,3	93,8	72,7	88,2	Constant, falling head	4,31	4,47	1,50E-07	AGR, CGR
GT-07-05	7	92,3	108,8	86,8	102,3	Constant, falling head	1,77	3,01	5,48E-08	CGR, SGR, AGR
GT-07-05	8	107,3	126,8	100,9	119,2	Constant, falling head	2,4	3,34	2,87E-08	AGR
GT-07-05	9	125,3	150,8	117,8	141,8	Constant, falling head	2,29	3,37	5,49E-09	AGR
GT-07-05	10	149,3	186,8	140,3	175,6	Constant, falling head	1,95	2,59	2,59E-08	AGR, CGR
GT-07-05	11	185,3	234,8	174,2	220,7	Constant, falling head	1,85	5,11	2,88E-09	AGR
GT-07-05	12	233,3	273,8	219,3	257,4	Constant, falling head	2,89	3,73	1,17E-10	AGR, SCH, CGR
GT-07-05	13	272,3	324,8	256,0	305,3	Constant, falling head	0,96	2,36	1,69E-09	AGR
GT-07-05	14	323,3	378,8	303,9	356,1	Constant, falling head	1,67	-	9,76E-09	AGR, SPO, SCH, CGR
CM-07-1540	1	8,3	11,3	6,7	9,2	Constant, falling head	2,01	-	4,17E-08	CPO
CM-07-1540	2	14,3	20,3	11,6	16,4	Constant, falling head	2,8	-	3,15E-09	CPO
CM-07-1540	3	26,3	32,3	21,30	26,2	Constant, falling head	13,7	-	1,87E-08	CPO
CM-07-1540	4	35,3	41,3	28,59	33,5	Constant, falling head	6,96	-	1,72E-08	CPO
CM-07-1540	5	50,3	56,3	40,74	45,6	Constant, falling head	10,23	-	9,06E-09	CPO
CM-07-1540	6	62,3	68,3	50,46	55,3	Constant, falling head	15,2	-	6,14E-09	CPO
CM-07-1540	7	74,3	80,3	60,18	65,0	Constant, falling head	17,07	-	8,77E-08	CPO
CM-07-1540	8	83,3	89,3	67,47	72,3	Constant, falling head	16,33	-	7,46E-08	CPO
CM-07-1540	9	95,3	101,3	77,19	82,1	Constant	-	-	2,77E-07	CPO
CM-07-1540	10	101,3	124,3	82,05	100,7	Constant, falling head	2,31	-	8,25E-08	CPO

Bouwer & Rice Method for Calculating Hydraulic Conductivity

Project Name: 2007 Slug Test Program
 Client Name: Les Mines OSISKO
 Analysis By: MOuangrawa

Project No.: 07-1221-0028/2200
 Identification: GT-07-02 (11,3-24,8m)
 Run Date: 2008-01-17

Riser Pipe Diameter (effec.): 0,057 meters
 Intake Diameter: 0,076 meters
 Intake Length: 11,3 meters
 Saturated Column Length: 11,3 meters
 Water Table Depth: 8,85 meters
 Aquifer Thickness: 11,3 meters
 Line Fit Starting No.: 2 Min 1 to
 Line Fit Ending No.: 7 Max 12
 Specify Output Units: 4 1 to 9
 Error of Fit: 0,072



Hyd. Cond., K(h): 2,86E-06 m/sec

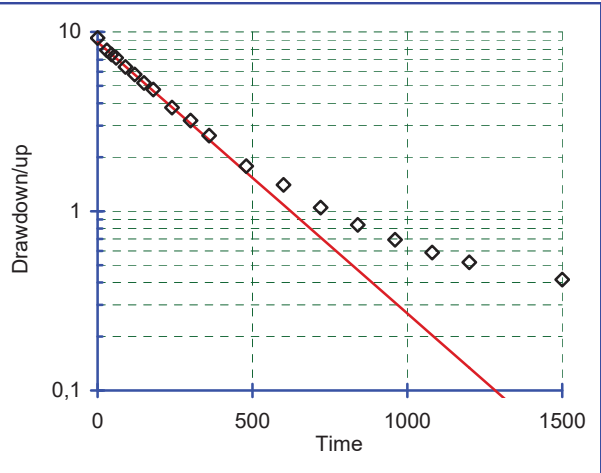
Meas. #	Time seconds	Field Meas. meters	Drawdown/up meters	Line Fit To LN(Yt)	Regression On LN(Yt)
1)	0,00	0,00	8,85	2,180	1,981
2)	15,00	3,03	5,82	1,761	1,718
3)	45,00	5,28	3,57	1,272	1,191
4)	60,00	6,37	2,48	0,910	0,928
5)	90,00	7,57	1,28	0,248	0,402
6)	120,00	8,06	0,79	-0,239	-0,124
7)	150,00	8,24	0,61	-0,487	-0,650
8)	180,00	8,33	0,52	-0,656	-1,177
9)	240,00	7,97	0,88	-0,125	-2,229
10)	300,00	8,42	0,43	-0,838	-3,281
11)	360,00	8,43	0,42	-0,879	-4,334
12)	480,00	8,46	0,39	-0,944	-6,439

Bouwer & Rice Method for Calculating Hydraulic Conductivity

Project Name: 2007 Slug Test Program
 Client Name: Les Mines OSISKO
 Analysis By: MOuangrawa

Project No.: 07-1221-0028/2200
 Identification: GT-07-02 (23,3-39,8m)
 Run Date: 2008-01-18

Riser Pipe Diameter (effec.): 0,057 meters
 Intake Diameter: 0,076 meters
 Intake Length: 16,5 meters
 Saturated Column Length: 16,5 meters
 Water Table Depth: 9,24 meters
 Aquifer Thickness: 16,5 meters
 Line Fit Starting No.: 2 Min 1 to
 Line Fit Ending No.: 7 Max 19
 Specify Output Units: 4 1 to 9
 Error of Fit: 0,000



Hyd. Cond., K(h): 4,23E-07 m/sec

Meas. #	Time seconds	Field Meas. meters	Drawdown/up meters	Line Fit To LN(Yt)	Regression On LN(Yt)
1)	0,00	0,00	9,24	2,224	2,172
2)	30,00	1,34	7,90	2,067	2,067
3)	45,00	1,76	7,48	2,012	2,015
4)	60,00	2,08	7,16	1,969	1,963
5)	90,00	2,86	6,38	1,853	1,858
6)	120,00	3,45	5,79	1,757	1,754
7)	150,00	4,04	5,20	1,648	1,649
8)	180,00	4,47	4,77	1,563	1,544
9)	240,00	5,46	3,78	1,331	1,335
10)	300,00	6,04	3,20	1,164	1,126
11)	360,00	6,60	2,64	0,971	0,917
12)	480,00	7,46	1,78	0,579	0,499
13)	600,00	7,84	1,40	0,338	0,080
14)	720,00	8,19	1,05	0,046	-0,338
15)	840,00	8,40	0,84	-0,175	-0,756
16)	960,00	8,55	0,69	-0,368	-1,174
17)	1080,00	8,65	0,59	-0,530	-1,593
18)	1200,00	8,72	0,52	-0,656	-2,011
19)	1500,00	8,82	0,42	-0,879	-3,057

Bouwer & Rice Method for Calculating Hydraulic Conductivity

Project Name: 2007 Slug Test Program

Project No.: 07-1221-0028/2200

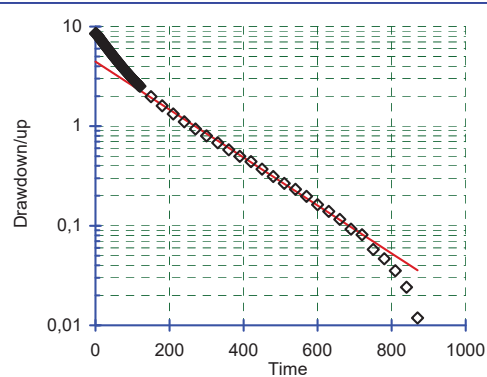
Client Name: Les Mines OSISKO

Identification: GT-07-02 (38,3-60,8m)

Analysis By: MOuangrawa

Run Date: 2008-01-18

Riser Pipe Diameter (effec.): 0,057 meters
 Intake Diameter: 0,076 meters
 Intake Length: 22,5 meters
 Saturated Column Length: 22,5 meters
 Water Table Depth: 8,65 meters
 Aquifer Thickness: 22,5 meters
 Line Fit Starting No.: 60 Min 1 to
 Line Fit Ending No.: 80 Max 86
 Specify Output Units: 4 1 to 9
 Error of Fit: 0,045



Hyd. Cond., K(h): 5,27E-07 m/sec

Meas. #	Time seconds	Field Meas. meters	Drawdown/up meters	Line Fit To LN(Yt)	Regression On LN(Yt)
1)	0,00	0,14	8,51	2,141	1,493
2)	2,00	0,18	8,47	2,137	1,482
3)	4,00	0,33	8,32	2,119	1,471
4)	6,00	0,52	8,13	2,095	1,460
5)	8,00	0,71	7,94	2,072	1,449
6)	10,00	0,91	7,74	2,047	1,438
7)	12,00	1,08	7,57	2,024	1,427
8)	14,00	1,24	7,41	2,002	1,416
9)	16,00	1,41	7,24	1,980	1,404
10)	18,00	1,59	7,06	1,955	1,393
11)	20,00	1,74	6,91	1,933	1,382
12)	22,00	1,89	6,76	1,911	1,371
13)	24,00	2,05	6,60	1,888	1,360
14)	26,00	2,19	6,46	1,866	1,349
15)	28,00	2,33	6,32	1,843	1,338
16)	30,00	2,48	6,17	1,820	1,327
17)	32,00	2,61	6,04	1,798	1,316
18)	34,00	2,74	5,91	1,776	1,305
19)	36,00	2,88	5,77	1,753	1,294
20)	38,00	3,00	5,65	1,732	1,282
21)	40,00	3,12	5,53	1,710	1,271
22)	42,00	3,24	5,41	1,688	1,260
23)	44,00	3,36	5,29	1,665	1,249
24)	46,00	3,48	5,17	1,644	1,238
25)	48,00	3,59	5,06	1,622	1,227
26)	50,00	3,70	4,95	1,600	1,216
27)	52,00	3,80	4,85	1,579	1,205
28)	54,00	3,90	4,75	1,558	1,194
29)	56,00	4,00	4,65	1,537	1,183
30)	58,00	4,08	4,57	1,520	1,172
31)	60,00	4,19	4,46	1,495	1,160
32)	62,00	4,29	4,36	1,472	1,149
33)	64,00	4,37	4,28	1,454	1,138
34)	66,00	4,47	4,18	1,430	1,127
35)	68,00	4,55	4,10	1,411	1,116

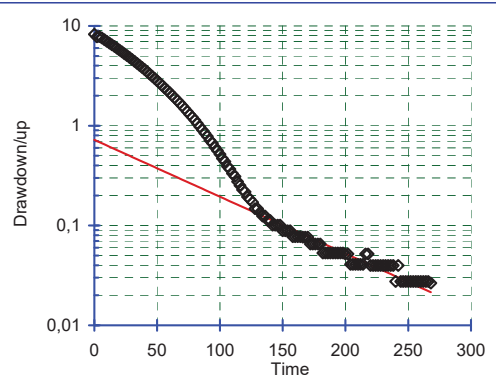
36)	70,00	4,64	4,01		1,389	1,105
37)	72,00	4,72	3,93		1,370	1,094
38)	74,00	4,78	3,87		1,352	1,083
39)	76,00	4,87	3,78		1,329	1,072
40)	78,00	4,94	3,71		1,311	1,061
41)	80,00	5,02	3,63		1,289	1,049
42)	82,00	5,09	3,56		1,270	1,038
43)	84,00	5,15	3,50		1,251	1,027
44)	86,00	5,22	3,43		1,232	1,016
45)	88,00	5,29	3,36		1,212	1,005
46)	90,00	5,35	3,30		1,195	0,994
47)	92,00	5,41	3,24		1,174	0,983
48)	94,00	5,47	3,18		1,157	0,972
49)	96,00	5,54	3,11		1,135	0,961
50)	98,00	5,60	3,05		1,117	0,950
51)	100,00	5,63	3,02		1,106	0,939
52)	102,00	5,69	2,96		1,087	0,927
53)	104,00	5,74	2,91		1,067	0,916
54)	106,00	5,81	2,84		1,044	0,905
55)	108,00	5,86	2,79		1,028	0,894
56)	110,00	5,90	2,75		1,011	0,883
57)	112,00	5,93	2,72		0,999	0,872
58)	114,00	5,99	2,66		0,978	0,861
59)	116,00	6,05	2,60		0,956	0,850
60)	118,00	6,09	2,56		0,939	0,839
61)	120,00	6,14	2,51		0,921	0,828
62)	150,00	6,67	1,98		0,682	0,661
63)	180,00	7,05	1,60		0,470	0,495
64)	210,00	7,32	1,33		0,282	0,328
65)	240,00	7,54	1,11		0,102	0,162
66)	270,00	7,71	0,94		-0,067	-0,004
67)	300,00	7,85	0,80		-0,226	-0,171
68)	330,00	7,97	0,68		-0,382	-0,337
69)	360,00	8,07	0,58		-0,547	-0,504
70)	390,00	8,15	0,50		-0,697	-0,670
71)	420,00	8,21	0,44		-0,821	-0,837
72)	450,00	8,28	0,37		-0,992	-1,003
73)	480,00	8,34	0,31		-1,163	-1,169
74)	510,00	8,38	0,27		-1,322	-1,336
75)	540,00	8,42	0,23		-1,461	-1,502
76)	570,00	8,45	0,20		-1,623	-1,669
77)	600,00	8,49	0,16		-1,816	-1,835
78)	630,00	8,51	0,14		-1,971	-2,001
79)	660,00	8,53	0,12		-2,155	-2,168
80)	690,00	8,56	0,09		-2,382	-2,334
81)	720,00	8,57	0,08		-2,511	-2,501
82)	750,00	8,59	0,06		-2,852	-2,667
83)	780,00	8,60	0,05		-3,068	-2,833
84)	810,00	8,61	0,04		-3,343	-3,000
85)	840,00	8,63	0,02		-3,725	-3,166
86)	870,00	8,64	0,01		-4,433	-3,333

Bouwer & Rice Method for Calculating Hydraulic Conductivity

Project Name: 2007 Slug Test Program
 Client Name: Les Mines OSISKO
 Analysis By: MOuangrawa

Project No.: 07-1221-0028/2200
 Identification: GT-07-02 (59,3-78,8m)
 Run Date: 2008-01-18

Riser Pipe Diameter (effec.): 0,057 meters
 Intake Diameter: 0,076 meters
 Intake Length: 19,5 meters
 Saturated Column Length: 19,5 meters
 Water Table Depth: 8,58 meters
 Aquifer Thickness: 19,5 meters
 Line Fit Starting No.: 60 Min 1 to
 Line Fit Ending No.: 130 Max 135
 Specify Output Units: 4 1 to 9
 Error of Fit: 1,363



Hyd. Cond., K(h): 1,40E-06 m/sec

Meas. #	Time seconds	Field Meas. meters	Drawdown/up meters	Line Fit To LN(Yt)	Regression On LN(Yt)
1)	0,00	0,32	8,26	2,111	-0,326
2)	2,00	0,80	7,78	2,052	-0,352
3)	4,00	0,73	7,85	2,060	-0,378
4)	6,00	1,00	7,58	2,026	-0,405
5)	8,00	1,29	7,29	1,986	-0,431
6)	10,00	1,58	7,00	1,946	-0,457
7)	12,00	1,84	6,74	1,908	-0,483
8)	14,00	2,11	6,47	1,868	-0,509
9)	16,00	2,35	6,23	1,830	-0,536
10)	18,00	2,60	5,98	1,788	-0,562
11)	20,00	2,85	5,73	1,746	-0,588
12)	22,00	3,09	5,49	1,703	-0,614
13)	24,00	3,31	5,27	1,661	-0,641
14)	26,00	3,54	5,04	1,618	-0,667
15)	28,00	3,75	4,83	1,575	-0,693
16)	30,00	3,96	4,62	1,531	-0,719
17)	32,00	4,16	4,42	1,486	-0,746
18)	34,00	4,36	4,22	1,439	-0,772
19)	36,00	4,55	4,03	1,393	-0,798
20)	38,00	4,74	3,84	1,345	-0,824
21)	40,00	4,92	3,66	1,297	-0,851
22)	42,00	5,10	3,48	1,246	-0,877
23)	44,00	5,27	3,31	1,196	-0,903
24)	46,00	5,44	3,14	1,144	-0,929
25)	48,00	5,60	2,98	1,092	-0,955
26)	50,00	5,75	2,83	1,042	-0,982
27)	52,00	5,91	2,67	0,984	-1,008
28)	54,00	6,05	2,53	0,927	-1,034
29)	56,00	6,19	2,39	0,872	-1,060
30)	58,00	6,31	2,27	0,818	-1,087
31)	60,00	6,44	2,14	0,762	-1,113
32)	62,00	6,56	2,02	0,701	-1,139

33)	64,00	6,68	1,90		0,644	-1,165
34)	66,00	6,79	1,79		0,582	-1,192
35)	68,00	6,89	1,69		0,522	-1,218
36)	70,00	7,00	1,58		0,459	-1,244
37)	72,00	7,10	1,48		0,393	-1,270
38)	74,00	7,19	1,39		0,329	-1,297
39)	76,00	7,28	1,30		0,261	-1,323
40)	78,00	7,36	1,22		0,197	-1,349
41)	80,00	7,44	1,14		0,129	-1,375
42)	82,00	7,52	1,06		0,055	-1,401
43)	84,00	7,60	0,98		-0,024	-1,428
44)	86,00	7,67	0,91		-0,096	-1,454
45)	88,00	7,74	0,84		-0,176	-1,480
46)	90,00	7,80	0,78		-0,246	-1,506
47)	92,00	7,87	0,71		-0,339	-1,533
48)	94,00	7,91	0,67		-0,405	-1,559
49)	96,00	7,97	0,61		-0,495	-1,585
50)	98,00	8,02	0,56		-0,573	-1,611
51)	100,00	8,06	0,52		-0,660	-1,638
52)	102,00	8,11	0,47		-0,753	-1,664
53)	104,00	8,14	0,44		-0,829	-1,690
54)	106,00	8,19	0,39		-0,941	-1,716
55)	108,00	8,21	0,37		-1,003	-1,743
56)	110,00	8,25	0,33		-1,102	-1,769
57)	112,00	8,27	0,31		-1,172	-1,795
58)	114,00	8,30	0,28		-1,290	-1,821
59)	116,00	8,33	0,25		-1,379	-1,847
60)	118,00	8,35	0,23		-1,477	-1,874
61)	120,00	8,36	0,22		-1,527	-1,900
62)	122,00	8,39	0,19		-1,642	-1,926
63)	124,00	8,40	0,18		-1,701	-1,952
64)	126,00	8,41	0,17		-1,765	-1,979
65)	128,00	8,43	0,15		-1,912	-2,005
66)	130,00	8,43	0,15		-1,912	-2,031
67)	132,00	8,44	0,14		-1,998	-2,057
68)	134,00	8,46	0,12		-2,085	-2,084
69)	136,00	8,46	0,12		-2,085	-2,110
70)	138,00	8,47	0,11		-2,179	-2,136
71)	140,00	8,47	0,11		-2,188	-2,162
72)	142,00	8,48	0,10		-2,294	-2,189
73)	144,00	8,48	0,10		-2,294	-2,215
74)	146,00	8,48	0,10		-2,294	-2,241
75)	148,00	8,48	0,10		-2,294	-2,267
76)	150,00	8,49	0,09		-2,423	-2,293
77)	152,00	8,49	0,09		-2,423	-2,320
78)	154,00	8,49	0,09		-2,423	-2,346
79)	156,00	8,49	0,09		-2,423	-2,372
80)	158,00	8,50	0,08		-2,558	-2,398
81)	160,00	8,50	0,08		-2,558	-2,425
82)	162,00	8,50	0,08		-2,558	-2,451

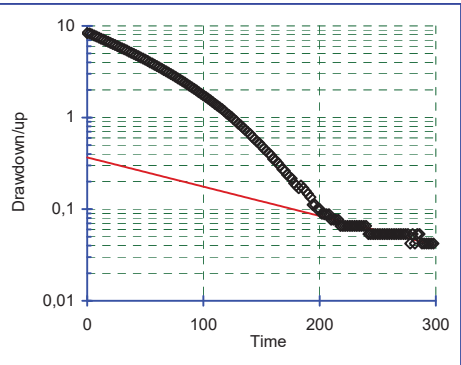
83)	164,00	8,50	0,08		-2,558	-2,477
84)	166,00	8,50	0,08		-2,571	-2,503
85)	168,00	8,50	0,08		-2,571	-2,530
86)	170,00	8,50	0,08		-2,571	-2,556
87)	172,00	8,51	0,07		-2,730	-2,582
88)	174,00	8,51	0,07		-2,730	-2,608
89)	176,00	8,51	0,07		-2,730	-2,634
90)	178,00	8,51	0,07		-2,730	-2,661
91)	180,00	8,51	0,07		-2,730	-2,687
92)	182,00	8,53	0,05		-2,938	-2,713
93)	184,00	8,53	0,05		-2,938	-2,739
94)	186,00	8,53	0,05		-2,938	-2,766
95)	188,00	8,53	0,05		-2,938	-2,792
96)	190,00	8,53	0,05		-2,938	-2,818
97)	192,00	8,53	0,05		-2,938	-2,844
98)	194,00	8,53	0,05		-2,938	-2,871
99)	196,00	8,53	0,05		-2,938	-2,897
100)	198,00	8,53	0,05		-2,938	-2,923
101)	200,00	8,53	0,05		-2,957	-2,949
102)	202,00	8,53	0,05		-2,957	-2,976
103)	204,00	8,54	0,04		-3,200	-3,002
104)	206,00	8,54	0,04		-3,200	-3,028
105)	208,00	8,54	0,04		-3,200	-3,054
106)	210,00	8,54	0,04		-3,200	-3,080
107)	212,00	8,54	0,04		-3,200	-3,107
108)	214,00	8,54	0,04		-3,200	-3,133
109)	216,00	8,53	0,05		-2,957	-3,159
110)	218,00	8,53	0,05		-2,957	-3,185
111)	220,00	8,54	0,04		-3,226	-3,212
112)	222,00	8,54	0,04		-3,226	-3,238
113)	224,00	8,54	0,04		-3,226	-3,264
114)	226,00	8,54	0,04		-3,226	-3,290
115)	228,00	8,54	0,04		-3,226	-3,317
116)	230,00	8,54	0,04		-3,226	-3,343
117)	232,00	8,54	0,04		-3,226	-3,369
118)	234,00	8,54	0,04		-3,226	-3,395
119)	236,00	8,54	0,04		-3,226	-3,422
120)	238,00	8,54	0,04		-3,226	-3,448
121)	240,00	8,55	0,03		-3,593	-3,474
122)	242,00	8,54	0,04		-3,226	-3,500
123)	244,00	8,55	0,03		-3,593	-3,526
124)	246,00	8,55	0,03		-3,593	-3,553
125)	248,00	8,55	0,03		-3,593	-3,579
126)	250,00	8,55	0,03		-3,593	-3,605
127)	252,00	8,55	0,03		-3,593	-3,631
128)	254,00	8,55	0,03		-3,593	-3,658
129)	256,00	8,55	0,03		-3,593	-3,684
130)	258,00	8,55	0,03		-3,593	-3,710
131)	260,00	8,55	0,03		-3,593	-3,736
132)	262,00	8,55	0,03		-3,593	-3,763
133)	264,00	8,55	0,03		-3,593	-3,789
134)	266,00	8,55	0,03		-3,593	-3,815
135)	268,00	8,55	0,03		-3,631	-3,841

Bouwer & Rice Method for Calculating Hydraulic Conductivity

Project Name: 2007 Slug Test Program
 Client Name: Les Mines OSISKO
 Analysis By: MOuangrawa

Project No.: 07-1221-0028/2200
 Identification: GT-07-02 (77,3-105,8m)
 Run Date: 2008-01-18

Riser Pipe Diameter (effec.): 0,057 meters
 Intake Diameter: 0,076 meters
 Intake Length: 28,5 meters
 Saturated Column Length: 28,5 meters
 Water Table Depth: 8,4 meters
 Aquifer Thickness: 28,5 meters
 Line Fit Starting No.: 100 Min 1 to
 Line Fit Ending No.: 150 Max 150
 Specify Output Units: 4 1 to 9
 Error of Fit: 0,347



Hyd. Cond., K(h): 5,80E-07 m/sec

Meas. #	Time seconds	Field Meas. meters	Drawdown/up meters	Line Fit To LN(Yt)	Regression On LN(Yt)
1)	0,00	0,06	8,34	2,121	-1,002
2)	2,00	0,13	8,27	2,112	-1,017
3)	4,00	0,33	8,07	2,088	-1,032
4)	6,00	0,55	7,85	2,061	-1,046
5)	8,00	0,75	7,65	2,035	-1,061
6)	10,00	0,94	7,46	2,009	-1,076
7)	12,00	1,14	7,26	1,983	-1,090
8)	14,00	1,32	7,08	1,957	-1,105
9)	16,00	1,51	6,89	1,930	-1,120
10)	18,00	1,69	6,71	1,904	-1,134
11)	20,00	1,87	6,53	1,876	-1,149
12)	22,00	2,04	6,36	1,850	-1,164
13)	24,00	2,20	6,20	1,824	-1,179
14)	26,00	2,37	6,03	1,797	-1,193
15)	28,00	2,54	5,86	1,769	-1,208
16)	30,00	2,70	5,70	1,740	-1,223
17)	32,00	2,85	5,55	1,715	-1,237
18)	34,00	3,00	5,40	1,686	-1,252
19)	36,00	3,16	5,24	1,657	-1,267
20)	38,00	3,31	5,09	1,627	-1,281
21)	40,00	3,46	4,94	1,598	-1,296
22)	42,00	3,59	4,81	1,571	-1,311
23)	44,00	3,72	4,68	1,542	-1,326
24)	46,00	3,88	4,52	1,509	-1,340
25)	48,00	4,00	4,40	1,481	-1,355
26)	50,00	4,13	4,27	1,453	-1,370
27)	52,00	4,26	4,14	1,421	-1,384
28)	54,00	4,39	4,01	1,388	-1,399
29)	56,00	4,52	3,88	1,357	-1,414
30)	58,00	4,63	3,77	1,327	-1,429
31)	60,00	4,75	3,65	1,294	-1,443
32)	62,00	4,88	3,52	1,259	-1,458
33)	64,00	4,99	3,41	1,227	-1,473
34)	66,00	5,10	3,30	1,194	-1,487
35)	68,00	5,21	3,19	1,159	-1,502
36)	70,00	5,31	3,09	1,127	-1,517

37)	72,00	5,42	2,98		1,093	-1,531
38)	74,00	5,52	2,88		1,058	-1,546
39)	76,00	5,62	2,78		1,023	-1,561
40)	78,00	5,72	2,68		0,985	-1,576
41)	80,00	5,81	2,59		0,951	-1,590
42)	82,00	5,91	2,49		0,911	-1,605
43)	84,00	5,99	2,41		0,878	-1,620
44)	86,00	6,10	2,30		0,835	-1,634
45)	88,00	6,17	2,23		0,800	-1,649
46)	90,00	6,27	2,13		0,758	-1,664
47)	92,00	6,34	2,06		0,720	-1,679
48)	94,00	6,42	1,98		0,681	-1,693
49)	96,00	6,50	1,90		0,640	-1,708
50)	98,00	6,58	1,82		0,597	-1,723
51)	100,00	6,65	1,75		0,559	-1,737
52)	102,00	6,72	1,68		0,519	-1,752
53)	104,00	6,79	1,61		0,477	-1,767
54)	106,00	6,86	1,54		0,434	-1,781
55)	108,00	6,93	1,47		0,388	-1,796
56)	110,00	6,99	1,41		0,341	-1,811
57)	112,00	7,05	1,35		0,299	-1,826
58)	114,00	7,11	1,29		0,256	-1,840
59)	116,00	7,17	1,23		0,211	-1,855
60)	118,00	7,22	1,18		0,164	-1,870
61)	120,00	7,29	1,11		0,104	-1,884
62)	122,00	7,34	1,06		0,062	-1,899
63)	124,00	7,38	1,02		0,018	-1,914
64)	126,00	7,44	0,96		-0,040	-1,928
65)	128,00	7,49	0,91		-0,089	-1,943
66)	130,00	7,54	0,86		-0,154	-1,958
67)	132,00	7,58	0,82		-0,194	-1,973
68)	134,00	7,62	0,78		-0,251	-1,987
69)	136,00	7,67	0,73		-0,312	-2,002
70)	138,00	7,70	0,70		-0,360	-2,017
71)	140,00	7,74	0,66		-0,411	-2,031
72)	142,00	7,78	0,62		-0,483	-2,046
73)	144,00	7,82	0,58		-0,539	-2,061
74)	146,00	7,85	0,55		-0,600	-2,076
75)	148,00	7,87	0,53		-0,644	-2,090
76)	150,00	7,91	0,49		-0,712	-2,105
77)	152,00	7,94	0,46		-0,783	-2,120
78)	154,00	7,97	0,43		-0,836	-2,134
79)	156,00	7,99	0,41		-0,889	-2,149
80)	158,00	8,01	0,39		-0,947	-2,164
81)	160,00	8,05	0,35		-1,041	-2,178
82)	162,00	8,06	0,34		-1,073	-2,193
83)	164,00	8,08	0,32		-1,144	-2,208
84)	166,00	8,10	0,30		-1,217	-2,223
85)	168,00	8,13	0,27		-1,300	-2,237
86)	170,00	8,14	0,26		-1,342	-2,252
87)	172,00	8,16	0,24		-1,436	-2,267
88)	174,00	8,17	0,23		-1,484	-2,281
89)	176,00	8,18	0,22		-1,535	-2,296
90)	178,00	8,21	0,19		-1,650	-2,311
91)	180,00	8,22	0,18		-1,710	-2,325

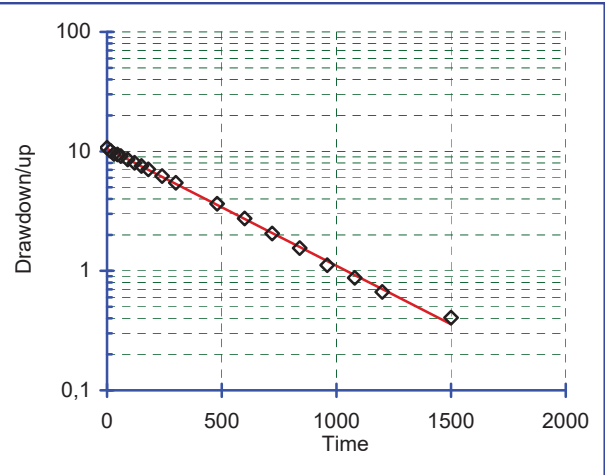
92)	182,00	8,23	0,17		-1,774	-2,340
93)	184,00	8,22	0,18		-1,710	-2,355
94)	186,00	8,23	0,17		-1,774	-2,370
95)	188,00	8,24	0,16		-1,849	-2,384
96)	190,00	8,25	0,15		-1,923	-2,399
97)	192,00	8,27	0,13		-2,003	-2,414
98)	194,00	8,29	0,11		-2,194	-2,428
99)	196,00	8,29	0,11		-2,194	-2,443
100)	198,00	8,30	0,10		-2,300	-2,458
101)	200,00	8,30	0,10		-2,300	-2,473
102)	202,00	8,31	0,09		-2,418	-2,487
103)	204,00	8,31	0,09		-2,430	-2,502
104)	206,00	8,31	0,09		-2,430	-2,517
105)	208,00	8,31	0,09		-2,430	-2,531
106)	210,00	8,32	0,08		-2,566	-2,546
107)	212,00	8,32	0,08		-2,566	-2,561
108)	214,00	8,32	0,08		-2,566	-2,575
109)	216,00	8,32	0,08		-2,566	-2,590
110)	218,00	8,33	0,07		-2,723	-2,605
111)	220,00	8,33	0,07		-2,723	-2,620
112)	222,00	8,33	0,07		-2,723	-2,634
113)	224,00	8,33	0,07		-2,723	-2,649
114)	226,00	8,33	0,07		-2,723	-2,664
115)	228,00	8,33	0,07		-2,723	-2,678
116)	230,00	8,33	0,07		-2,723	-2,693
117)	232,00	8,33	0,07		-2,723	-2,708
118)	234,00	8,33	0,07		-2,723	-2,722
119)	236,00	8,33	0,07		-2,723	-2,737
120)	238,00	8,33	0,07		-2,723	-2,752
121)	240,00	8,33	0,07		-2,723	-2,767
122)	242,00	8,35	0,05		-2,930	-2,781
123)	244,00	8,35	0,05		-2,930	-2,796
124)	246,00	8,35	0,05		-2,930	-2,811
125)	248,00	8,35	0,05		-2,930	-2,825
126)	250,00	8,35	0,05		-2,930	-2,840
127)	252,00	8,35	0,05		-2,930	-2,855
128)	254,00	8,35	0,05		-2,930	-2,870
129)	256,00	8,35	0,05		-2,930	-2,884
130)	258,00	8,35	0,05		-2,930	-2,899
131)	260,00	8,35	0,05		-2,930	-2,914
132)	262,00	8,35	0,05		-2,930	-2,928
133)	264,00	8,35	0,05		-2,930	-2,943
134)	266,00	8,35	0,05		-2,930	-2,958
135)	268,00	8,35	0,05		-2,930	-2,972
136)	270,00	8,35	0,05		-2,930	-2,987
137)	272,00	8,35	0,05		-2,930	-3,002
138)	274,00	8,35	0,05		-2,930	-3,017
139)	276,00	8,35	0,05		-2,930	-3,031
140)	278,00	8,36	0,04		-3,165	-3,046
141)	280,00	8,35	0,05		-2,930	-3,061
142)	282,00	8,36	0,04		-3,165	-3,075
143)	284,00	8,35	0,05		-2,930	-3,090
144)	286,00	8,35	0,05		-2,930	-3,105
145)	288,00	8,36	0,04		-3,165	-3,119
146)	290,00	8,36	0,04		-3,165	-3,134
147)	292,00	8,36	0,04		-3,165	-3,149
148)	294,00	8,36	0,04		-3,165	-3,164
149)	296,00	8,36	0,04		-3,165	-3,178
150)	298,00	8,36	0,04		-3,165	-3,193

Bouwer & Rice Method for Calculating Hydraulic Conductivity

Project Name: 2007 Slug Test Program
 Client Name: Les Mines OSISKO
 Analysis By: MOuangrawa

Project No.: 07-1221-0028/2200
 Identification: GT-07-02 (104,3-132,8m)
 Run Date: 2008-01-22

Riser Pipe Diameter (effec.):	<u>0,057</u>	meters
Intake Diameter:	<u>0,076</u>	meters
Intake Length:	<u>28,5</u>	meters
Saturated Column Length:	<u>28,5</u>	meters
Water Table Depth:	<u>10,72</u>	meters
Aquifer Thickness:	<u>28,5</u>	meters
Line Fit Starting No.:	<u>2</u>	Min 1 to
Line Fit Ending No.:	<u>15</u>	Max 19
Specify Output Units:	<u>4</u>	1 to 9
Error of Fit:	<u>0,003</u>	



Hyd. Cond., K(h): 1,78E-07 m/sec

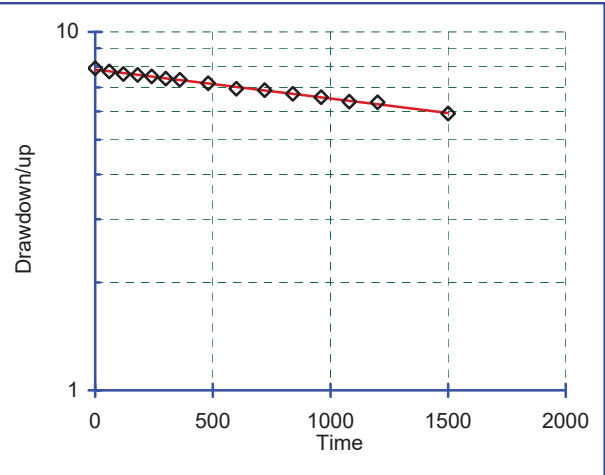
Meas. #	Time seconds	Field Meas. meters	Drawdown/up meters	Line Fit To LN(Yt)	Regression On LN(Yt)
1)	0,00	0,00	10,72	2,372	2,352
2)	15,00	0,61	10,11	2,314	2,319
3)	30,00	1,21	9,51	2,252	2,285
4)	45,00	1,29	9,43	2,244	2,251
5)	60,00	1,58	9,14	2,213	2,217
6)	90,00	2,17	8,55	2,147	2,150
7)	120,00	2,68	8,04	2,084	2,082
8)	150,00	3,17	7,55	2,022	2,014
9)	180,00	3,64	7,08	1,958	1,947
10)	240,00	4,51	6,21	1,826	1,812
11)	300,00	5,27	5,45	1,696	1,676
12)	480,00	7,08	3,64	1,293	1,271
13)	600,00	7,98	2,74	1,009	1,000
14)	720,00	8,67	2,05	0,718	0,730
15)	840,00	9,17	1,55	0,437	0,460
16)	960,00	9,60	1,12	0,110	0,189
17)	1080,00	9,85	0,87	-0,135	-0,081
18)	1200,00	10,05	0,67	-0,407	-0,352
19)	1500,00	10,31	0,41	-0,902	-1,028

Bouwer & Rice Method for Calculating Hydraulic Conductivity

Project Name: 2007 Slug Test Program
 Client Name: Les Mines OSISKO
 Analysis By: MOuangrawa

Project No.: 07-1221-0028/2200
 Identification: GT-07-02 (131,3-162,8m)
 Run Date: 2008-01-22

Riser Pipe Diameter (effec.): 0,057 meters
 Intake Diameter: 0,076 meters
 Intake Length: 31,5 meters
 Saturated Column Length: 31,5 meters
 Water Table Depth: 7,92 meters
 Aquifer Thickness: 31,5 meters
 Line Fit Starting No.: 1 Min 1 to
 Line Fit Ending No.: 15 Max 15
 Specify Output Units: 4 1 to 9
 Error of Fit: 0,000



Hyd. Cond., K(h): 1,35E-08 m/sec

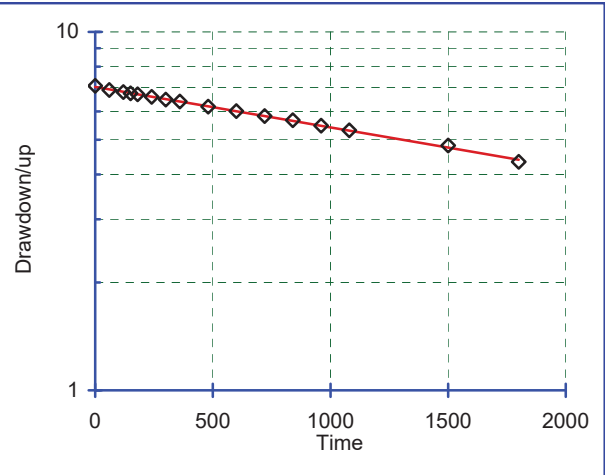
Meas. #	Time seconds	Field Meas. meters	Drawdown/up meters	Line Fit To LN(Yt)	Regression On LN(Yt)
1)	0,00	0,00	7,92	2,069	2,060
2)	60,00	0,16	7,76	2,048	2,049
3)	120,00	0,29	7,63	2,033	2,038
4)	180,00	0,34	7,58	2,026	2,027
5)	240,00	0,41	7,51	2,017	2,016
6)	300,00	0,51	7,41	2,003	2,005
7)	360,00	0,56	7,36	1,996	1,994
8)	480,00	0,73	7,19	1,973	1,971
9)	600,00	0,98	6,94	1,938	1,949
10)	720,00	1,04	6,88	1,929	1,927
11)	840,00	1,20	6,72	1,905	1,904
12)	960,00	1,34	6,58	1,884	1,882
13)	1080,00	1,53	6,39	1,854	1,860
14)	1200,00	1,56	6,36	1,850	1,838
15)	1500,00	2,00	5,92	1,778	1,782

Bouwer & Rice Method for Calculating Hydraulic Conductivity

Project Name: 2007 Slug Test Program
 Client Name: Les Mines OSISKO
 Analysis By: MOuangrawa

Project No.: 07-1221-0028/2200
 Identification: GT-07-02 (161,3-201,8m)
 Run Date: 2008-01-23

Riser Pipe Diameter (effec.): 0,057 meters
 Intake Diameter: 0,076 meters
 Intake Length: 40,5 meters
 Saturated Column Length: 40,5 meters
 Water Table Depth: 7,07 meters
 Aquifer Thickness: 40,5 meters
 Line Fit Starting No.: 1 Min 1 to
 Line Fit Ending No.: 16 Max 16
 Specify Output Units: 4 1 to 9
 Error of Fit: 0,000



Hyd. Cond., K(h): 1,55E-08 m/sec

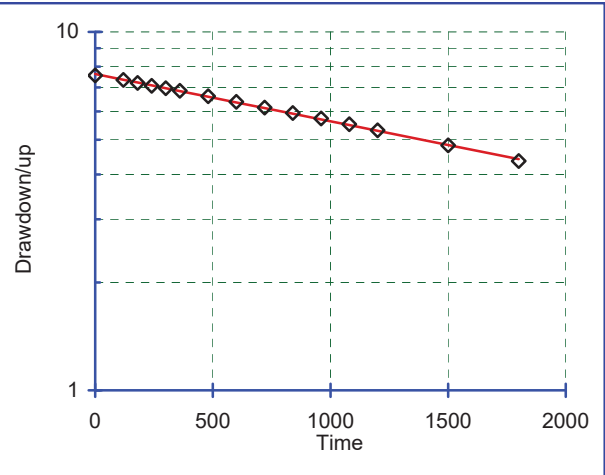
Meas. #	Time seconds	Field Meas. meters	Drawdown/up meters	Line Fit To LN(Yt)	Regression On LN(Yt)
1)	0,00	0,00	7,07	1,956	1,949
2)	60,00	0,18	6,89	1,930	1,933
3)	120,00	0,28	6,79	1,916	1,918
4)	150,00	0,33	6,74	1,908	1,910
5)	180,00	0,37	6,70	1,902	1,902
6)	240,00	0,48	6,59	1,885	1,887
7)	300,00	0,60	6,47	1,868	1,871
8)	360,00	0,68	6,39	1,855	1,855
9)	480,00	0,88	6,19	1,822	1,824
10)	600,00	1,06	6,01	1,794	1,793
11)	720,00	1,25	5,82	1,762	1,762
12)	840,00	1,40	5,67	1,735	1,731
13)	960,00	1,59	5,48	1,700	1,700
14)	1080,00	1,76	5,31	1,670	1,668
15)	1500,00	2,25	4,82	1,572	1,559
16)	1800,00	2,73	4,34	1,468	1,481

Bouwer & Rice Method for Calculating Hydraulic Conductivity

Project Name: 2007 Slug Test Program
 Client Name: Les Mines OSISKO
 Analysis By: MOuangrawa

Project No.: 07-1221-0028/2200
 Identification: GT-07-02 (200,3-240,8m)
 Run Date: 2008-01-23

Riser Pipe Diameter (effec.): 0,057 meters
 Intake Diameter: 0,076 meters
 Intake Length: 40,5 meters
 Saturated Column Length: 40,5 meters
 Water Table Depth: 7,56 meters
 Aquifer Thickness: 40,5 meters
 Line Fit Starting No.: 1 Min 1 to
 Line Fit Ending No.: 15 Max 15
 Specify Output Units: 4 1 to 9
 Error of Fit: 0,000



Hyd. Cond., K(h): 1,81E-08 m/sec

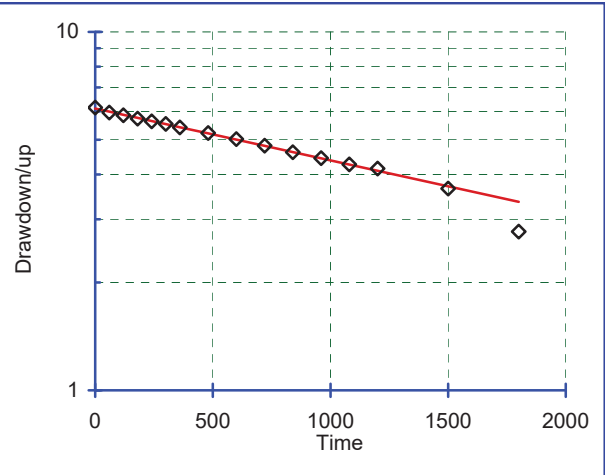
Meas. #	Time seconds	Field Meas. meters	Drawdown/up meters	Line Fit To LN(Yt)	Regression On LN(Yt)
1)	0,00	0,00	7,56	2,023	2,032
2)	120,00	0,22	7,34	1,994	1,996
3)	180,00	0,36	7,20	1,975	1,977
4)	240,00	0,48	7,08	1,957	1,959
5)	300,00	0,60	6,96	1,941	1,941
6)	360,00	0,71	6,85	1,924	1,923
7)	480,00	0,94	6,62	1,889	1,886
8)	600,00	1,18	6,38	1,854	1,850
9)	720,00	1,41	6,15	1,816	1,813
10)	840,00	1,62	5,94	1,782	1,777
11)	960,00	1,83	5,73	1,746	1,740
12)	1080,00	2,04	5,52	1,709	1,704
13)	1200,00	2,24	5,32	1,671	1,667
14)	1500,00	2,74	4,82	1,573	1,576
15)	1800,00	3,20	4,36	1,473	1,485

Bouwer & Rice Method for Calculating Hydraulic Conductivity

Project Name: 2007 Slug Test Program
 Client Name: Les Mines OSISKO
 Analysis By: MOuangrawa

Project No.: 07-1221-0028/2200
 Identification: GT-07-02 (239,3-279,8m)
 Run Date: 2008-01-25

Riser Pipe Diameter (effec.): 0,057 meters
 Intake Diameter: 0,076 meters
 Intake Length: 40,5 meters
 Saturated Column Length: 40,5 meters
 Water Table Depth: 6,15 meters
 Aquifer Thickness: 40,5 meters
 Line Fit Starting No.: 1 Min 1 to
 Line Fit Ending No.: 15 Max 16
 Specify Output Units: 4 1 to 9
 Error of Fit: 0,001



Hyd. Cond., K(h): 1,98E-08 m/sec

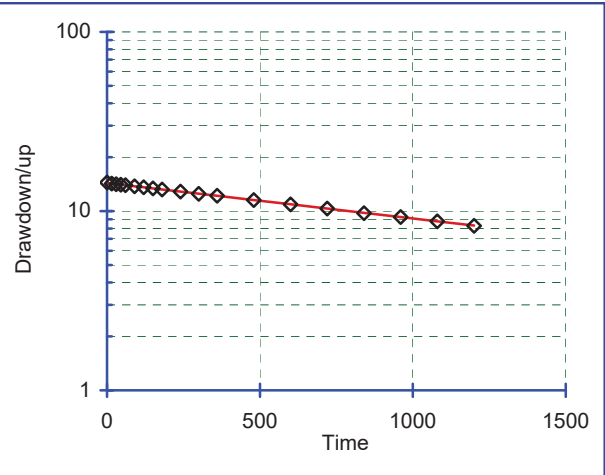
Meas. #	Time seconds	Field Meas. meters	Drawdown/up meters	Line Fit To LN(Yt)	Regression On LN(Yt)
1)	0,00	0,00	6,15	1,816	1,810
2)	60,00	0,19	5,96	1,785	1,790
3)	120,00	0,29	5,86	1,767	1,770
4)	180,00	0,42	5,73	1,745	1,750
5)	240,00	0,52	5,63	1,728	1,730
6)	300,00	0,61	5,54	1,711	1,710
7)	360,00	0,74	5,41	1,689	1,690
8)	480,00	0,93	5,22	1,653	1,650
9)	600,00	1,13	5,02	1,614	1,610
10)	720,00	1,33	4,82	1,572	1,570
11)	840,00	1,53	4,62	1,530	1,530
12)	960,00	1,71	4,44	1,492	1,491
13)	1080,00	1,88	4,27	1,452	1,451
14)	1200,00	1,99	4,16	1,425	1,411
15)	1500,00	2,49	3,66	1,296	1,311
16)	1800,00	3,38	2,77	1,020	1,211

Bouwer & Rice Method for Calculating Hydraulic Conductivity

Project Name: 2007 Slug Test Program
 Client Name: Les Mines OSISKO
 Analysis By: MOuangrawa

Project No.: 07-1221-0028/2200
 Identification: GT-07-03 (8,5-14.5m)
 Run Date: 2008-01-29

Riser Pipe Diameter (effec.): 0,057 meters
 Intake Diameter: 0,076 meters
 Intake Length: 6 meters
 Saturated Column Length: 6 meters
 Water Table Depth: 14,44 meters
 Aquifer Thickness: 6 meters
 Line Fit Starting No.: 2 Min 1 to
 Line Fit Ending No.: 7 Max 19
 Specify Output Units: 4 1 to 9
 Error of Fit: 0,000



Hyd. Cond., K(h): 1,22E-07 m/sec

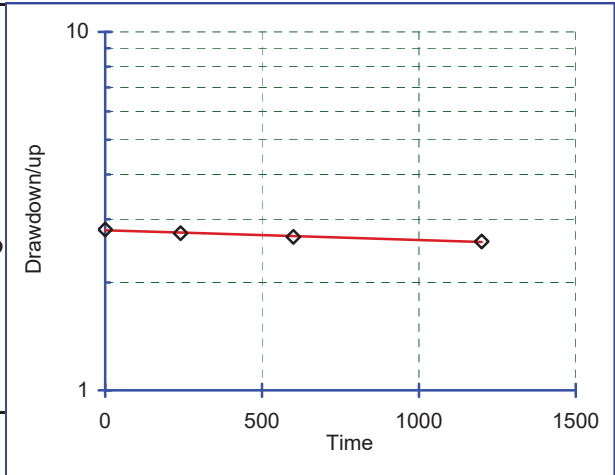
Meas. #	Time seconds	Field Meas. meters	Drawdown/up meters	Line Fit To LN(Yt)	Regression On LN(Yt)
1)	0,00	0,00	14,44	2,670	2,663
2)	15,00	0,19	14,25	2,657	2,656
3)	30,00	0,30	14,14	2,649	2,649
4)	45,00	0,39	14,05	2,643	2,643
5)	60,00	0,48	13,96	2,636	2,636
6)	90,00	0,68	13,76	2,622	2,622
7)	120,00	0,86	13,58	2,609	2,608
8)	150,00	1,04	13,40	2,595	2,595
9)	180,00	1,24	13,20	2,581	2,581
10)	240,00	1,59	12,85	2,553	2,554
11)	300,00	1,95	12,49	2,525	2,527
12)	360,00	2,26	12,18	2,500	2,499
13)	480,00	2,92	11,52	2,444	2,445
14)	600,00	3,53	10,91	2,389	2,390
15)	720,00	4,11	10,33	2,335	2,335
16)	840,00	4,71	9,73	2,276	2,281
17)	960,00	5,18	9,26	2,226	2,226
18)	1080,00	5,67	8,77	2,171	2,172
19)	1200,00	6,16	8,28	2,114	2,117

Bouwer & Rice Method for Calculating Hydraulic Conductivity

Project Name: 2007 Slug Test Program
 Client Name: Les Mines OSISKO
 Analysis By: MOuangrawa

Project No.: 07-1221-0028/2200
 Identification: GT-07-03 (17,4-23,4m)
 Run Date: 2008-01-29

Riser Pipe Diameter (effec.): 0,057 meters
 Intake Diameter: 0,076 meters
 Intake Length: 6 meters
 Saturated Column Length: 6 meters
 Water Table Depth: 2,81 meters
 Aquifer Thickness: 6 meters
 Line Fit Starting No.: 1 Min 1 to
 Line Fit Ending No.: 4 Max 4
 Specify Output Units: 4 1 to 9
 Error of Fit: 0,000



Hyd. Cond., K(h): 1,68E-08 m/sec

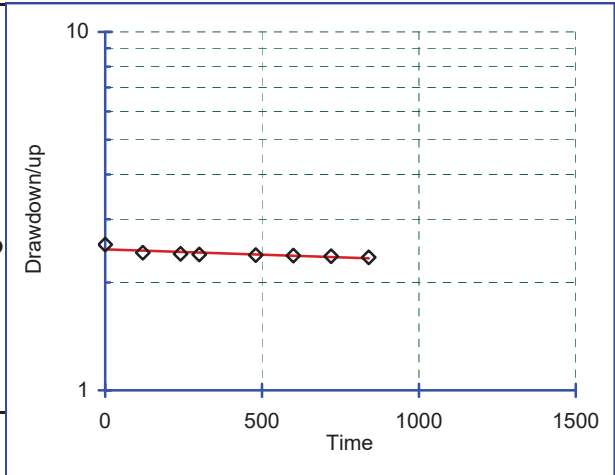
Meas. #	Time seconds	Field Meas. meters	Drawdown/up meters	Line Fit To LN(Yt)	Regression On LN(Yt)
1)	0,00	0,00	2,81	1,033	1,028
2)	240,00	0,07	2,74	1,010	1,013
3)	600,00	0,13	2,68	0,986	0,990
4)	1200,00	0,21	2,60	0,956	0,953

Bouwer & Rice Method for Calculating Hydraulic Conductivity

Project Name: 2007 Slug Test Program
 Client Name: Les Mines OSISKO
 Analysis By: MOuangrawa

Project No.: 07-1221-0028/2200
 Identification: GT-07-03 (32,4-38,4m)
 Run Date: 2008-01-29

Riser Pipe Diameter (effec.): 0,057 meters
 Intake Diameter: 0,076 meters
 Intake Length: 6 meters
 Saturated Column Length: 6 meters
 Water Table Depth: 2,55 meters
 Aquifer Thickness: 6 meters
 Line Fit Starting No.: 1 Min 1 to
 Line Fit Ending No.: 8 Max 8
 Specify Output Units: 4 1 to 9
 Error of Fit: 0,002



Hyd. Cond., K(h): 1,87E-08 m/sec

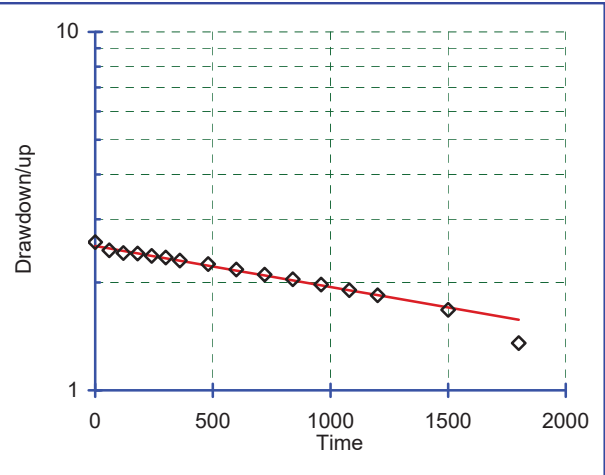
Meas. #	Time seconds	Field Meas. meters	Drawdown/up meters	Line Fit To LN(Yt)	Regression On LN(Yt)
1)	0,00	0,00	2,55	0,936	0,906
2)	120,00	0,13	2,42	0,884	0,898
3)	240,00	0,15	2,40	0,876	0,889
4)	300,00	0,16	2,39	0,873	0,885
5)	480,00	0,17	2,38	0,869	0,873
6)	600,00	0,17	2,38	0,865	0,864
7)	720,00	0,18	2,37	0,862	0,856
8)	840,00	0,20	2,35	0,854	0,848

Bouwer & Rice Method for Calculating Hydraulic Conductivity

Project Name: 2007 Slug Test Program
 Client Name: Les Mines OSISKO
 Analysis By: MOuangrawa

Project No.: 07-1221-0028/2200
 Identification: GT-07-03 (44,4-50,4m)
 Run Date: 2008-01-29

Riser Pipe Diameter (effec.): 0,057 meters
 Intake Diameter: 0,076 meters
 Intake Length: 6 meters
 Saturated Column Length: 6 meters
 Water Table Depth: 2,59 meters
 Aquifer Thickness: 6 meters
 Line Fit Starting No.: 2 Min 1 to
 Line Fit Ending No.: 15 Max 16
 Specify Output Units: 4 1 to 9
 Error of Fit: 0,001



Hyd. Cond., K(h): 7,07E-08 m/sec

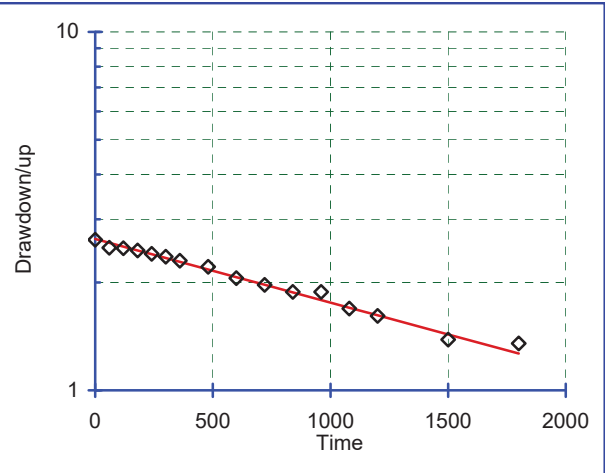
Meas. #	Time seconds	Field Meas. meters	Drawdown/up meters	Line Fit To LN(Yt)	Regression On LN(Yt)
1)	0,00	0,00	2,59	0,952	0,927
2)	60,00	0,13	2,46	0,900	0,911
3)	120,00	0,17	2,42	0,882	0,896
4)	180,00	0,18	2,41	0,879	0,880
5)	240,00	0,22	2,37	0,864	0,864
6)	300,00	0,24	2,35	0,853	0,848
7)	360,00	0,29	2,30	0,834	0,832
8)	480,00	0,34	2,25	0,811	0,801
9)	600,00	0,42	2,17	0,776	0,769
10)	720,00	0,49	2,10	0,743	0,738
11)	840,00	0,55	2,04	0,714	0,706
12)	960,00	0,62	1,97	0,679	0,674
13)	1080,00	0,69	1,90	0,643	0,643
14)	1200,00	0,75	1,84	0,611	0,611
15)	1500,00	0,91	1,68	0,517	0,532
16)	1800,00	1,24	1,35	0,304	0,453

Bouwer & Rice Method for Calculating Hydraulic Conductivity

Project Name: 2007 Slug Test Program
 Client Name: Les Mines OSISKO
 Analysis By: MOuangrawa

Project No.: 07-1221-0028/2200
 Identification: GT-07-03 (59,4-65,4m)
 Run Date: 2008-01-29

Riser Pipe Diameter (effec.): 0,057 meters
 Intake Diameter: 0,076 meters
 Intake Length: 6 meters
 Saturated Column Length: 6 meters
 Water Table Depth: 2,63 meters
 Aquifer Thickness: 6 meters
 Line Fit Starting No.: 2 Min 1 to
 Line Fit Ending No.: 15 Max 16
 Specify Output Units: 4 1 to 9
 Error of Fit: 0,006



Hyd. Cond., K(h): 1,10E-07 m/sec

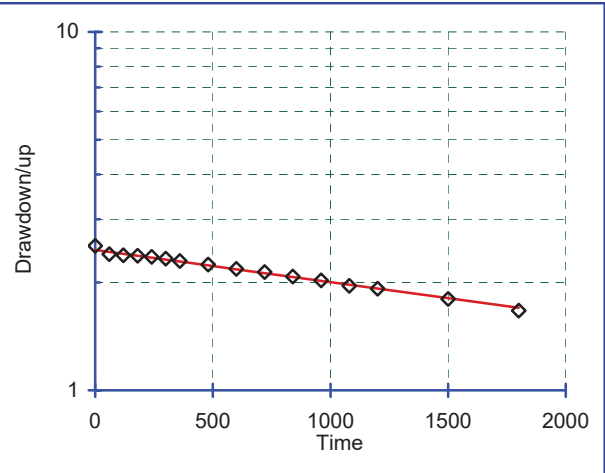
Meas. #	Time seconds	Field Meas. meters	Drawdown/up meters	Line Fit To LN(Yt)	Regression On LN(Yt)
1)	0,00	0,00	2,63	0,967	0,973
2)	60,00	0,13	2,50	0,916	0,948
3)	120,00	0,14	2,49	0,913	0,923
4)	180,00	0,17	2,46	0,899	0,899
5)	240,00	0,23	2,40	0,877	0,874
6)	300,00	0,27	2,36	0,859	0,850
7)	360,00	0,33	2,30	0,833	0,825
8)	480,00	0,42	2,21	0,794	0,776
9)	600,00	0,57	2,06	0,721	0,727
10)	720,00	0,66	1,97	0,677	0,678
11)	840,00	0,75	1,88	0,632	0,629
12)	960,00	0,75	1,88	0,632	0,580
13)	1080,00	0,94	1,69	0,525	0,531
14)	1200,00	1,02	1,61	0,478	0,482
15)	1500,00	1,24	1,39	0,326	0,359
16)	1800,00	1,28	1,35	0,301	0,236

Bouwer & Rice Method for Calculating Hydraulic Conductivity

Project Name: 2007 Slug Test Program
 Client Name: Les Mines OSISKO
 Analysis By: MOuangrawa

Project No.: 07-1221-0028/2200
 Identification: GT-07-03 (74,4-80,4m)
 Run Date: 2008-01-30

Riser Pipe Diameter (effec.): 0,057 meters
 Intake Diameter: 0,076 meters
 Intake Length: 6 meters
 Saturated Column Length: 6 meters
 Water Table Depth: 2,53 meters
 Aquifer Thickness: 6 meters
 Line Fit Starting No.: 2 Min 1 to
 Line Fit Ending No.: 15 Max 16
 Specify Output Units: 4 1 to 9
 Error of Fit: 0,001



Hyd. Cond., K(h): 5,54E-08 m/sec

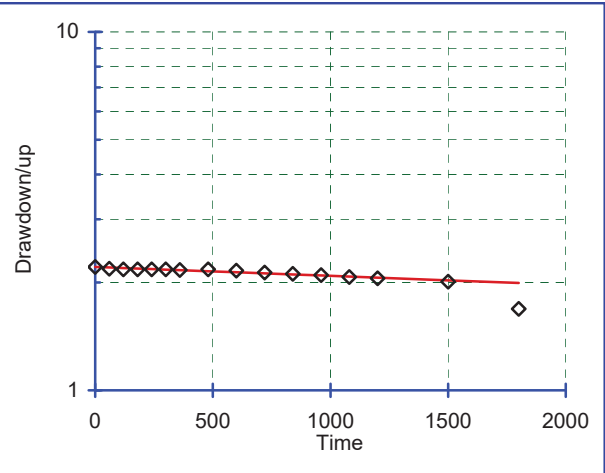
Meas. #	Time seconds	Field Meas. meters	Drawdown/up meters	Line Fit To LN(Yt)	Regression On LN(Yt)
1)	0,00	0,00	2,53	0,928	0,901
2)	60,00	0,13	2,40	0,875	0,889
3)	120,00	0,15	2,38	0,868	0,877
4)	180,00	0,16	2,37	0,864	0,864
5)	240,00	0,17	2,36	0,857	0,852
6)	300,00	0,20	2,33	0,846	0,839
7)	360,00	0,23	2,30	0,831	0,827
8)	480,00	0,29	2,24	0,808	0,802
9)	600,00	0,35	2,18	0,780	0,778
10)	720,00	0,39	2,14	0,760	0,753
11)	840,00	0,45	2,08	0,731	0,728
12)	960,00	0,50	2,03	0,706	0,703
13)	1080,00	0,57	1,96	0,671	0,679
14)	1200,00	0,61	1,92	0,653	0,654
15)	1500,00	0,73	1,80	0,587	0,592
16)	1800,00	0,86	1,67	0,512	0,530

Bouwer & Rice Method for Calculating Hydraulic Conductivity

Project Name: 2007 Slug Test Program
 Client Name: Les Mines OSISKO
 Analysis By: MOuangrawa

Project No.: 07-1221-0028/2200
 Identification: GT-07-03 (86,4-92,4m)
 Run Date: 2008-01-30

Riser Pipe Diameter (effec.): 0,057 meters
 Intake Diameter: 0,076 meters
 Intake Length: 6 meters
 Saturated Column Length: 6 meters
 Water Table Depth: 2,21 meters
 Aquifer Thickness: 6 meters
 Line Fit Starting No.: 2 Min 1 to
 Line Fit Ending No.: 15 Max 16
 Specify Output Units: 4 1 to 9
 Error of Fit: 0,001



Hyd. Cond., K(h): 1,54E-08 m/sec

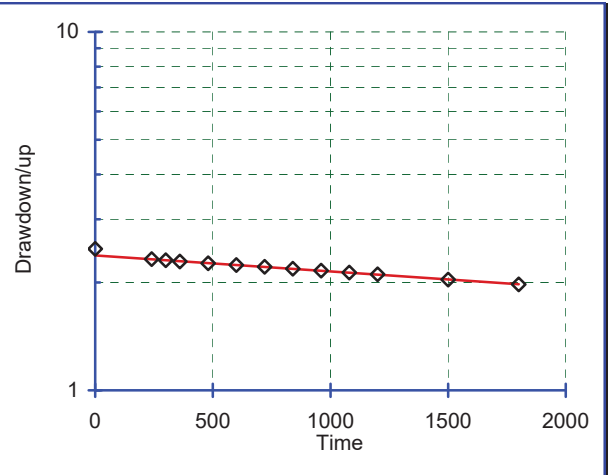
Meas. #	Time seconds	Field Meas. meters	Drawdown/up meters	Line Fit To LN(Yt)	Regression On LN(Yt)
1)	0,00	0,00	2,21	0,793	0,793
2)	60,00	0,03	2,18	0,781	0,789
3)	120,00	0,03	2,18	0,777	0,786
4)	180,00	0,03	2,18	0,777	0,782
5)	240,00	0,03	2,18	0,777	0,779
6)	300,00	0,03	2,18	0,777	0,775
7)	360,00	0,04	2,17	0,773	0,772
8)	480,00	0,03	2,18	0,777	0,765
9)	600,00	0,05	2,16	0,769	0,758
10)	720,00	0,08	2,13	0,757	0,751
11)	840,00	0,10	2,11	0,749	0,744
12)	960,00	0,11	2,10	0,740	0,738
13)	1080,00	0,14	2,07	0,728	0,731
14)	1200,00	0,16	2,05	0,719	0,724
15)	1500,00	0,20	2,01	0,698	0,707
16)	1800,00	0,52	1,69	0,524	0,689

Bouwer & Rice Method for Calculating Hydraulic Conductivity

Project Name: 2007 Slug Test Program
 Client Name: Les Mines OSISKO
 Analysis By: MOuangrawa

Project No.: 07-1221-0028/2200
 Identification: GT-07-03 (98,4-104,4m)
 Run Date: 2008-01-30

Riser Pipe Diameter (effec.):	0,057 meters
Intake Diameter:	0,076 meters
Intake Length:	6 meters
Saturated Column Length:	6 meters
Water Table Depth:	2,48 meters
Aquifer Thickness:	6 meters
Line Fit Starting No.:	2 Min 1 to
Line Fit Ending No.:	13 Max 13
Specify Output Units:	4 1 to 9
Error of Fit:	0,000



Hyd. Cond., K(h): 2,76E-08 m/sec

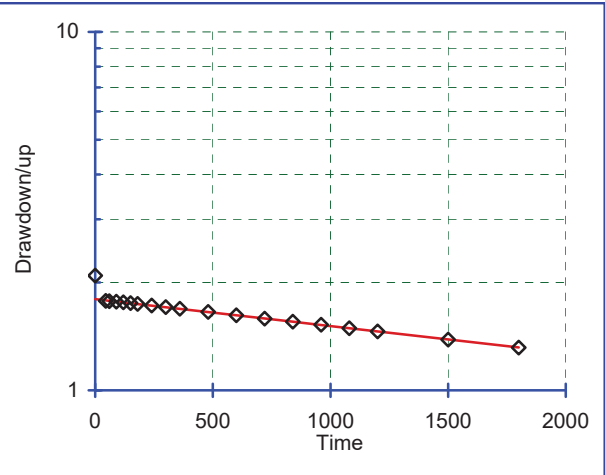
Meas. #	Time seconds	Field Meas. meters	Drawdown/up meters	Line Fit To LN(Yt)	Regression On LN(Yt)
1)	0,00	0,00	2,48	0,908	0,867
2)	240,00	0,16	2,32	0,843	0,842
3)	300,00	0,17	2,31	0,836	0,836
4)	360,00	0,19	2,29	0,828	0,830
5)	480,00	0,22	2,26	0,816	0,817
6)	600,00	0,24	2,24	0,805	0,805
7)	720,00	0,27	2,21	0,793	0,793
8)	840,00	0,30	2,18	0,781	0,780
9)	960,00	0,32	2,16	0,769	0,768
10)	1080,00	0,35	2,13	0,757	0,756
11)	1200,00	0,37	2,11	0,745	0,743
12)	1500,00	0,44	2,04	0,711	0,713
13)	1800,00	0,50	1,98	0,681	0,682

Bouwer & Rice Method for Calculating Hydraulic Conductivity

Project Name: 2007 Slug Test Program
 Client Name: Les Mines OSISKO
 Analysis By: MOuangrawa

Project No.: 07-1221-0028/2200
 Identification: GT-07-03 (119,3-125,3m)
 Run Date: 2008-01-30

Riser Pipe Diameter (effec.): 0,057 meters
 Intake Diameter: 0,076 meters
 Intake Length: 6 meters
 Saturated Column Length: 6 meters
 Water Table Depth: 2,09 meters
 Aquifer Thickness: 6 meters
 Line Fit Starting No.: 2 Min 1 to
 Line Fit Ending No.: 19 Max 19
 Specify Output Units: 4 1 to 9
 Error of Fit: 0,000



Hyd. Cond., K(h): 4,63E-08 m/sec

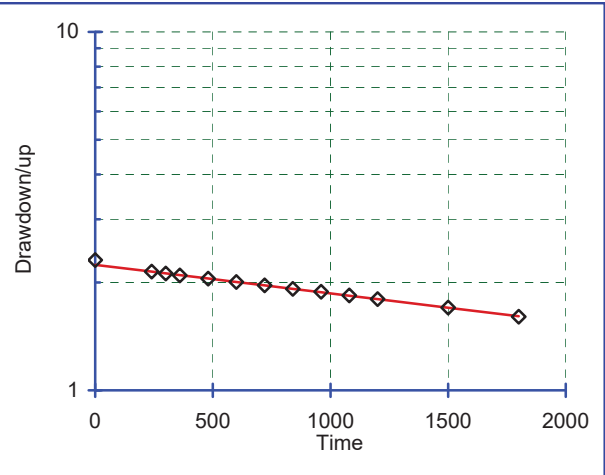
Meas. #	Time seconds	Field Meas. meters	Drawdown/up meters	Line Fit To LN(Yt)	Regression On LN(Yt)
1)	0,00	0,00	2,09	0,737	0,585
2)	45,00	0,31	1,78	0,575	0,578
3)	60,00	0,32	1,77	0,572	0,575
4)	90,00	0,32	1,77	0,570	0,570
5)	120,00	0,33	1,76	0,565	0,565
6)	150,00	0,34	1,75	0,560	0,560
7)	180,00	0,35	1,74	0,555	0,554
8)	240,00	0,37	1,72	0,545	0,544
9)	300,00	0,38	1,71	0,535	0,534
10)	360,00	0,40	1,69	0,525	0,523
11)	480,00	0,44	1,66	0,504	0,503
12)	600,00	0,47	1,62	0,483	0,482
13)	720,00	0,50	1,59	0,461	0,461
14)	840,00	0,54	1,55	0,441	0,441
15)	960,00	0,57	1,52	0,422	0,420
16)	1080,00	0,60	1,49	0,399	0,399
17)	1200,00	0,63	1,46	0,378	0,379
18)	1500,00	0,70	1,39	0,326	0,327
19)	1800,00	0,77	1,32	0,274	0,275

Bouwer & Rice Method for Calculating Hydraulic Conductivity

Project Name: 2007 Slug Test Program
 Client Name: Les Mines OSISKO
 Analysis By: MOuangrawa

Project No.: 07-1221-0028/2200
 Identification: GT-07-03 (149,3-155,3m)
 Run Date: 2008-01-30

Riser Pipe Diameter (effec.):	0,057 meters
Intake Diameter:	0,076 meters
Intake Length:	6 meters
Saturated Column Length:	6 meters
Water Table Depth:	2,31 meters
Aquifer Thickness:	6 meters
Line Fit Starting No.:	2 Min 1 to
Line Fit Ending No.:	13 Max 13
Specify Output Units:	4 1 to 9
Error of Fit:	0,000



Hyd. Cond., K(h): 4,93E-08 m/sec

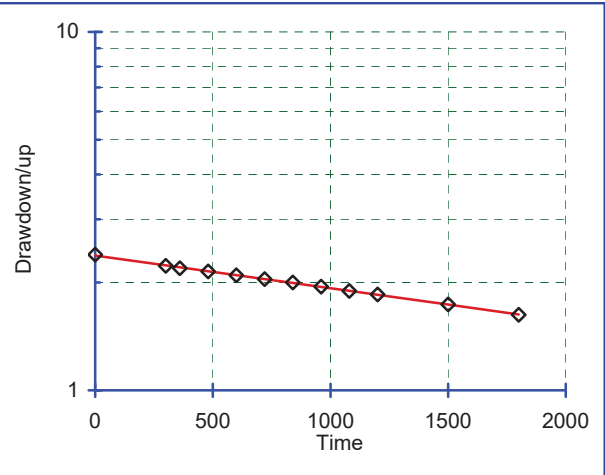
Meas. #	Time seconds	Field Meas. meters	Drawdown/up meters	Line Fit To LN(Yt)	Regression On LN(Yt)
1)	0,00	0,00	2,31	0,837	0,806
2)	240,00	0,17	2,14	0,763	0,762
3)	300,00	0,19	2,12	0,751	0,751
4)	360,00	0,22	2,09	0,738	0,740
5)	480,00	0,26	2,05	0,717	0,718
6)	600,00	0,30	2,01	0,696	0,696
7)	720,00	0,35	1,96	0,674	0,674
8)	840,00	0,39	1,92	0,652	0,652
9)	960,00	0,43	1,88	0,633	0,630
10)	1080,00	0,47	1,84	0,610	0,608
11)	1200,00	0,51	1,80	0,586	0,586
12)	1500,00	0,61	1,70	0,531	0,531
13)	1800,00	0,70	1,61	0,473	0,476

Bouwer & Rice Method for Calculating Hydraulic Conductivity

Project Name: 2007 Slug Test Program
 Client Name: Les Mines OSISKO
 Analysis By: MOuangrawa

Project No.: 07-1221-0028/2200
 Identification: GT-07-03 (167,3-173,3m)
 Run Date: 2008-01-30

Riser Pipe Diameter (effec.):	0,057 meters
Intake Diameter:	0,076 meters
Intake Length:	6 meters
Saturated Column Length:	6 meters
Water Table Depth:	2,39 meters
Aquifer Thickness:	6 meters
Line Fit Starting No.:	1 Min 1 to
Line Fit Ending No.:	12 Max 12
Specify Output Units:	4 1 to 9
Error of Fit:	0,000



Hyd. Cond., K(h): 5,64E-08 m/sec

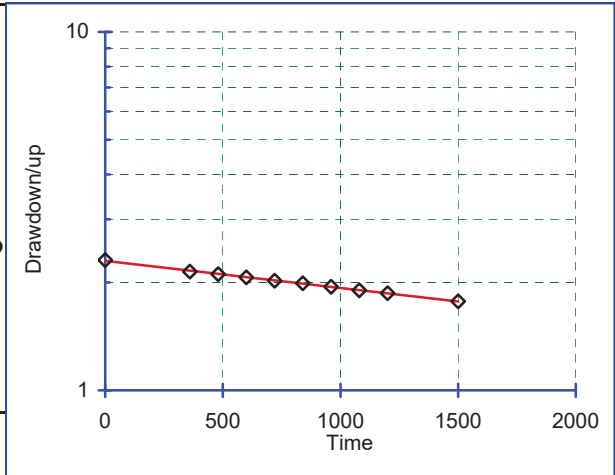
Meas. #	Time seconds	Field Meas. meters	Drawdown/up meters	Line Fit To LN(Yt)	Regression On LN(Yt)
1)	0,00	0,00	2,39	0,871	0,866
2)	300,00	0,17	2,22	0,800	0,803
3)	360,00	0,20	2,19	0,784	0,790
4)	480,00	0,24	2,15	0,764	0,765
5)	600,00	0,30	2,09	0,739	0,740
6)	720,00	0,35	2,04	0,714	0,714
7)	840,00	0,39	2,00	0,692	0,689
8)	960,00	0,44	1,95	0,666	0,664
9)	1080,00	0,50	1,89	0,639	0,639
10)	1200,00	0,54	1,85	0,616	0,614
11)	1500,00	0,65	1,74	0,552	0,551
12)	1800,00	0,77	1,62	0,485	0,488

Bouwer & Rice Method for Calculating Hydraulic Conductivity

Project Name: 2007 Slug Test Program
 Client Name: Les Mines OSISKO
 Analysis By: MOuangrawa

Project No.: 07-1221-0028/2200
 Identification: GT-07-03 (197,3-203,3m)
 Run Date: 2008-01-30

Riser Pipe Diameter (effec.): 0,057 meters
 Intake Diameter: 0,076 meters
 Intake Length: 6 meters
 Saturated Column Length: 6 meters
 Water Table Depth: 2,31 meters
 Aquifer Thickness: 6 meters
 Line Fit Starting No.: 1 Min 1 to
 Line Fit Ending No.: 10 Max 10
 Specify Output Units: 4 1 to 9
 Error of Fit: 0,000



Hyd. Cond., K(h): 4,68E-08 m/sec

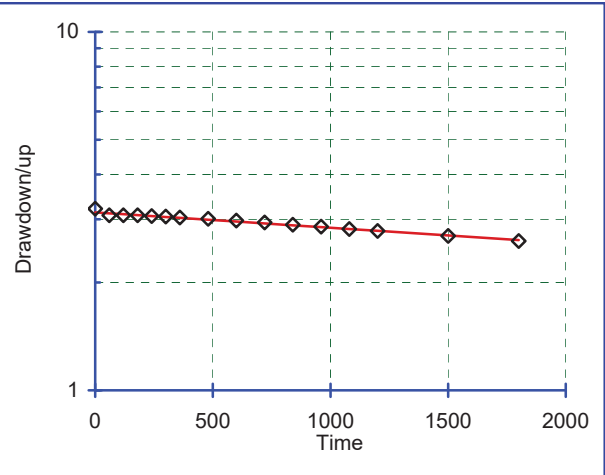
Meas. #	Time seconds	Field Meas. meters	Drawdown/up meters	Line Fit To LN(Yt)	Regression On LN(Yt)
1)	0,00	0,00	2,31	0,837	0,832
2)	360,00	0,17	2,14	0,763	0,769
3)	480,00	0,20	2,11	0,747	0,748
4)	600,00	0,24	2,07	0,726	0,727
5)	720,00	0,29	2,02	0,705	0,706
6)	840,00	0,32	1,99	0,687	0,685
7)	960,00	0,37	1,94	0,665	0,664
8)	1080,00	0,41	1,90	0,642	0,643
9)	1200,00	0,44	1,87	0,624	0,623
10)	1500,00	0,54	1,77	0,571	0,570

Bouwer & Rice Method for Calculating Hydraulic Conductivity

Project Name: 2007 Slug Test Program
 Client Name: Les Mines OSISKO
 Analysis By: MOuangrawa

Project No.: 07-1221-0028/2200
 Identification: GT-07-03 (203,3-225,8m)
 Run Date: 2008-01-30

Riser Pipe Diameter (effec.):	0,057 meters
Intake Diameter:	0,076 meters
Intake Length:	23 meters
Saturated Column Length:	23 meters
Water Table Depth:	3,21 meters
Aquifer Thickness:	23 meters
Line Fit Starting No.:	2 Min 1 to
Line Fit Ending No.:	16 Max 16
Specify Output Units:	4 1 to 9
Error of Fit:	0,000



Hyd. Cond., K(h): 9,23E-09 m/sec

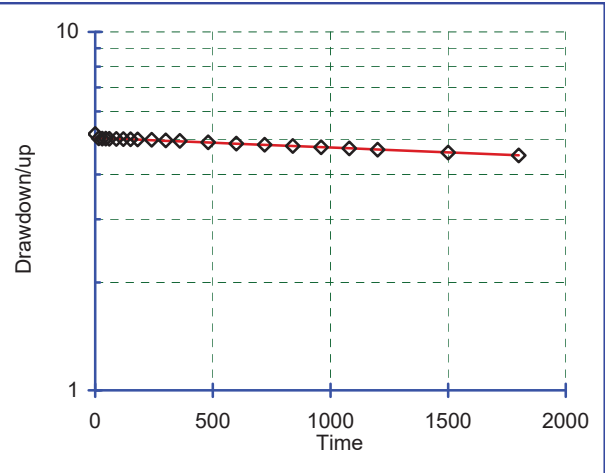
Meas. #	Time seconds	Field Meas. meters	Drawdown/up meters	Line Fit To LN(Yt)	Regression On LN(Yt)
1)	0,00	0,00	3,21	1,166	1,143
2)	60,00	0,13	3,08	1,125	1,137
3)	120,00	0,13	3,08	1,125	1,131
4)	180,00	0,13	3,08	1,125	1,125
5)	240,00	0,15	3,06	1,119	1,120
6)	300,00	0,16	3,05	1,116	1,114
7)	360,00	0,17	3,04	1,111	1,108
8)	480,00	0,20	3,01	1,102	1,096
9)	600,00	0,23	2,98	1,090	1,084
10)	720,00	0,27	2,94	1,079	1,072
11)	840,00	0,31	2,90	1,064	1,060
12)	960,00	0,35	2,86	1,052	1,048
13)	1080,00	0,39	2,82	1,036	1,037
14)	1200,00	0,43	2,78	1,024	1,025
15)	1500,00	0,51	2,70	0,992	0,995
16)	1800,00	0,60	2,61	0,959	0,965

Bouwer & Rice Method for Calculating Hydraulic Conductivity

Project Name: 2007 Slug Test Program
 Client Name: Les Mines OSISKO
 Analysis By: MOuangrawa

Project No.: 07-1221-0028 2000 2400
 Identification: GT-07-04 (35,7-41,7m)
 Run Date: 2008-01-07

Riser Pipe Diameter (effec.): 0,057 meters
 Intake Diameter: 0,076 meters
 Intake Length: 6 meters
 Saturated Column Length: 6 meters
 Water Table Depth: 5,19 meters
 Aquifer Thickness: 6 meters
 Line Fit Starting No.: 2 Min 1 to
 Line Fit Ending No.: 19 Max 21
 Specify Output Units: 4 1 to 9
 Error of Fit: 0,000



Hyd. Cond., K(h): 1,66E-08 m/sec

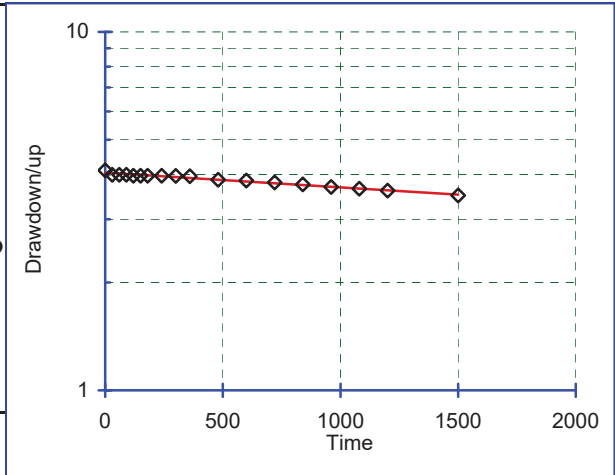
Meas. #	Time seconds	Field Meas. meters	Drawdown/up meters	Line Fit To LN(Yt)	Regression On LN(Yt)
1)	0,00	0,00	5,19	1,647	1,622
2)	15,00	0,14	5,05	1,619	1,621
3)	30,00	0,15	5,04	1,617	1,620
4)	45,00	0,15	5,04	1,617	1,619
5)	60,00	0,16	5,03	1,615	1,618
6)	90,00	0,16	5,03	1,615	1,616
7)	120,00	0,17	5,02	1,614	1,614
8)	150,00	0,17	5,02	1,613	1,612
9)	180,00	0,18	5,01	1,612	1,610
10)	240,00	0,19	5,00	1,610	1,607
11)	300,00	0,21	4,98	1,606	1,603
12)	360,00	0,23	4,96	1,602	1,599
13)	480,00	0,27	4,92	1,593	1,592
14)	600,00	0,31	4,88	1,585	1,584
15)	720,00	0,35	4,84	1,577	1,577
16)	840,00	0,39	4,80	1,570	1,570
17)	960,00	0,42	4,77	1,562	1,562
18)	1080,00	0,46	4,73	1,554	1,555
19)	1200,00	0,50	4,69	1,546	1,547
20)	1500,00	0,58	4,61	1,528	1,529
21)	1800,00	0,67	4,52	1,509	1,510

Bouwer & Rice Method for Calculating Hydraulic Conductivity

Project Name: 2007 Slug Test Program
 Client Name: OSISKO
 Analysis By: MOuangrawa

Project No.: 07-1221-0028 2000 2400
 Identification: GT-07-04 (301.5-305,7m)
 Run Date: 2008-01-07

Riser Pipe Diameter (effec.):	0,057 meters
Intake Diameter:	0,076 meters
Intake Length:	6 meters
Saturated Column Length:	6 meters
Water Table Depth:	4,11 meters
Aquifer Thickness:	6 meters
Line Fit Starting No.:	1 Min 1 to
Line Fit Ending No.:	21 Max 18
Specify Output Units:	4 1 to 9
Error of Fit:	0,001



Hyd. Cond., K(h): 2,53E-08 m/sec

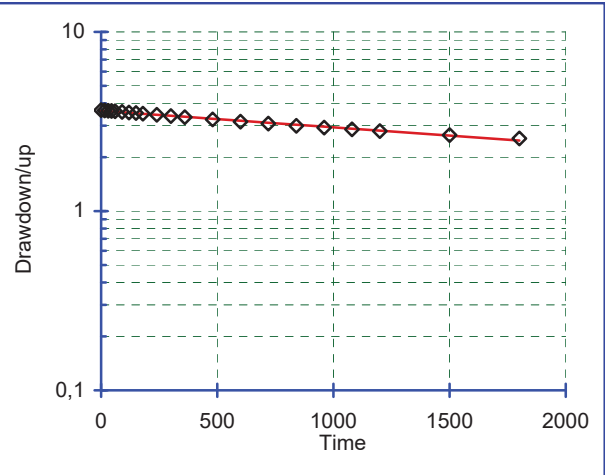
Meas. #	Time seconds	Field Meas. meters	Drawdown/up meters	Line Fit To LN(Yt)	Regression On LN(Yt)
1)	0,00	0,00	4,11	1,413	1,398
2)	30,00	0,12	3,99	1,385	1,396
3)	60,00	0,12	3,99	1,385	1,393
4)	90,00	0,12	3,99	1,385	1,390
5)	120,00	0,14	3,97	1,379	1,387
6)	150,00	0,14	3,97	1,379	1,384
7)	180,00	0,14	3,97	1,379	1,381
8)	240,00	0,14	3,97	1,379	1,376
9)	300,00	0,15	3,96	1,377	1,370
10)	360,00	0,15	3,96	1,375	1,364
11)	480,00	0,24	3,87	1,353	1,353
12)	600,00	0,26	3,85	1,347	1,342
13)	720,00	0,31	3,80	1,335	1,331
14)	840,00	0,36	3,75	1,323	1,319
15)	960,00	0,42	3,69	1,306	1,308
16)	1080,00	0,46	3,65	1,296	1,297
17)	1200,00	0,50	3,61	1,283	1,285
18)	1500,00	0,61	3,50	1,252	1,257

Bouwer & Rice Method for Calculating Hydraulic Conductivity

Project Name: 2007 Slug Test Program
 Client Name: OSISKO
 Analysis By: MOuangrawa

Project No.: 07-1221-0028 2000 2400
 Identification: GT-07-04 (349.5-369m)
 Run Date: 2008-01-07

Riser Pipe Diameter (effec.): 0,057 meters
 Intake Diameter: 0,076 meters
 Intake Length: 19,5 meters
 Saturated Column Length: 19,5 meters
 Water Table Depth: 3,83 meters
 Aquifer Thickness: 19,5 meters
 Line Fit Starting No.: 1 Min 1 to
 Line Fit Ending No.: 21 Max 21
 Specify Output Units: 4 1 to 9
 Error of Fit: 0,002



Hyd. Cond., K(h): 2,26E-08 m/sec

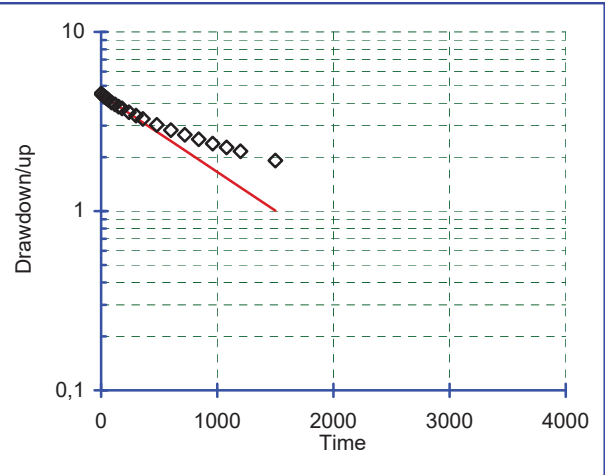
Meas. #	Time seconds	Field Meas. meters	Drawdown/up meters	Line Fit To LN(Yt)	Regression On LN(Yt)
1)	0,00	0,17	3,66	1,298	1,289
2)	15,00	0,19	3,64	1,293	1,286
3)	30,00	0,20	3,63	1,290	1,283
4)	45,00	0,21	3,62	1,287	1,279
5)	60,00	0,22	3,61	1,283	1,276
6)	90,00	0,25	3,58	1,274	1,270
7)	120,00	0,28	3,55	1,266	1,263
8)	150,00	0,31	3,52	1,260	1,257
9)	180,00	0,33	3,50	1,252	1,251
10)	240,00	0,39	3,44	1,237	1,238
11)	300,00	0,44	3,39	1,220	1,225
12)	360,00	0,49	3,34	1,206	1,212
13)	480,00	0,58	3,25	1,178	1,187
14)	600,00	0,68	3,15	1,148	1,161
15)	720,00	0,75	3,08	1,124	1,136
16)	840,00	0,84	2,99	1,096	1,110
17)	960,00	0,90	2,93	1,074	1,085
18)	1080,00	0,97	2,86	1,051	1,059
19)	1200,00	1,03	2,80	1,028	1,034
20)	1500,00	1,18	2,66	0,976	0,970
21)	1800,00	1,29	2,54	0,933	0,906

Bouwer & Rice Method for Calculating Hydraulic Conductivity

Project Name: Packer test
 Client Name: Osisko
 Analysis By: CPednault

Project No.: 07-1221-0028 2000 2400
 Identification: GT-07-05 (8,5-22m)
 Run Date: 2008-01-24

Riser Pipe Diameter (effec.): 0,057 meters
 Intake Diameter: 0,076 meters
 Intake Length: 13,5 meters
 Saturated Column Length: 13,5 meters
 Water Table Depth: 4,88 meters
 Aquifer Thickness: 13,5 meters
 Line Fit Starting No.: 1 Min 1 to
 Line Fit Ending No.: 10 Max 20
 Specify Output Units: 4 1 to 9
 Error of Fit: 0,001



Hyd. Cond., K(h): 1,41E-07 m/sec

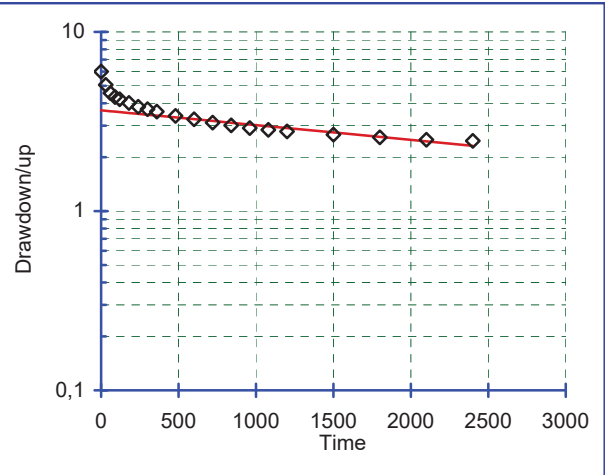
Meas. #	Time seconds	Field Meas. meters	Drawdown/up meters	Line Fit To LN(Yt)	Regression On LN(Yt)
1)	0,00	0,36	4,52	1,509	1,498
2)	15,00	0,45	4,43	1,489	1,483
3)	30,00	0,53	4,35	1,469	1,468
4)	45,00	0,61	4,27	1,451	1,453
5)	60,00	0,69	4,19	1,433	1,438
6)	90,00	0,84	4,04	1,395	1,408
7)	120,00	0,94	3,94	1,372	1,378
8)	150,00	1,05	3,83	1,342	1,348
9)	180,00	1,14	3,74	1,320	1,319
10)	240,00	1,32	3,56	1,271	1,259
11)	300,00	1,47	3,41	1,227	1,199
12)	360,00	1,61	3,27	1,185	1,140
13)	480,00	1,85	3,03	1,109	1,020
14)	600,00	2,05	2,83	1,040	0,901
15)	720,00	2,21	2,67	0,981	0,781
16)	840,00	2,36	2,52	0,924	0,662
17)	960,00	2,50	2,38	0,867	0,543
18)	1080,00	2,62	2,26	0,817	0,423
19)	1200,00	2,72	2,16	0,768	0,304
20)	1500,00	2,96	1,92	0,650	0,005

Bouwer & Rice Method for Calculating Hydraulic Conductivity

Project Name: 2007 Slug Test Program
 Client Name: Les Mines Opinaca Ltée
 Analysis By: Mouangrawa

Project No.: 07-1221-0028/2200
 Identification: GT-07-05 (20,5-34m)
 Run Date: 2008-01-09

Riser Pipe Diameter (effec.):	0,057 meters
Intake Diameter:	0,076 meters
Intake Length:	13,5 meters
Saturated Column Length:	13,5 meters
Water Table Depth:	6 meters
Aquifer Thickness:	13,5 meters
Line Fit Starting No.:	8 Min 1 to
Line Fit Ending No.:	20 Max 20
Specify Output Units:	4 1 to 9
Error of Fit:	0,021



Hyd. Cond., K(h): 2,69E-08 m/sec

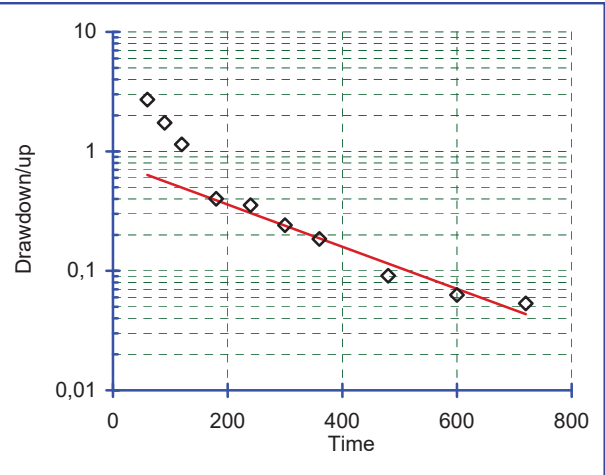
Meas. #	Time seconds	Field Meas. meters	Drawdown/up meters	Line Fit To LN(Yt)	Regression On LN(Yt)
1)	0,00	0,00	6,00	1,792	1,295
2)	30,00	0,94	5,06	1,621	1,289
3)	60,00	1,44	4,56	1,518	1,284
4)	90,00	1,67	4,33	1,465	1,278
5)	120,00	1,80	4,20	1,436	1,272
6)	180,00	1,98	4,02	1,390	1,261
7)	240,00	2,18	3,82	1,340	1,250
8)	300,00	2,29	3,71	1,310	1,238
9)	360,00	2,41	3,59	1,279	1,227
10)	480,00	2,60	3,40	1,223	1,204
11)	600,00	2,74	3,26	1,180	1,181
12)	720,00	2,89	3,11	1,136	1,159
13)	840,00	2,99	3,01	1,102	1,136
14)	960,00	3,09	2,91	1,067	1,113
15)	1080,00	3,16	2,84	1,044	1,090
16)	1200,00	3,21	2,79	1,024	1,067
17)	1500,00	3,33	2,67	0,983	1,011
18)	1800,00	3,42	2,58	0,947	0,954
19)	2100,00	3,50	2,50	0,918	0,897
20)	2400,00	3,53	2,47	0,902	0,840

Bouwer & Rice Method for Calculating Hydraulic Conductivity

Project Name: Packer test
 Client Name: Osisko
 Analysis By: Mgosselin

Project No.: 07-1221-0028 2000 2400
 Identification: GT-07-05 (32,3-48,8m)
 Run Date: 2008-01-09

Riser Pipe Diameter (effec.):	<u>0,057</u>	meters
Intake Diameter:	<u>0,076</u>	meters
Intake Length:	<u>16,5</u>	meters
Saturated Column Length:	<u>16,5</u>	meters
Water Table Depth:	<u>7,43</u>	meters
Aquifer Thickness:	<u>16,5</u>	meters
Line Fit Starting No.:	<u>5</u>	Min 1 to
Line Fit Ending No.:	<u>10</u>	Max 10
Specify Output Units:	<u>4</u>	1 to 9
Error of Fit:	<u>0,135</u>	



Hyd. Cond., K(h): **4,93E-07 m/sec**

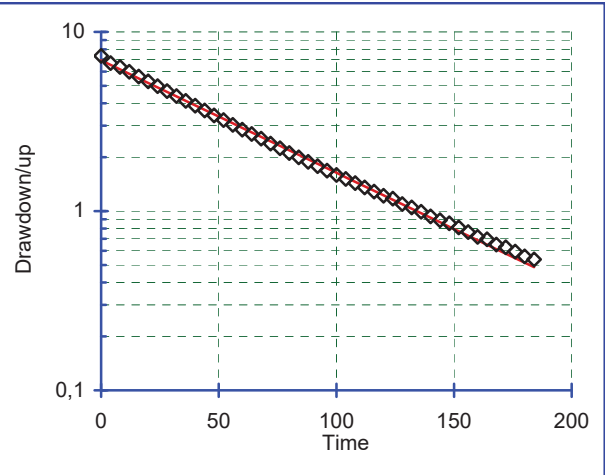
Meas. #	Time seconds	Field Meas. meters	Drawdown/up meters	Line Fit To LN(Yt)	Regression On LN(Yt)
1)	60,00	4,72	2,71	0,998	-0,455
2)	90,00	5,69	1,74	0,551	-0,577
3)	120,00	6,29	1,14	0,134	-0,699
4)	180,00	7,03	0,40	-0,914	-0,943
5)	240,00	7,08	0,35	-1,038	-1,187
6)	300,00	7,19	0,24	-1,422	-1,431
7)	360,00	7,25	0,18	-1,688	-1,674
8)	480,00	7,34	0,09	-2,397	-2,162
9)	600,00	7,37	0,06	-2,768	-2,650
10)	720,00	7,38	0,05	-2,930	-3,138

Bouwer & Rice Method for Calculating Hydraulic Conductivity

Project Name: 2007 Slug Test Program
 Client Name: Les Mines OSISKO
 Analysis By: Mouangrawa

Project No.: 07-1221-0028/2200
 Identification: GT-07-05 (47,3-63,8m)
 Run Date: 2008-01-09

Riser Pipe Diameter (effec.):	0,057 meters
Intake Diameter:	0,076 meters
Intake Length:	16,5 meters
Saturated Column Length:	16,5 meters
Water Table Depth:	10,81 meters
Aquifer Thickness:	16,5 meters
Line Fit Starting No.:	1 Min 1 to
Line Fit Ending No.:	40 Max 47
Specify Output Units:	4 1 to 9
Error of Fit:	0,026



Hyd. Cond., K(h): 1,75E-06 m/sec

Meas. #	Time seconds	Field Meas. meters	Drawdown/up meters	Line Fit To LN(Yt)	Regression On LN(Yt)
1)	0,00	3,47	7,34	1,994	1,936
2)	4,00	4,11	6,70	1,902	1,878
3)	8,00	4,44	6,37	1,852	1,821
4)	12,00	4,82	5,99	1,790	1,763
5)	16,00	5,18	5,63	1,728	1,705
6)	20,00	5,51	5,30	1,668	1,647
7)	24,00	5,83	4,98	1,606	1,590
8)	28,00	6,14	4,67	1,542	1,532
9)	32,00	6,42	4,39	1,478	1,474
10)	36,00	6,69	4,12	1,416	1,416
11)	40,00	6,93	3,88	1,355	1,359
12)	44,00	7,17	3,64	1,293	1,301
13)	48,00	7,39	3,42	1,230	1,243
14)	52,00	7,59	3,22	1,169	1,185
15)	56,00	7,78	3,03	1,108	1,128
16)	60,00	7,96	2,85	1,047	1,070
17)	64,00	8,12	2,69	0,991	1,012
18)	68,00	8,27	2,54	0,931	0,954
19)	72,00	8,43	2,38	0,867	0,897
20)	76,00	8,57	2,24	0,808	0,839
21)	80,00	8,70	2,11	0,747	0,781
22)	84,00	8,81	2,00	0,692	0,723
23)	88,00	8,93	1,88	0,634	0,666

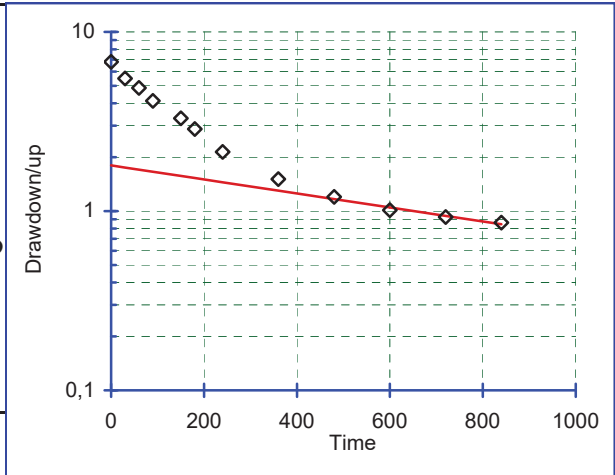
24)	92,00	9,03	1,78		0,579	0,608
25)	96,00	9,13	1,68		0,520	0,550
26)	100,00	9,22	1,59		0,464	0,492
27)	104,00	9,30	1,51		0,414	0,435
28)	108,00	9,38	1,43		0,360	0,377
29)	112,00	9,46	1,35		0,303	0,319
30)	116,00	9,52	1,29		0,252	0,261
31)	120,00	9,59	1,22		0,197	0,204
32)	124,00	9,64	1,17		0,160	0,146
33)	128,00	9,72	1,09		0,089	0,088
34)	132,00	9,76	1,05		0,048	0,030
35)	136,00	9,82	0,99		-0,008	-0,027
36)	140,00	9,88	0,93		-0,068	-0,085
37)	144,00	9,92	0,89		-0,117	-0,143
38)	148,00	9,95	0,86		-0,157	-0,201
39)	152,00	10,00	0,81		-0,210	-0,258
40)	156,00	10,05	0,76		-0,269	-0,316
41)	160,00	10,09	0,72		-0,331	-0,374
42)	164,00	10,11	0,70		-0,362	-0,432
43)	168,00	10,16	0,65		-0,429	-0,489
44)	172,00	10,18	0,63		-0,466	-0,547
45)	176,00	10,22	0,59		-0,521	-0,605
46)	180,00	10,25	0,56		-0,581	-0,663
47)	184,00	10,27	0,54		-0,622	-0,720

Bouwer & Rice Method for Calculating Hydraulic Conductivity

Project Name: 2007 Slug Test Program
 Client Name: Les Mines OSISKO
 Analysis By: MOuangrawa

Project No.: 07-1221-0028/2200
 Identification: GT-07-05 (62,5-79m)
 Run Date: 2008-01-10

Riser Pipe Diameter (effec.): 0,057 meters
 Intake Diameter: 0,076 meters
 Intake Length: 16,5 meters
 Saturated Column Length: 16,5 meters
 Water Table Depth: 6,81 meters
 Aquifer Thickness: 16,5 meters
 Line Fit Starting No.: 9 Min 1 to
 Line Fit Ending No.: 12 Max 12
 Specify Output Units: 4 1 to 9
 Error of Fit: 0,003



Hyd. Cond., K(h): 1,09E-07 m/sec

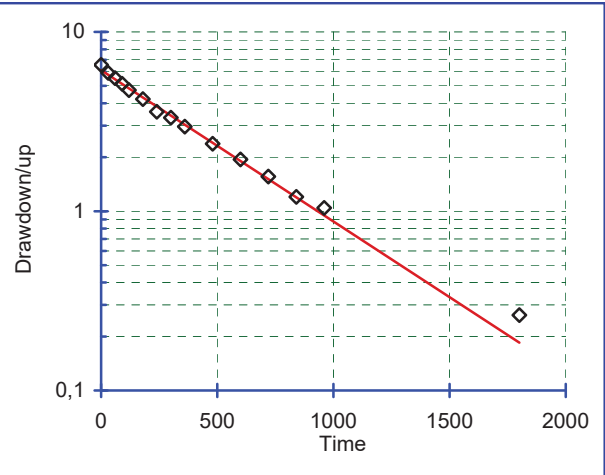
Meas. #	Time seconds	Field Meas. meters	Drawdown/up meters	Line Fit To LN(Yt)	Regression On LN(Yt)
1)	0,00	0,00	6,81	1,918	0,587
2)	30,00	1,32	5,49	1,704	0,560
3)	60,00	1,94	4,87	1,584	0,533
4)	90,00	2,69	4,12	1,416	0,506
5)	150,00	3,51	3,30	1,193	0,452
6)	180,00	3,94	2,87	1,055	0,425
7)	240,00	4,67	2,14	0,761	0,371
8)	360,00	5,30	1,51	0,412	0,263
9)	480,00	5,61	1,20	0,182	0,155
10)	600,00	5,80	1,01	0,012	0,047
11)	720,00	5,88	0,93	-0,075	-0,061
12)	840,00	5,95	0,86	-0,149	-0,170

Bouwer & Rice Method for Calculating Hydraulic Conductivity

Project Name: 2007 Slug Test Program
 Client Name: Les Mines Opinaca Ltée
 Analysis By: Mouangrawa

Project No.: 07-1221-0028/2200
 Identification: GT-07-05 (77,3-93,8m)
 Run Date: 2008-01-10

Riser Pipe Diameter (effec.):	<u>0,057</u>	meters
Intake Diameter:	<u>0,076</u>	meters
Intake Length:	<u>16,5</u>	meters
Saturated Column Length:	<u>16,5</u>	meters
Water Table Depth:	<u>6,55</u>	meters
Aquifer Thickness:	<u>16,5</u>	meters
Line Fit Starting No.:	<u>1</u>	Min 1 to
Line Fit Ending No.:	<u>13</u>	Max 15
Specify Output Units:	<u>4</u>	1 to 9
Error of Fit:	<u>0,014</u>	



Hyd. Cond., K(h): 2,36E-07 m/sec

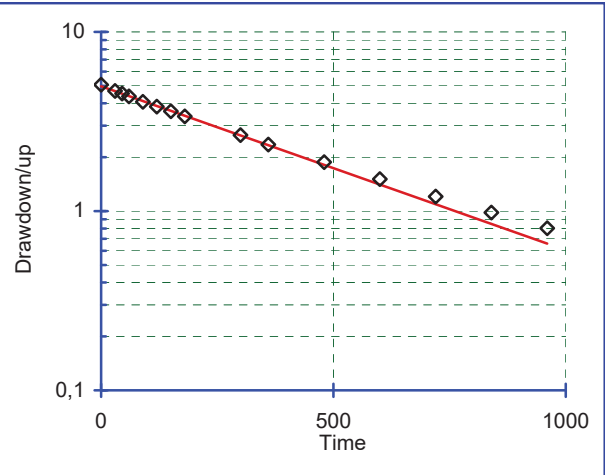
Meas. #	Time seconds	Field Meas. meters	Drawdown/up meters	Line Fit To LN(Yt)	Regression On LN(Yt)
1)	0,00	0,00	6,55	1,879	1,810
2)	30,00	0,64	5,91	1,777	1,752
3)	60,00	1,03	5,52	1,708	1,694
4)	90,00	1,41	5,14	1,637	1,636
5)	120,00	1,81	4,74	1,555	1,577
6)	180,00	2,33	4,22	1,440	1,461
7)	240,00	2,96	3,59	1,278	1,344
8)	300,00	3,22	3,33	1,202	1,227
9)	360,00	3,59	2,96	1,085	1,111
10)	480,00	4,17	2,38	0,866	0,878
11)	600,00	4,60	1,95	0,666	0,644
12)	720,00	4,99	1,56	0,445	0,411
13)	840,00	5,35	1,20	0,185	0,178
14)	960,00	5,51	1,04	0,042	-0,055
15)	1800,00	6,29	0,26	-1,334	-1,688

Bouwer & Rice Method for Calculating Hydraulic Conductivity

Project Name: 2007 Slug Test Program
 Client Name: Les Mines OSISKO
 Analysis By: Mouangrawa

Project No.: 07-1221-0028/2200
 Identification: GT-07-05 (92,3-108,8m)
 Run Date: 2008-01-10

Riser Pipe Diameter (effec.):	<u>0,057</u>	meters
Intake Diameter:	<u>0,076</u>	meters
Intake Length:	<u>16,5</u>	meters
Saturated Column Length:	<u>16,5</u>	meters
Water Table Depth:	<u>5,07</u>	meters
Aquifer Thickness:	<u>16,5</u>	meters
Line Fit Starting No.:	<u>1</u>	Min 1 to
Line Fit Ending No.:	<u>10</u>	Max 15
Specify Output Units:	<u>4</u>	1 to 9
Error of Fit:	<u>0,001</u>	



Hyd. Cond., K(h): 2,55E-07 m/sec

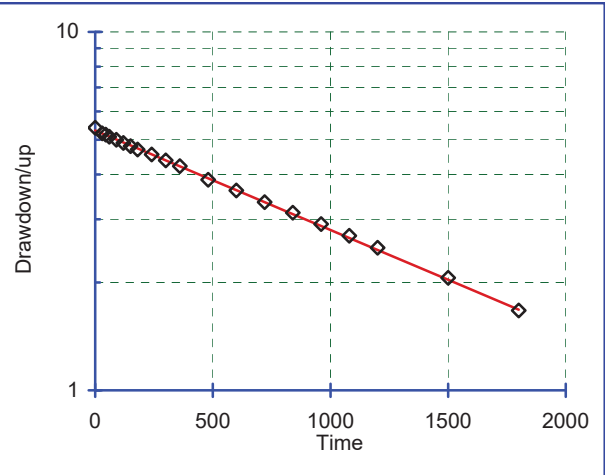
Meas. #	Time seconds	Field Meas. meters	Drawdown/up meters	Line Fit To LN(Yt)	Regression On LN(Yt)
1)	0,00	0,00	5,07	1,623	1,604
2)	30,00	0,39	4,68	1,544	1,541
3)	45,00	0,54	4,53	1,512	1,509
4)	60,00	0,71	4,37	1,474	1,478
5)	90,00	1,00	4,07	1,405	1,415
6)	120,00	1,24	3,83	1,343	1,352
7)	150,00	1,47	3,60	1,282	1,288
8)	180,00	1,69	3,38	1,217	1,225
9)	300,00	2,42	2,65	0,976	0,973
10)	360,00	2,72	2,35	0,856	0,846
11)	480,00	3,20	1,87	0,628	0,594
12)	600,00	3,56	1,51	0,410	0,341
13)	720,00	3,86	1,21	0,188	0,089
14)	840,00	4,09	0,98	-0,019	-0,164
15)	960,00	4,27	0,80	-0,220	-0,416

Bouwer & Rice Method for Calculating Hydraulic Conductivity

Project Name: 2007 Slug Test Program
 Client Name: Les Mines Opinaca Ltée
 Analysis By: Mouangrawa

Project No.: 07-1221-0028/2200
 Identification: GT-07-05 (107,3-126,8m)
 Run Date: 2008-01-11

Riser Pipe Diameter (effec.):	0,057 meters
Intake Diameter:	0,076 meters
Intake Length:	19,5 meters
Saturated Column Length:	19,5 meters
Water Table Depth:	5,4 meters
Aquifer Thickness:	19,5 meters
Line Fit Starting No.:	1 Min 1 to
Line Fit Ending No.:	15 Max 20
Specify Output Units:	4 1 to 9
Error of Fit:	0,001



Hyd. Cond., K(h): 6,80E-08 m/sec

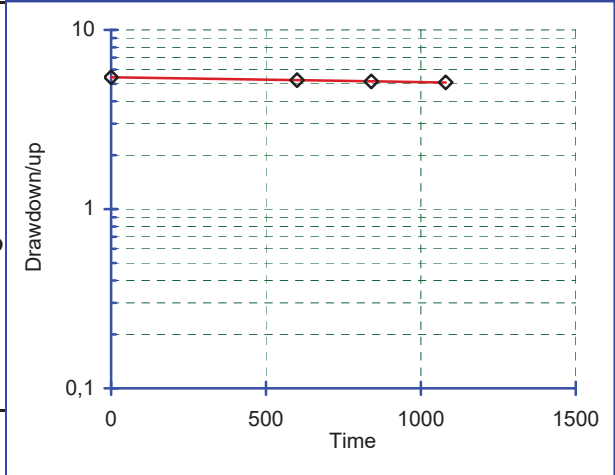
Meas. #	Time seconds	Field Meas. meters	Drawdown/up meters	Line Fit To LN(Yt)	Regression On LN(Yt)
1)	0,00	0,00	5,40	1,686	1,669
2)	30,00	0,19	5,21	1,651	1,650
3)	45,00	0,23	5,17	1,643	1,640
4)	60,00	0,30	5,10	1,629	1,631
5)	90,00	0,40	5,00	1,609	1,612
6)	120,00	0,50	4,90	1,589	1,593
7)	150,00	0,60	4,80	1,569	1,573
8)	180,00	0,70	4,70	1,548	1,554
9)	240,00	0,85	4,55	1,515	1,516
10)	300,00	1,02	4,38	1,477	1,477
11)	360,00	1,18	4,22	1,440	1,439
12)	480,00	1,53	3,87	1,353	1,362
13)	600,00	1,79	3,61	1,284	1,285
14)	720,00	2,05	3,35	1,209	1,209
15)	840,00	2,27	3,13	1,141	1,132
16)	960,00	2,49	2,91	1,068	1,055
17)	1080,00	2,70	2,70	0,993	0,978
18)	1200,00	2,90	2,50	0,916	0,902
19)	1500,00	3,34	2,06	0,723	0,710
20)	1800,00	3,73	1,67	0,513	0,518

Bouwer & Rice Method for Calculating Hydraulic Conductivity

Project Name: 2007 Slug Test Program
 Client Name: Les Mines Opinaca Ltée
 Analysis By: Mouangrawa

Project No.: 07-1221-0028/2200
 Identification: GT-07-05 (125,3-150,8m)
 Run Date: 2008-01-11

Riser Pipe Diameter (effec.):	<u>0,057</u>	meters
Intake Diameter:	<u>0,076</u>	meters
Intake Length:	<u>25,5</u>	meters
Saturated Column Length:	<u>25,5</u>	meters
Water Table Depth:	<u>5,44</u>	meters
Aquifer Thickness:	<u>25,5</u>	meters
Line Fit Starting No.:	<u>1</u>	Min 1 to
Line Fit Ending No.:	<u>5</u>	Max 4
Specify Output Units:	<u>4</u>	1 to 9
Error of Fit:	<u>0,000</u>	



Hyd. Cond., K(h): 5,32E-09 m/sec

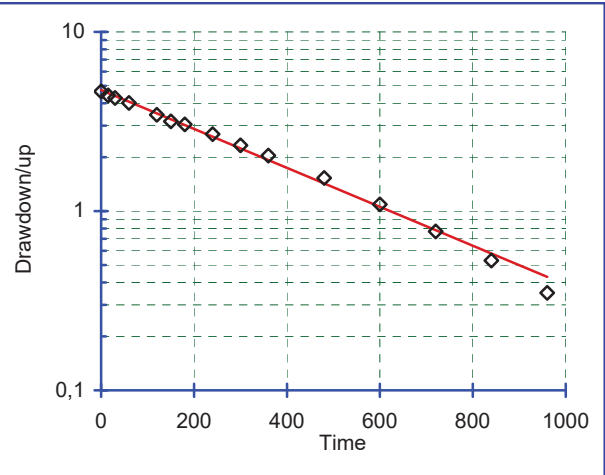
Meas. #	Time seconds	Field Meas. meters	Drawdown/up meters	Line Fit To LN(Yt)	Regression On LN(Yt)
1)	0,00	0,00	5,44	1,694	1,694
2)	600,00	0,20	5,24	1,657	1,657
3)	840,00	0,28	5,16	1,641	1,642
4)	1080,00	0,35	5,09	1,628	1,627

Bouwer & Rice Method for Calculating Hydraulic Conductivity

Project Name: 2007 Slug Test Program
 Client Name: Les Mines OSISKO
 Analysis By: Mouangrawa

Project No.: 07-1221-0028/2200
 Identification: GT-07-05 (149,3-186,8m)
 Run Date: 2008-01-12

Riser Pipe Diameter (effec.):	<u>0,057</u>	meters
Intake Diameter:	<u>0,076</u>	meters
Intake Length:	<u>37,5</u>	meters
Saturated Column Length:	<u>37,5</u>	meters
Water Table Depth:	<u>4,65</u>	meters
Aquifer Thickness:	<u>37,5</u>	meters
Line Fit Starting No.:	<u>1</u>	Min 1 to
Line Fit Ending No.:	<u>14</u>	Max 15
Specify Output Units:	<u>4</u>	1 to 9
Error of Fit:	<u>0,024</u>	



Hyd. Cond., K(h): 1,58E-07 m/sec

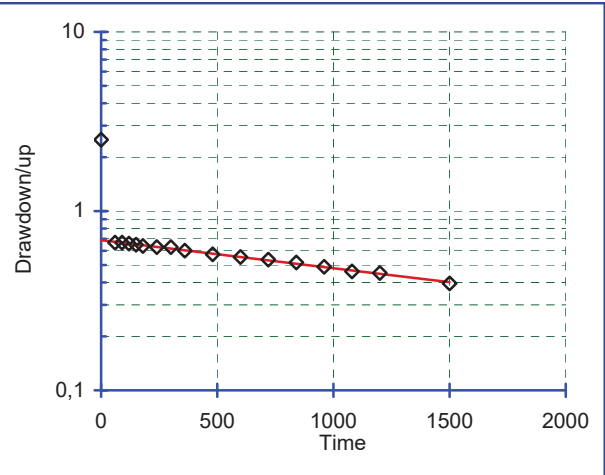
Meas. #	Time seconds	Field Meas. meters	Drawdown/up meters	Line Fit To LN(Yt)	Regression On LN(Yt)
1)	0,00	0,00	4,65	1,537	1,556
2)	15,00	0,23	4,42	1,486	1,518
3)	30,00	0,37	4,28	1,454	1,481
4)	60,00	0,64	4,01	1,389	1,406
5)	120,00	1,20	3,45	1,238	1,255
6)	150,00	1,48	3,17	1,154	1,180
7)	180,00	1,60	3,05	1,115	1,105
8)	240,00	1,96	2,69	0,990	0,955
9)	300,00	2,32	2,33	0,846	0,805
10)	360,00	2,61	2,04	0,713	0,655
11)	480,00	3,12	1,53	0,425	0,355
12)	600,00	3,56	1,09	0,086	0,055
13)	720,00	3,88	0,77	-0,261	-0,245
14)	840,00	4,12	0,53	-0,635	-0,545
15)	960,00	4,30	0,35	-1,050	-0,845

Bouwer & Rice Method for Calculating Hydraulic Conductivity

Project Name: 2007 Slug Test Program
 Client Name: Les Mines OSISKO
 Analysis By: Mouangrawa

Project No.: 07-1221-0028/2200
 Identification: GT-07-05 (185,3-234,8m)
 Run Date: 2008-01-14

Riser Pipe Diameter (effec.):	<u>0,057</u>	meters
Intake Diameter:	<u>0,076</u>	meters
Intake Length:	<u>49,5</u>	meters
Saturated Column Length:	<u>49,5</u>	meters
Water Table Depth:	<u>2,5</u>	meters
Aquifer Thickness:	<u>49,5</u>	meters
Line Fit Starting No.:	<u>2</u>	Min 1 to
Line Fit Ending No.:	<u>17</u>	Max 17
Specify Output Units:	<u>4</u>	1 to 9
Error of Fit:	<u>0,002</u>	



Hyd. Cond., K(h): 1,82E-08 m/sec

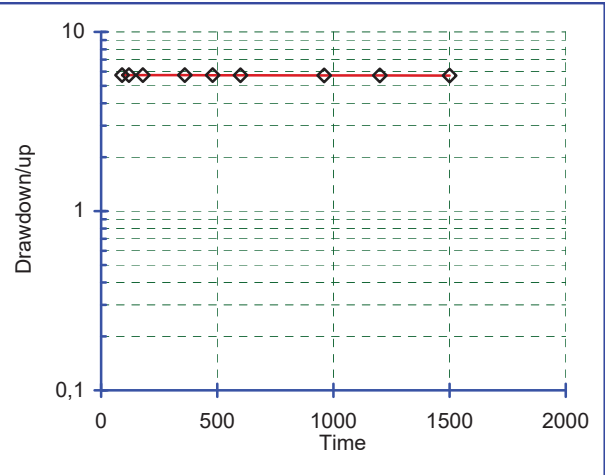
Meas. #	Time seconds	Field Meas. meters	Drawdown/up meters	Line Fit To LN(Yt)	Regression On LN(Yt)
1)	0,00	0,00	2,50	0,916	-0,374
2)	60,00	1,83	0,67	-0,404	-0,396
3)	90,00	1,83	0,67	-0,404	-0,406
4)	120,00	1,84	0,66	-0,418	-0,417
5)	150,00	1,85	0,65	-0,433	-0,428
6)	180,00	1,86	0,64	-0,447	-0,439
7)	240,00	1,87	0,63	-0,462	-0,460
8)	300,00	1,87	0,63	-0,462	-0,482
9)	360,00	1,90	0,60	-0,508	-0,504
10)	480,00	1,93	0,57	-0,556	-0,547
11)	600,00	1,95	0,55	-0,589	-0,590
12)	720,00	1,96	0,54	-0,624	-0,633
13)	840,00	1,98	0,52	-0,659	-0,676
14)	960,00	2,01	0,49	-0,715	-0,719
15)	1080,00	2,04	0,46	-0,775	-0,763
16)	1200,00	2,05	0,45	-0,795	-0,806
17)	1500,00	2,10	0,40	-0,929	-0,914

Bouwer & Rice Method for Calculating Hydraulic Conductivity

Project Name: 2007 Slug Test Program
 Client Name: Les Mines OSISKO
 Analysis By: Mouangrawa

Project No.: 07-1221-0028/2200
 Identification: GT-07-05 (233,3-273,8m)
 Run Date: 2008-01-14

Riser Pipe Diameter (effec.): 0,057 meters
 Intake Diameter: 0,076 meters
 Intake Length: 40,5 meters
 Saturated Column Length: 40,5 meters
 Water Table Depth: 5,81 meters
 Aquifer Thickness: 40,5 meters
 Line Fit Starting No.: 1 Min 1 to
 Line Fit Ending No.: 9 Max 9
 Specify Output Units: 4 1 to 9
 Error of Fit: 0,000



Hyd. Cond., K(h): 2,87E-10 m/sec

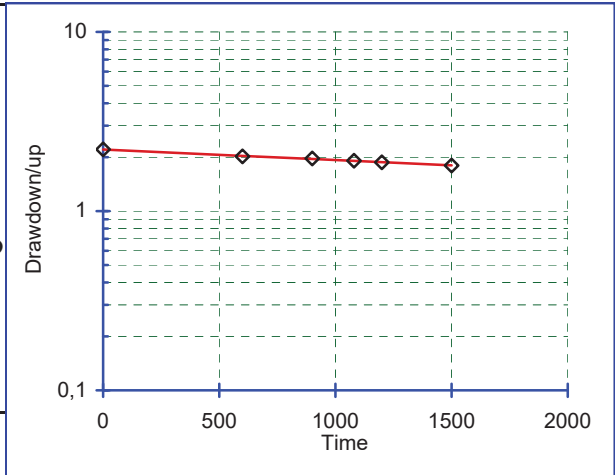
Meas. #	Time seconds	Field Meas. meters	Drawdown/up meters	Line Fit To LN(Yt)	Regression On LN(Yt)
1)	90,00	0,07	5,74	1,748	1,748
2)	120,00	0,07	5,74	1,748	1,748
3)	180,00	0,07	5,74	1,748	1,748
4)	360,00	0,08	5,73	1,747	1,747
5)	480,00	0,08	5,73	1,747	1,746
6)	600,00	0,08	5,73	1,745	1,746
7)	960,00	0,09	5,72	1,743	1,744
8)	1200,00	0,09	5,72	1,743	1,743
9)	1500,00	0,10	5,71	1,742	1,741

Bouwer & Rice Method for Calculating Hydraulic Conductivity

Project Name: 2007 Slug Test Program
 Client Name: Les Mines Opinaca Ltée
 Analysis By: MGosselin

Project No.: 07-1221-0028/2200
 Identification: GT-07-05 (272,3-324,8m)
 Run Date: 2008-01-15

Riser Pipe Diameter (effec.):	<u>0,057</u>	meters
Intake Diameter:	<u>0,076</u>	meters
Intake Length:	<u>52,5</u>	meters
Saturated Column Length:	<u>52,5</u>	meters
Water Table Depth:	<u>2,21</u>	meters
Aquifer Thickness:	<u>52,5</u>	meters
Line Fit Starting No.:	<u>1</u>	Min 1 to
Line Fit Ending No.:	<u>6</u>	Max 6
Specify Output Units:	<u>4</u>	1 to 9
Error of Fit:	<u>0,000</u>	



Hyd. Cond., K(h): 6,58E-09 m/sec

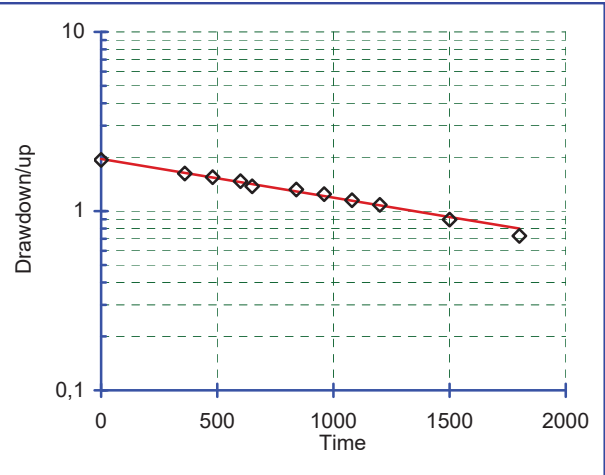
Meas. #	Time seconds	Field Meas. meters	Drawdown/up meters	Line Fit To LN(Yt)	Regression On LN(Yt)
1)	0,00	0,00	2,21	0,793	0,792
2)	600,00	0,19	2,02	0,704	0,710
3)	900,00	0,24	1,97	0,676	0,669
4)	1080,00	0,30	1,91	0,647	0,645
5)	1200,00	0,34	1,87	0,627	0,628
6)	1500,00	0,41	1,80	0,586	0,587

Bouwer & Rice Method for Calculating Hydraulic Conductivity

Project Name: 2007 Slug Test Program
 Client Name: Les Mines Opinaca Ltée
 Analysis By: Mgosselin

Project No.: 07-1221-0028/2200
 Identification: GT-07-05 (323,3-378,8m)
 Run Date: 2008-01-14

Riser Pipe Diameter (effec.):	<u>0,057</u>	meters
Intake Diameter:	<u>0,076</u>	meters
Intake Length:	<u>55,5</u>	meters
Saturated Column Length:	<u>55,5</u>	meters
Water Table Depth:	<u>1,93</u>	meters
Aquifer Thickness:	<u>55,5</u>	meters
Line Fit Starting No.:	<u>1</u>	Min 1 to
Line Fit Ending No.:	<u>10</u>	Max 11
Specify Output Units:	<u>4</u>	1 to 9
Error of Fit:	<u>0,004</u>	



Hyd. Cond., K(h): 2,29E-08 m/sec

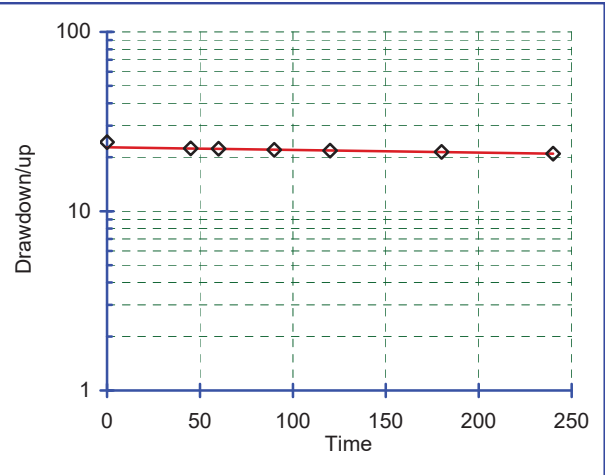
Meas. #	Time seconds	Field Meas. meters	Drawdown/up meters	Line Fit To LN(Yt)	Regression On LN(Yt)
1)	0,00	0,00	1,93	0,658	0,670
2)	360,00	0,31	1,62	0,482	0,491
3)	480,00	0,39	1,54	0,435	0,431
4)	600,00	0,46	1,47	0,385	0,371
5)	650,00	0,55	1,38	0,319	0,347
6)	840,00	0,61	1,32	0,277	0,252
7)	960,00	0,69	1,24	0,218	0,193
8)	1080,00	0,78	1,15	0,140	0,133
9)	1200,00	0,85	1,08	0,081	0,073
10)	1500,00	1,03	0,90	-0,109	-0,076
11)	1800,00	1,20	0,73	-0,319	-0,225

Bouwer & Rice Method for Calculating Hydraulic Conductivity

Project Name: 2007 Slug Test Program
 Client Name: Les Mines OSISKO
 Analysis By: MOuangrawa

Project No.: 07-1221-0028/2200
 Identification: CM-07-1540 (8.3-11.3m)
 Run Date: 2008-01-28

Riser Pipe Diameter (effec.):	0,057 meters
Intake Diameter:	0,076 meters
Intake Length:	3 meters
Saturated Column Length:	3 meters
Water Table Depth:	24,27 meters
Aquifer Thickness:	3 meters
Line Fit Starting No.:	2 Min 1 to
Line Fit Ending No.:	7 Max 7
Specify Output Units:	4 1 to 9
Error of Fit:	0,000



Hyd. Cond., K(h): 1,56E-07 m/sec

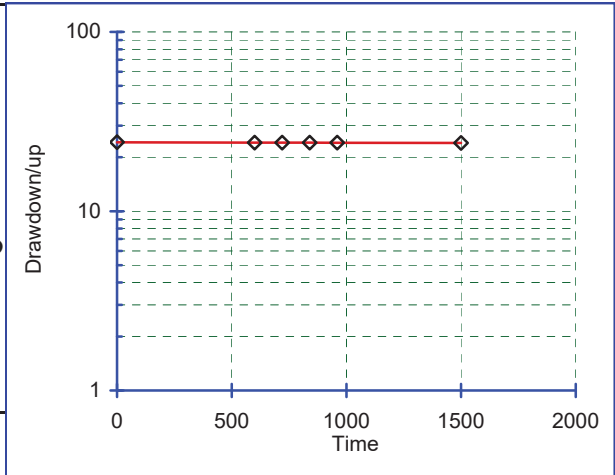
Meas. #	Time seconds	Field Meas. meters	Drawdown/up meters	Line Fit To LN(Yt)	Regression On LN(Yt)
1)	0,00	0,00	24,27	3,189	3,123
2)	45,00	1,85	22,42	3,110	3,108
3)	60,00	1,98	22,29	3,104	3,103
4)	90,00	2,30	21,97	3,090	3,093
5)	120,00	2,51	21,76	3,080	3,082
6)	180,00	2,88	21,39	3,063	3,062
7)	240,00	3,32	20,95	3,042	3,041

Bouwer & Rice Method for Calculating Hydraulic Conductivity

Project Name: 2007 Slug Test Program
 Client Name: Les Mines OSISKO
 Analysis By: MOuangrawa

Project No.: 07-1221-0028/2200
 Identification: CM-07-1540 (14.3-20.3m)
 Run Date: 2008-01-28

Riser Pipe Diameter (effec.):	0,057 meters
Intake Diameter:	0,076 meters
Intake Length:	6 meters
Saturated Column Length:	6 meters
Water Table Depth:	24,27 meters
Aquifer Thickness:	6 meters
Line Fit Starting No.:	2 Min 1 to
Line Fit Ending No.:	7 Max 6
Specify Output Units:	4 1 to 9
Error of Fit:	0,000



Hyd. Cond., K(h): 1,28E-09 m/sec

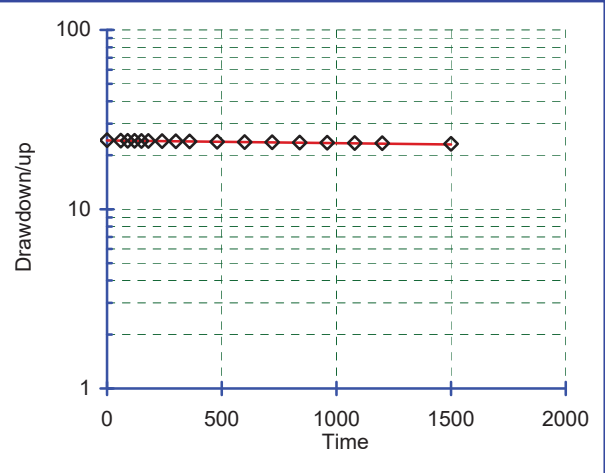
Meas. #	Time seconds	Field Meas. meters	Drawdown/up meters	Line Fit To LN(Yt)	Regression On LN(Yt)
1)	0,00	0,00	24,27	3,189	3,187
2)	600,00	0,13	24,14	3,184	3,184
3)	720,00	0,15	24,12	3,183	3,183
4)	840,00	0,16	24,11	3,183	3,183
5)	960,00	0,17	24,10	3,182	3,182
6)	1500,00	0,23	24,04	3,180	3,180

Bouwer & Rice Method for Calculating Hydraulic Conductivity

Project Name: 2007 Slug Test Program
 Client Name: Les Mines OSISKO
 Analysis By: MOuangrawa

Project No.: 07-1221-0028/2200
 Identification: CM-07-1540 (26.3-32.3m)
 Run Date: 2008-01-28

Riser Pipe Diameter (effec.):	0,057 meters
Intake Diameter:	0,076 meters
Intake Length:	6 meters
Saturated Column Length:	6 meters
Water Table Depth:	24,27 meters
Aquifer Thickness:	6 meters
Line Fit Starting No.:	2 Min 1 to
Line Fit Ending No.:	7 Max 17
Specify Output Units:	4 1 to 9
Error of Fit:	0,000



Hyd. Cond., K(h): 9,05E-09 m/sec

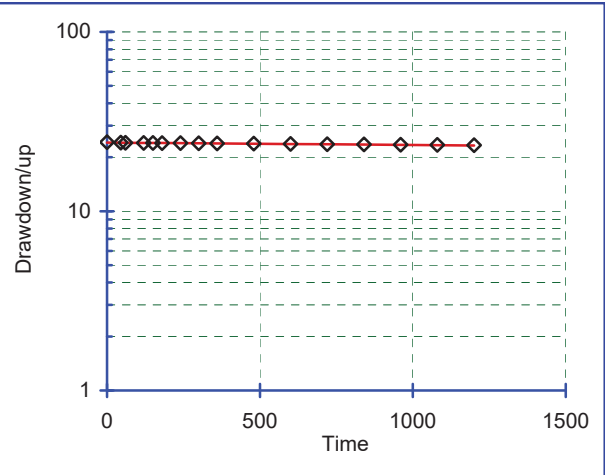
Meas. #	Time seconds	Field Meas. meters	Drawdown/up meters	Line Fit To LN(Yt)	Regression On LN(Yt)
1)	0,00	0,00	24,27	3,189	3,185
2)	60,00	0,16	24,11	3,183	3,183
3)	90,00	0,19	24,08	3,182	3,182
4)	120,00	0,21	24,06	3,181	3,181
5)	150,00	0,23	24,04	3,180	3,180
6)	180,00	0,26	24,01	3,179	3,179
7)	240,00	0,31	23,96	3,176	3,176
8)	300,00	0,36	23,91	3,174	3,174
9)	360,00	0,41	23,87	3,172	3,172
10)	480,00	0,48	23,79	3,169	3,168
11)	600,00	0,57	23,70	3,166	3,164
12)	720,00	0,65	23,62	3,162	3,160
13)	840,00	0,73	23,54	3,159	3,156
14)	960,00	0,80	23,47	3,156	3,152
15)	1080,00	0,87	23,40	3,153	3,148
16)	1200,00	0,95	23,32	3,149	3,144
17)	1500,00	1,13	23,14	3,142	3,134

Bouwer & Rice Method for Calculating Hydraulic Conductivity

Project Name: 2007 Slug Test Program
 Client Name: Les Mines OSISKO
 Analysis By: MOuangrawa

Project No.: 07-1221-0028/2200
 Identification: CM-07-1540 (35.3-41.3m)
 Run Date: 2008-01-28

Riser Pipe Diameter (effec.): 0,057 meters
 Intake Diameter: 0,076 meters
 Intake Length: 6 meters
 Saturated Column Length: 6 meters
 Water Table Depth: 24,27 meters
 Aquifer Thickness: 6 meters
 Line Fit Starting No.: 2 Min 1 to
 Line Fit Ending No.: 7 Max 16
 Specify Output Units: 4 1 to 9
 Error of Fit: 0,000



Hyd. Cond., K(h): 8,18E-09 m/sec

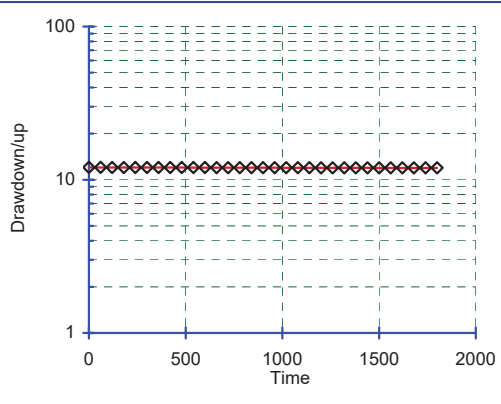
Meas. #	Time seconds	Field Meas. meters	Drawdown/up meters	Line Fit To LN(Yt)	Regression On LN(Yt)
1)	0,00	0,00	24,27	3,189	3,184
2)	45,00	0,16	24,11	3,183	3,182
3)	60,00	0,19	24,08	3,182	3,182
4)	120,00	0,23	24,04	3,180	3,180
5)	150,00	0,24	24,03	3,179	3,179
6)	180,00	0,28	23,99	3,178	3,178
7)	240,00	0,31	23,96	3,176	3,176
8)	300,00	0,34	23,93	3,175	3,174
9)	360,00	0,39	23,88	3,173	3,173
10)	480,00	0,46	23,81	3,170	3,169
11)	600,00	0,54	23,73	3,167	3,165
12)	720,00	0,62	23,65	3,163	3,162
13)	840,00	0,70	23,57	3,160	3,158
14)	960,00	0,78	23,49	3,157	3,154
15)	1080,00	0,85	23,42	3,154	3,151
16)	1200,00	0,92	23,35	3,150	3,147

Bouwer & Rice Method for Calculating Hydraulic Conductivity

Project Name: 2007 Slug Test Program
 Client Name: Les Mines OSISKO
 Analysis By: MOuangrawa

Project No.: 07-1221-0028/2200
 Identification: CM-07-1540 (50.3-56.3m)
 Run Date: 2008-01-28

Riser Pipe Diameter (effec.): 0,057 meters
 Intake Diameter: 0,076 meters
 Intake Length: 6 meters
 Saturated Column Length: 6 meters
 Water Table Depth: 25,34 meters
 Aquifer Thickness: 6 meters
 Line Fit Starting No.: 2 Min 1 to
 Line Fit Ending No.: 7 Max 31
 Specify Output Units: 4 1 to 9
 Error of Fit: 0,000



Hyd. Cond., K(h): 1,36E-09 m/sec

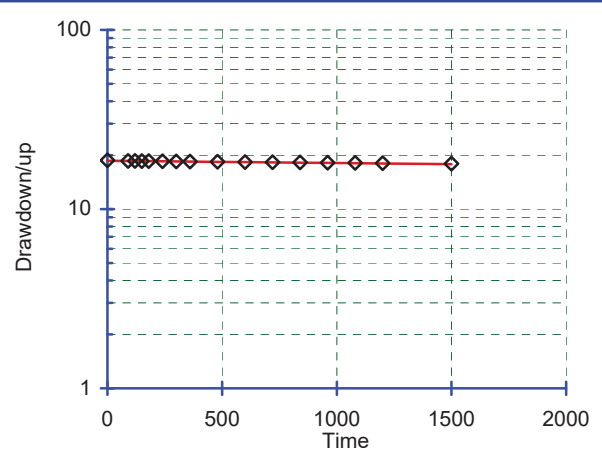
Meas. #	Time seconds	Field Meas. meters	Drawdown/up meters	Line Fit To LN(Yt)	Regression On LN(Yt)
1)	0,00	13,30	12,04	2,488	2,488
2)	60,00	13,30	12,04	2,488	2,488
3)	120,00	13,31	12,03	2,487	2,487
4)	180,00	13,31	12,03	2,487	2,487
5)	240,00	13,31	12,03	2,487	2,487
6)	300,00	13,33	12,01	2,486	2,486
7)	360,00	13,32	12,02	2,486	2,486
8)	420,00	13,32	12,02	2,486	2,486
9)	480,00	13,33	12,01	2,485	2,485
10)	540,00	13,33	12,01	2,485	2,485
11)	600,00	13,33	12,01	2,485	2,485
12)	660,00	13,34	12,00	2,485	2,485
13)	720,00	13,34	12,00	2,485	2,484
14)	780,00	13,34	12,00	2,485	2,484
15)	840,00	13,34	12,00	2,485	2,484
16)	900,00	13,34	12,00	2,485	2,483
17)	960,00	13,35	11,99	2,484	2,483
18)	1020,00	13,35	11,99	2,484	2,483
19)	1080,00	13,35	11,99	2,484	2,482
20)	1140,00	13,35	11,99	2,484	2,482
21)	1200,00	13,36	11,98	2,483	2,482
22)	1260,00	13,36	11,98	2,483	2,482
23)	1320,00	13,36	11,98	2,483	2,481
24)	1380,00	13,36	11,98	2,483	2,481
25)	1440,00	13,38	11,96	2,482	2,481
26)	1500,00	13,38	11,96	2,482	2,480
27)	1560,00	13,38	11,96	2,482	2,480
28)	1620,00	13,37	11,97	2,482	2,480
29)	1680,00	13,37	11,97	2,482	2,479
30)	1740,00	13,39	11,95	2,481	2,479
31)	1800,00	13,38	11,96	2,481	2,479

Bouwer & Rice Method for Calculating Hydraulic Conductivity

Project Name: 2007 Slug Test Program
 Client Name: Les Mines OSISKO
 Analysis By: MOuangrawa

Project No.: 07-1221-0028/2200
 Identification: CM-07-1540 (62.3-68.3m)
 Run Date: 2008-01-26

Riser Pipe Diameter (effec.): 0,057 meters
 Intake Diameter: 0,076 meters
 Intake Length: 6 meters
 Saturated Column Length: 6 meters
 Water Table Depth: 18,73 meters
 Aquifer Thickness: 6 meters
 Line Fit Starting No.: 2 Min 1 to
 Line Fit Ending No.: 7 Max 16
 Specify Output Units: 4 1 to 9
 Error of Fit: 0,000



Hyd. Cond., K(h): 7,83E-09 m/sec

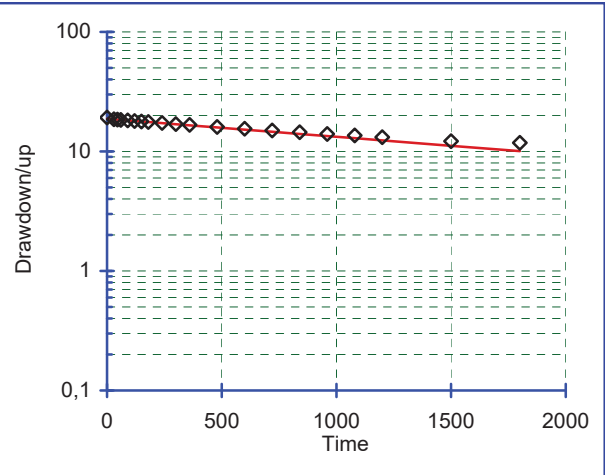
Meas. #	Time seconds	Field Meas. meters	Drawdown/up meters	Line Fit To LN(Yt)	Regression On LN(Yt)
1)	0,00	0,00	18,73	2,930	2,924
2)	90,00	0,16	18,57	2,921	2,921
3)	120,00	0,18	18,55	2,921	2,921
4)	150,00	0,19	18,54	2,920	2,920
5)	180,00	0,21	18,52	2,919	2,919
6)	240,00	0,24	18,49	2,917	2,917
7)	300,00	0,28	18,45	2,915	2,915
8)	360,00	0,30	18,43	2,914	2,914
9)	480,00	0,36	18,37	2,910	2,910
10)	600,00	0,42	18,31	2,907	2,907
11)	720,00	0,47	18,26	2,905	2,903
12)	840,00	0,52	18,21	2,902	2,900
13)	960,00	0,58	18,15	2,899	2,896
14)	1080,00	0,62	18,11	2,896	2,893
15)	1200,00	0,68	18,05	2,893	2,889
16)	1500,00	0,80	17,93	2,886	2,880

Bouwer & Rice Method for Calculating Hydraulic Conductivity

Project Name: 2007 Slug Test Program
 Client Name: Les Mines OSISKO
 Analysis By: MOuangrawa

Project No.: 07-1221-0028/2200
 Identification: CM-07-1540 (74.3-80.3m)
 Run Date: 2008-01-26

Riser Pipe Diameter (effec.): 0,057 meters
 Intake Diameter: 0,076 meters
 Intake Length: 6 meters
 Saturated Column Length: 6 meters
 Water Table Depth: 19,25 meters
 Aquifer Thickness: 6 meters
 Line Fit Starting No.: 2 Min 1 to
 Line Fit Ending No.: 7 Max 20
 Specify Output Units: 4 1 to 9
 Error of Fit: 0,000



Hyd. Cond., K(h): 9,31E-08 m/sec

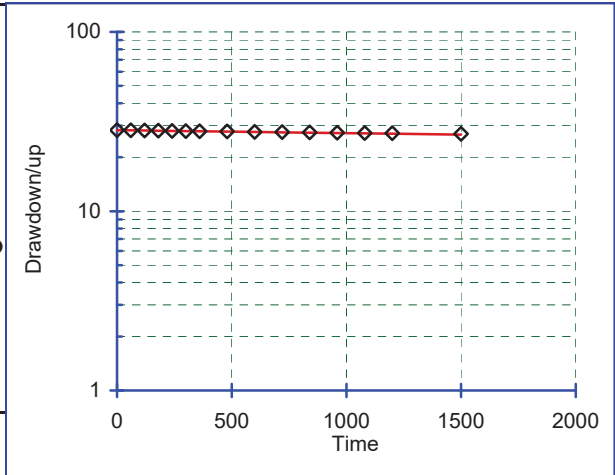
Meas. #	Time seconds	Field Meas. meters	Drawdown/up meters	Line Fit To LN(Yt)	Regression On LN(Yt)
1)	0,00	0,00	19,25	2,958	2,931
2)	30,00	0,69	18,56	2,921	2,921
3)	45,00	0,79	18,46	2,916	2,916
4)	60,00	0,88	18,37	2,911	2,911
5)	90,00	1,09	18,16	2,899	2,900
6)	120,00	1,26	17,99	2,890	2,890
7)	150,00	1,44	17,81	2,880	2,879
8)	180,00	1,61	17,64	2,870	2,869
9)	240,00	1,96	17,29	2,850	2,848
10)	300,00	2,28	16,97	2,831	2,827
11)	360,00	2,59	16,66	2,813	2,807
12)	480,00	3,22	16,03	2,775	2,765
13)	600,00	3,76	15,49	2,740	2,723
14)	720,00	4,28	14,97	2,706	2,682
15)	840,00	4,78	14,47	2,672	2,640
16)	960,00	5,24	14,01	2,640	2,598
17)	1080,00	5,65	13,60	2,610	2,557
18)	1200,00	6,08	13,17	2,578	2,515
19)	1500,00	7,09	12,16	2,498	2,411
20)	1800,00	7,44	11,81	2,469	2,307

Bouwer & Rice Method for Calculating Hydraulic Conductivity

Project Name: 2007 Slug Test Program
 Client Name: Les Mines OSISKO
 Analysis By: MOuangrawa

Project No.: 07-1221-0028/2200
 Identification: CM-07-1540 (83.3-89.3m)
 Run Date: 2008-01-26

Riser Pipe Diameter (effec.):	0,057 meters
Intake Diameter:	0,076 meters
Intake Length:	6 meters
Saturated Column Length:	6 meters
Water Table Depth:	28,32 meters
Aquifer Thickness:	6 meters
Line Fit Starting No.:	2 Min 1 to
Line Fit Ending No.:	7 Max 15
Specify Output Units:	4 1 to 9
Error of Fit:	0,000



Hyd. Cond., K(h): 1,02E-08 m/sec

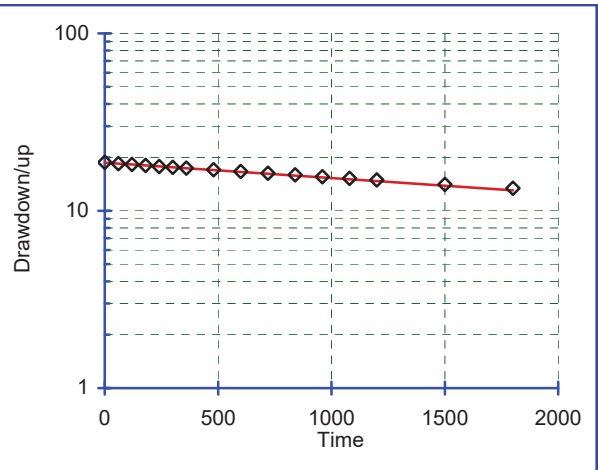
Meas. #	Time seconds	Field Meas. meters	Drawdown/up meters	Line Fit To LN(Yt)	Regression On LN(Yt)
1)	0,00	0,00	28,32	3,344	3,343
2)	60,00	0,08	28,24	3,341	3,341
3)	120,00	0,15	28,17	3,338	3,338
4)	180,00	0,20	28,12	3,336	3,336
5)	240,00	0,28	28,04	3,334	3,334
6)	300,00	0,34	27,98	3,331	3,332
7)	360,00	0,40	27,92	3,329	3,329
8)	480,00	0,49	27,83	3,326	3,325
9)	600,00	0,62	27,70	3,321	3,320
10)	720,00	0,70	27,62	3,318	3,316
11)	840,00	0,81	27,51	3,315	3,311
12)	960,00	0,92	27,40	3,311	3,306
13)	1080,00	1,01	27,31	3,307	3,302
14)	1200,00	1,08	27,24	3,305	3,297
15)	1500,00	1,29	27,03	3,297	3,286

Bouwer & Rice Method for Calculating Hydraulic Conductivity

Project Name: 2007 Slug Test Program
 Client Name: Les Mines OSISKO
 Analysis By: MOuangrawa

Project No.: 07-1221-0028/2200
 Identification: CM-07-1540 (101.3-124.3m)
 Run Date: 2008-01-26

Riser Pipe Diameter (effec.): 0,057 meters
 Intake Diameter: 0,076 meters
 Intake Length: 23 meters
 Saturated Column Length: 23 meters
 Water Table Depth: 18,73 meters
 Aquifer Thickness: 23 meters
 Line Fit Starting No.: 2 Min 1 to
 Line Fit Ending No.: 7 Max 16
 Specify Output Units: 4 1 to 9
 Error of Fit: 0,000

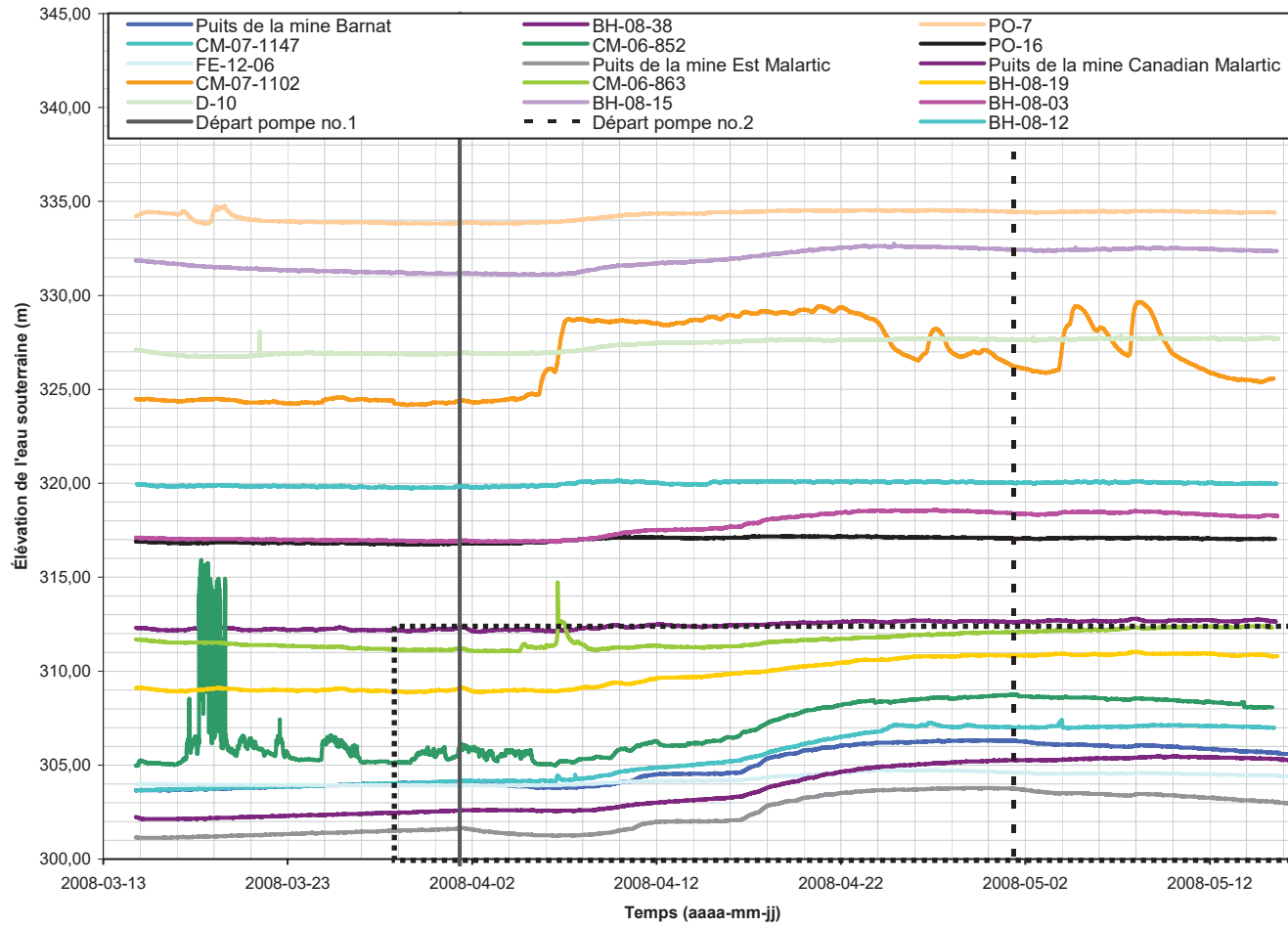


Hyd. Cond., K(h): 1,87E-08 m/sec

Meas. #	Time seconds	Field Meas. meters	Drawdown/up meters	Line Fit To LN(Yt)	Regression On LN(Yt)
1)	0,00	0,00	18,73	2,930	2,927
2)	60,00	0,28	18,45	2,915	2,915
3)	120,00	0,49	18,24	2,903	2,903
4)	180,00	0,70	18,03	2,892	2,891
5)	240,00	0,98	17,75	2,876	2,879
6)	300,00	1,14	17,59	2,867	2,867
7)	360,00	1,34	17,39	2,856	2,855
8)	480,00	1,70	17,03	2,835	2,831
9)	600,00	2,08	16,65	2,812	2,807
10)	720,00	2,46	16,27	2,789	2,783
11)	840,00	2,80	15,93	2,768	2,759
12)	960,00	3,18	15,55	2,744	2,735
13)	1080,00	3,49	15,24	2,724	2,711
14)	1200,00	3,82	14,91	2,702	2,687
15)	1500,00	4,65	14,08	2,645	2,627
16)	1800,00	5,35	13,38	2,594	2,567

ANNEXE B

**DONNÉES BRUTES DE SUIVI DES NIVEAUX D'EAU DE MARS À
MAI 2008**

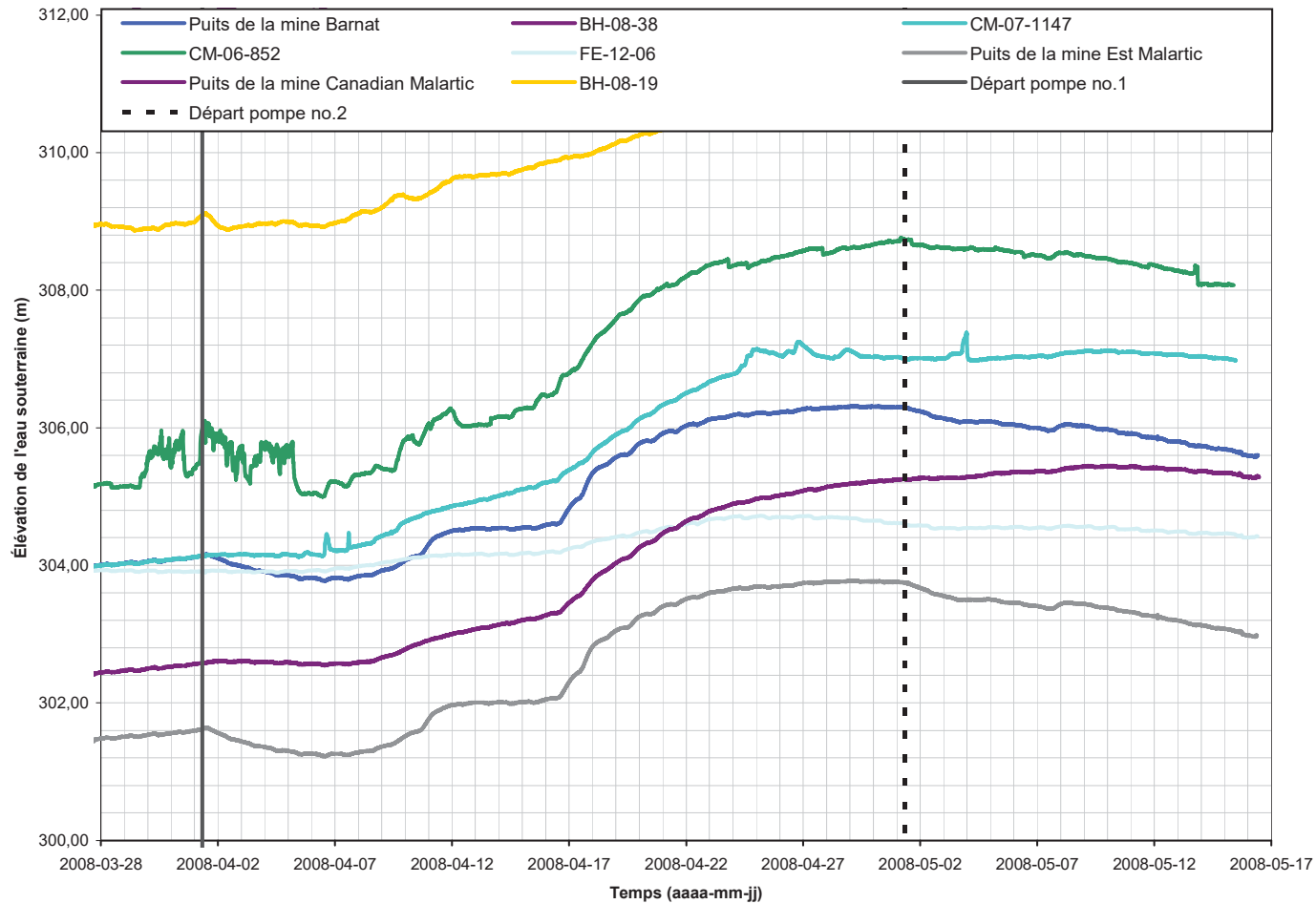


Agrandissement
Figure B-2

CONFIDENTIEL



CLIENT		OSISKO		PROJET		ÉVALUATION DU DÉBIT D'EXHAURE ET DES IMPACTS POTENTIELS SUR LES NIVEAUX DES EAUX SOUTERRAINES, OSISKO EXPLORATION, MALARTIC, QUÉBEC, CANADA	
DESSINÉ PAR:	M.R.	DATE	8 juillet 2008	TITRE			
VÉRIFIÉ PAR:	A.B.	DATE	8 juillet 2008				
ÉCHELLE:			Not to scale	A4	PROJET No	07-1221-0028	FIGURE No
							B-1



CONFIDENTIEL



CLIENT		OSISKO		PROJET		ÉVALUATION DU DÉBIT D'EXHAURE ET DES IMPACTS POTENTIELS SUR LES NIVEAUX DES EAUX SOUTERRAINES, OSISKO EXPLORATION, MALARTIC, QUÉBEC, CANADA	
DESSINÉ PAR:	M.R.	DATE	8 juillet 2008	TITRE			
VÉRIFIÉ PAR:	A.B.	DATE	8 juillet 2008				
ÉCHELLE:		Not to scale		PROJET No		07-1221-0028	
				FIGURE No		B-2	

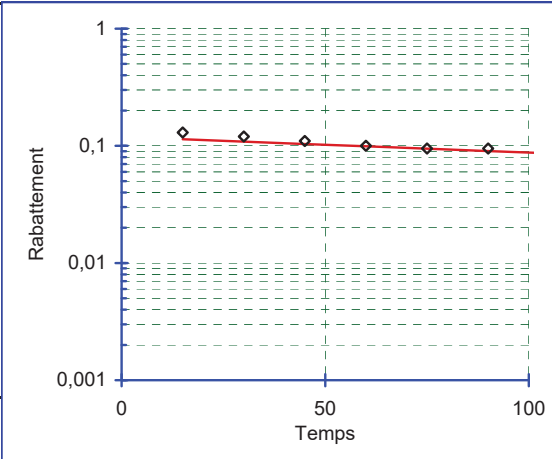
ANNEXE C

DONNÉES ET INTERPRÉTATION DE L'ESSAI DE PERMÉABILITÉ

Conductivité hydraulique calculée par la méthode de Bouwer & Rice

Projet : <u>Étude de faisabilité</u>	No.de projet : <u>07-1221-0028</u>
Client : <u>OSISKO</u>	Puits : <u>BH08-03</u>
Analysé par : <u>M.N. Riverin</u>	Date de l'essai : <u>14-05-2008</u>

Diamètre du tubage (effec.):	0,113 mètres
Diamètre de la lanterne :	0,2032 mètres
Longueur de la lanterne :	0,74 mètres
Épaisseur colonne saturée :	0,74 mètres
Niveau statique :	3,72 mètres
Épaisseur saturée aquifère :	3,13 mètres
No. ajust. début ligne :	9 Min 1 à
No. ajust. fin ligne:	25 Max 45
Unités de mesure résultat :	4 1 à 9
Erreur d'ajustement :	0,025



Cond. hydraulique K(h):		7,40E-06 m/sec			
No. mes.	Temps secondes	Niveau d'eau mètres	Rabattement mètres	Ajustement LN(Yt)	Régression LN(Yt)
1)	15,00	3,85	0,13	-2,040	-2,173
2)	30,00	3,84	0,12	-2,120	-2,220
3)	45,00	3,83	0,11	-2,207	-2,266
4)	60,00	3,82	0,10	-2,303	-2,312
5)	75,00	3,82	0,09	-2,354	-2,358
6)	90,00	3,82	0,09	-2,354	-2,404
7)	105,00	3,81	0,09	-2,408	-2,450
8)	120,00	3,80	0,08	-2,526	-2,496
9)	135,00	3,80	0,08	-2,526	-2,542
10)	150,00	3,80	0,07	-2,590	-2,588
11)	165,00	3,80	0,07	-2,590	-2,634
12)	180,00	3,79	0,07	-2,659	-2,680
13)	195,00	3,79	0,06	-2,733	-2,727
14)	210,00	3,78	0,06	-2,813	-2,773
15)	225,00	3,78	0,06	-2,813	-2,819
16)	240,00	3,78	0,06	-2,813	-2,865
17)	255,00	3,77	0,05	-2,996	-2,911
18)	270,00	3,77	0,05	-2,996	-2,957
19)	285,00	3,77	0,05	-2,996	-3,003
20)	300,00	3,77	0,04	-3,101	-3,049
21)	315,00	3,77	0,04	-3,101	-3,095
22)	330,00	3,77	0,04	-3,101	-3,141
23)	345,00	3,76	0,04	-3,219	-3,188
24)	360,00	3,76	0,04	-3,219	-3,234
25)	375,00	3,76	0,04	-3,219	-3,280
26)	390,00	3,75	0,03	-3,507	-3,326

27)	405,00	3,75	0,03	-3,507	-3,372
28)	420,00	3,75	0,03	-3,507	-3,418
29)	435,00	3,75	0,03	-3,507	-3,464
30)	450,00	3,75	0,03	-3,507	-3,510
31)	465,00	3,74	0,02	-3,912	-3,556
32)	480,00	3,74	0,02	-3,912	-3,602
33)	495,00	3,74	0,02	-3,912	-3,648
34)	510,00	3,74	0,02	-3,912	-3,695
35)	525,00	3,74	0,01	-4,200	-3,741
36)	540,00	3,74	0,01	-4,200	-3,787
37)	555,00	3,73	0,01	-4,605	-3,833
38)	570,00	3,73	0,01	-4,605	-3,879
39)	585,00	3,73	0,01	-4,605	-3,925
40)	600,00	3,73	0,01	-4,605	-3,971
41)	660,00	3,73	0,00	-5,298	-4,156
42)	720,00	3,73	0,00	-5,298	-4,340
43)	780,00	3,71	0,01	-4,605	-4,524
44)	840,00	3,71	0,01	-4,605	-4,709
45)	900,00	3,71	0,01	-4,605	-4,893

ANNEXE D

CERTIFICATS D'ANALYSES CHIMIQUES

Attention: Carl Pednault
GOLDER ASSOCIÉS LTEE.
Montreal
9200, boul. l'Acadie
bureau 10
Montréal, PQ
Canada H4N 2T2

Votre # du projet: 07-1221-0028-2400
Chantier: OSISKO
Votre # Bordereau: E400495

Date du rapport: 2008/04/28

CERTIFICAT D'ANALYSES

DE DOSSIER MAXXAM: A814671

Reçu: 2008/04/22, 11:00

Matrice: EAU SOUTERRAINE

Nombre d'échantillons reçus: 2

Analyses	Quantité	Date de l' extraction	Date Analysé	Méthode de laboratoire	Méthode d'analyse
Alcalinité totale (pH final 4.5)	1	2008/04/22	2008/04/23	STL SOP-00038/5	Titrimétrie
Anions	1	2008/04/25	2008/04/25	STL SOP-00014/5	Chrom.Ionique
Hydrocarbures Pétroliers (C10-C50)	1	2008/04/25	2008/04/25	STL SOP-00151/8	GC/FID
Cyanures libres	1	2008/04/22	2008/04/28	STL SOP-00035/2	Colorimétrie
Cyanure totaux	1	2008/04/22	2008/04/23	STL SOP-00035/2	Colorimétrie
Conductivité	1	2008/04/22	2008/04/22	STL SOP-00038/5; STL SOP-00012/2	Conductivité
Frais de gestion	1	N/A	2008/04/22		
Dureté	1	2008/04/25	2008/04/25	STL SOP-00006/6	ICP
Mercuré par vapeur froide AA	1	2008/04/22	2008/04/23	STL SOP-00042/6	AA vapeur froide
Matières en suspension	1	2008/04/22	2008/04/22	STL SOP-00015/3	Gravimétrie
Métaux par ICPMS	1	2008/04/25	2008/04/25	STL SOP-00006/6	ICPMS
Azote ammoniacal	1	2008/04/22	2008/04/22	STL SOP-00040/3	Colorimétrie
pH	1	2008/04/22	2008/04/22	STL SOP-00016/3; STL SOP-00038/4,	pHmètre

Leila Sabouri



28 Apr 2008 16:49:14 -04:00

clé de cryptage

Veuillez adresser toute question concernant ce certificat d'analyse à votre chargé(e) de projets

LEILA SABOURI, B. Sc., Biochimiste, Chargée de projets
Email: leila.sabouri@maxxamanalytics.com
Phone: (514) 448-9001 Ext: 227

Maxxam a mis en place des procédures qui protègent contre l'utilisation malsaine de la signature électronique et emploie les signataires requis selon la section 5.10.2 du guide ISO/IEC, 17025:2005(E). Le CCN et l' ACLAE ont tous deux approuvé cette façon de rapporter les résultats ainsi que ce format électronique de rapport.

Veuillez vous référer à la page des signatures de validation pour le détail des validations par département.

Dossier Maxxam: A814671
Date du rapport: 2008/04/28

GOLDER ASSOCIÉS LTEE.
Votre # du projet: 07-1221-0028-2400
Nom de projet: OSISKO
Initiales du préleveur: CP

HYDROCARBURES PAR GCFID (EAU SOUTERRAINE)

IDMaxxam		E39917		
Date d'échantillonnage		2008/04/18		
#Bordereau		E400495		
	Unités	SHAFT 18-04-08	LDR	Lot CQ

HYDRO. PÉTROLIERS TOTAUX				
Hydrocarbures Pétroliers (C10-C50)	ug/L	ND	100	506435
Récupération des Surrogates (%)				
1-Chlorooctadécane	%	101	N/A	506435
ND = Non détecté N/A = Non applicable LDR = Limite de détection rapportée Lot CQ = Lot contrôle qualité				

Dossier Maxxam: A814671
Date du rapport: 2008/04/28

GOLDER ASSOCIÉS LTEE.
Votre # du projet: 07-1221-0028-2400
Nom de projet: OSISKO
Initiales du préleveur: CP

MÉTAUX(EAUSOUTERRAINE)

IDMaxxam		E39917	E39943		
Date d'échantillonnage		2008/04/18	2008/04/21		
#Bordereau		E400495	E400495		
	Unités	SHAFT 18-04-08	SHAFT 18-04-08	LDR	Lot CQ

MÉTAUX					
Mercure (Hg)	ug/L	N/A	ND	0.1	505562
Aluminium (Al)	ug/L	N/A	ND	30	506737
Calcium (Ca)	ug/L	180000	N/A	1000	506679
Antimoine (Sb)	ug/L	N/A	12	6	506737
Magnésium (Mg)	ug/L	58000	N/A	1000	506679
Argent (Ag)	ug/L	N/A	ND	0.3	506737
Dureté totale (CaCO3)	ug/L	700000	N/A	1000	506679
Arsenic (As)	ug/L	N/A	ND	2	506737
Baryum (Ba)	ug/L	N/A	41	30	506737
Cadmium (Cd)	ug/L	N/A	ND	1	506737
Chrome (Cr)	ug/L	N/A	ND	30	506737
Cobalt (Co)	ug/L	N/A	ND	30	506737
Cuivre (Cu)	ug/L	N/A	3	3	506737
Plomb (Pb)	ug/L	N/A	ND	1	506737
Manganèse (Mn)	ug/L	N/A	1700	3	506737
Molybdène (Mo)	ug/L	N/A	ND	30	506737
Nickel (Ni)	ug/L	N/A	21	10	506737
Sélénium (Se)	ug/L	N/A	ND	1	506737
Sodium (Na)	ug/L	N/A	23000	30	506737
Zinc (Zn)	ug/L	N/A	35	3	506737
Bore (B)	ug/L	N/A	66	50	506737
Fer (Fe)	ug/L	N/A	ND	100	506737
Potassium (K)	ug/L	N/A	29000	100	506737

ND = Non détecté
N/A = Non applicable
LDR = Limite de détection rapportée
Lot CQ = Lot contrôle qualité

Dossier Maxxam: A814671
Date du rapport: 2008/04/28

GOLDER ASSOCIÉS LTEE.
Votre # du projet: 07-1221-0028-2400
Nom de projet: OSISKO
Initiales du préleveur: CP

PARAMÈTRES CONVENTIONNELS (EAU SOUTERRAINE)

ID Maxxam		E39917	E39943		
Date d'échantillonnage		2008/04/18	2008/04/21		
#Bordereau		E400495	E400495		
	Unités	SHAFT 18-04-08	SHAFT 18-04-08	LDR	Lot CQ

CONVENTIONNELS					
Azote ammoniacal (N-NH3)	mg/L	0.36	N/A	0.02	505579
Conductivité	mmhos/cm	1.4	N/A	0.001	505568
Cyanures Libres (CN-)	mg/L	ND	N/A	0.01	505558
Cyanures Totaux	mg/L	ND	N/A	0.01	505557
pH	pH	N/A	6.8	N/A	505654
Alcalinité Totale (en CaCO3) pH 4.5	mg/L	260	N/A	2	505496
Bicarbonates (HCO3 comme CaCO3)	mg/L	260	N/A	2	505496
Carbonate (CO3 comme CaCO3)	mg/L	ND	N/A	2	505496
Chlorures (Cl)	mg/L	24	N/A	0.3	506742
Nitrate(N) et Nitrite(N)	mg/L	ND	N/A	0.02	506742
Sulfates (SO4)	mg/L	420	N/A	2	506742
Matières en suspension (MES)	mg/L	5	N/A	2	505578

ND = Non détecté
N/A = Non applicable
LDR = Limite de détection rapportée
Lot CQ = Lot contrôle qualité

Dossier Maxxam: A814671
Date du rapport: 2008/04/28

GOLDER ASSOCIÉS LTEE
Votre # du projet: 07-1221-0028-2400
Nom de projet: OSISKO
Initiales du préleveur: CP

REMARQUES GÉNÉRALES

État des échantillons à l'arrivée: BON excepté pour
Dureté: Arrivé sans préservatif, préservé à l'arrivée au laboratoire.: E39917

HYDROCARBURES PAR GCFID (EAU SOUTERRAINE)

Veillez noter que les résultats n'ont pas été corrigés pour la récupération des échantillons de contrôle de qualité (spike et surrogates). Veuillez noter que les résultats ont été corrigés pour le blanc de méthode.

MÉTAUX (EAU SOUTERRAINE)

Veillez noter que les résultats n'ont pas été corrigés pour la récupération des échantillons de contrôle de qualité. Veuillez noter que les résultats ont été corrigés pour le blanc.

L'échantillon E39943 a été filtré en laboratoire avant l'analyse des métaux. Ces résultats correspondent à des métaux dissous.

PARAMÈTRES CONVENTIONNELS (EAU SOUTERRAINE)

Veillez noter que les résultats n'ont pas été corrigés pour la récupération des échantillons de contrôle de qualité. Veuillez noter que les résultats ont été corrigés pour le blanc.
Les limites de détections indiquées sont multipliées par les facteurs de dilution utilisés pour l'analyse des échantillons.

Les résultats s'appliquent seulement pour les paramètres analysés.

GOLDER ASSOCIÉS LTEE.
Attention: Carl Pednault
Votre # du projet: 07-1221-0028-2400
P.O. #:
Nom de projet: OSISKO

Rapport Assurance Qualité
DossierMaxxam:A814671

Lot AQ/CQ Num Init	Type CQ	Paramètre	Date Analyse aaaa/mm/jj	Valeur	Réc	Unités
505496 FS	ÉTALON CQ	Alcalinité Totale (en CaCO3) pH 4.5	2008/04/23		111	%
	SPIKE	Alcalinité Totale (en CaCO3) pH 4.5	2008/04/23		94	%
	BLANC DE MÉTHODE	Alcalinité Totale (en CaCO3) pH 4.5	2008/04/23	ND, LDR=2		mg/L
505557 MR4	ÉTALON CQ	Bicarbonates (HCO3 comme CaCO3)	2008/04/23			mg/L
	SPIKE	Carbonate (CO3 comme CaCO3)	2008/04/23			mg/L
	BLANC DE MÉTHODE	CyanuresTotaux	2008/04/23		83	%
505558 JS2	ÉTALON CQ	CyanuresTotaux	2008/04/23		100	%
	SPIKE	CyanuresTotaux	2008/04/23			mg/L
	BLANC DE MÉTHODE	Cyanures Libres (CN-)	2008/04/28		95	%
505562 DB2	ÉTALON CQ	Cyanures Libres (CN-)	2008/04/28		99	%
	SPIKE	Cyanures Libres (CN-)	2008/04/28			mg/L
	BLANC DE MÉTHODE	Mercure (Hg)	2008/04/23	ND, LDR=0.01		mg/L
505568 CN1	ÉTALON CQ	Mercure (Hg)	2008/04/23		104	%
	SPIKE	Mercure (Hg)	2008/04/23			mg/L
	BLANC DE MÉTHODE	Conductivité	2008/04/22	0.002, LDR=0.001		mmhos/cm
505578 HM1	ÉTALON CQ	Conductivité	2008/04/22		93	%
	SPIKE	Matières en suspension (MES)	2008/04/22		98	%
	SPIKE DUP	Matières en suspension (MES)	2008/04/22			mg/L
505579 JS2	ÉTALON CQ	Matières en suspension (MES)	2008/04/22	ND, LDR=2		mg/L
	SPIKE	Azote ammoniacal(N-NH3)	2008/04/22		89	%
	BLANC DE MÉTHODE	Azote ammoniacal(N-NH3)	2008/04/22		97	%
505654 CN1	ÉTALON CQ	Azote ammoniacal(N-NH3)	2008/04/22	ND, LDR=0.02		mg/L
	SPIKE	pH	2008/04/22		100	%
	SPIKE	pH	2008/04/22		100	%
506435 YW	SPIKE	1-Chlorooctadécane	2008/04/25		102	%
	SPIKE DUP	1-Chlorooctadécane	2008/04/25		107	%
	SPIKE	1-Chlorooctadécane	2008/04/25		85	%
	SPIKE	HydrocarburesPétroliers(C10-C50)	2008/04/25		79	%
	SPIKE DUP	HydrocarburesPétroliers(C10-C50)	2008/04/25		92	%
	SPIKE	HydrocarburesPétroliers(C10-C50)	2008/04/25		66	%
	SPIKE	HydrocarburesPétroliers(C10-C50)	2008/04/25			ug/L
	SPIKE	HydrocarburesPétroliers(C10-C50)	2008/04/25	ND, LDR=100		ug/L
	SPIKE	HydrocarburesPétroliers(C10-C50)	2008/04/25		95	%
	SPIKE	HydrocarburesPétroliers(C10-C50)	2008/04/25			ug/L
506679 MCL	BLANC DE MÉTHODE	Calcium (Ca)	2008/04/25	ND, LDR=1		mg/L
	BLANC DE MÉTHODE	Magnésium(Mg)	2008/04/25	ND, LDR=1		mg/L
	BLANC DE MÉTHODE	Dureté totale (CaCO3)	2008/04/25	ND, LDR=1		mg/L
506737 MCL	SPIKE	Aluminium (Al)	2008/04/25		95	%
	SPIKE	Antimoine (Sb)	2008/04/25		146	%
	SPIKE	Argent (Ag)	2008/04/25		88	%
	SPIKE	Arsenic (As)	2008/04/25		108	%
	SPIKE	Baryum (Ba)	2008/04/25		109	%
	SPIKE	Cadmium (Cd)	2008/04/25		105	%
	SPIKE	Chrome (Cr)	2008/04/25		96	%
	SPIKE	Cobalt (Co)	2008/04/25		99	%
	SPIKE	Cuivre (Cu)	2008/04/25		104	%
	SPIKE	Plomb (Pb)	2008/04/25		107	%
	SPIKE	Manganèse(Mn)	2008/04/25		103	%
	SPIKE	Molybdène(Mo)	2008/04/25		117	%
	SPIKE	Nickel (Ni)	2008/04/25		102	%

GOLDER ASSOCIÉS LTEE.
Attention: Carl Pednault
Votre # du projet: 07-1221-0028-2400
P.O. #:
Nom de projet: OSISKO

Rapport Assurance Qualité (Suite)

DossierMaxxam:A814671

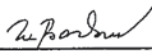

Lot	AQ/CQ		Paramètre	Date	Valeur	Réc	Unités		
Num Init	Type CQ			aaaa/mm/jj					
506737	MCL	SPIKE	Sélénium(Se)	2008/04/25		113	%		
			Sodium(Na)	2008/04/25		98	%		
			Zinc (Zn)	2008/04/25		104	%		
			Bore (B)	2008/04/25		102	%		
			Fer (Fe)	2008/04/25		102	%		
			Potassium (K)	2008/04/25		103	%		
	BLANC DE MÉTHODE			Aluminium (Al)	2008/04/25	ND, LDR=0.03		mg/L	
				Antimoine(Sb)	2008/04/25	0.008, LDR=0.006		mg/L	
				Argent (Ag)	2008/04/25	ND, LDR=0.0003		mg/L	
				Arsenic (As)	2008/04/25	ND, LDR=0.002		mg/L	
				Baryum (Ba)	2008/04/25	ND, LDR=0.03		mg/L	
				Cadmium (Cd)	2008/04/25	ND, LDR=0.001		mg/L	
				Chrome (Cr)	2008/04/25	ND, LDR=0.03		mg/L	
				Cobalt (Co)	2008/04/25	ND, LDR=0.03		mg/L	
				Cuivre (Cu)	2008/04/25	ND, LDR=0.003		mg/L	
				Plomb (Pb)	2008/04/25	ND, LDR=0.001		mg/L	
				Manganèse(Mn)	2008/04/25	ND, LDR=0.003		mg/L	
				Molybdène(Mo)	2008/04/25	ND, LDR=0.03		mg/L	
				Nickel (Ni)	2008/04/25	ND, LDR=0.01		mg/L	
				Sélénium(Se)	2008/04/25	0.006, LDR=0.001		mg/L	
				Sodium (Na)	2008/04/25	ND, LDR=0.03		mg/L	
				Zinc (Zn)	2008/04/25	ND, LDR=0.003		mg/L	
				Bore (B)	2008/04/25	ND, LDR=0.05		mg/L	
				Fer (Fe)	2008/04/25	ND, LDR=0.1		mg/L	
				Potassium (K)	2008/04/25	ND, LDR=0.1		mg/L	
		506742	JS2	SPIKE	Chlorures (Cl)	2008/04/25		90	%
					Nitrate(N) et Nitrite(N)	2008/04/25		93	%
Sulfates (SO4)	2008/04/25					90	%		
BLANC DE MÉTHODE				Chlorures (Cl)	2008/04/25	ND, LDR=0.05		mg/L	
				Nitrate(N) et Nitrite(N)	2008/04/25	ND, LDR=0.02		mg/L	
				Sulfates (SO4)	2008/04/25	ND, LDR=0.1		mg/L	

ND = Non détecté
LDR = Limite de détection rapportée
Étalon CQ = Étalon Contrôle Qualité
SPIKE = Blanc fortifié
Réc = Récupération

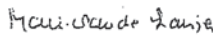

Page des signatures de validation

Dossier Maxxam: A814671



Les résultats analytiques ainsi que les données de contrôle-qualité contenus dans ce rapport furent vérifiés et validés par les personnes suivantes:

DELIA BARBUL, B.Sc., chimiste, Analyste 2

MARIE-CLAUDE LAUZIER, B.Sc., chimiste, Analyste 2

MICHEL POULIN, B.Sc., Chimiste, Analyste 2




STELIANA CALESTRU, B.Sc. chimiste, Analyste 2

Maxxam a mis en place des procédures qui protègent contre l'utilisation malsaine de la signature électronique et emploie les signataires requis selon la section 5.10.2 du guide ISO/IEC 17025:2005(E). Le CCN et l'ACLAÉ ont tous deux approuvé cette façon de rapporter les résultats ainsi que ce format électronique de rapport.

Attention: Carl Pednault
GOLDER ASSOCIÉS LTEE.
Montreal
9200, boul. l'Acadie
bureau 10
Montréal, PQ
Canada H4N 2T2

Votre # du projet: 07-1221-0028-2400
Chantier: OSISKO
Votre # Bordereau: E721115

Date du rapport: 2008/07/11

CERTIFICAT D'ANALYSES

DE DOSSIER MAXXAM: A827433

Reçu: 2008/07/04, 11:30

Matrice: EAU SOUTERRAINE

Nombre d'échantillons reçus: 1

Analyses	Quantité	Date de l' extraction	Date Analyisé	Méthode de laboratoire	Méthode d'analyse
Alcalinité totale (pH final 4.5)	1	2008/07/10	2008/07/11	STL SOP-00038/5	Titrimétrique
Anions	1	2008/07/09	2008/07/09	STL SOP-00014/5	Chrom. Ionique
Hydrocarbures Pétroliers (C10-C50)	1	2008/07/07	2008/07/08	STL SOP-00151/11	GC/FID
Cyanures libres	1	2008/07/08	2008/07/09	STL SOP-00035/2	Colorimétrie
Cyanures totaux	1	2008/07/04	2008/07/04	STL SOP-00035/2	Colorimétrie
Conductivité	1	2008/07/09	2008/07/10	STL SOP-00038/5; STL SOP-00012/2	Conductivité
Frais de gestion	1	N/A	2008/07/04		
Dureté	1	2008/07/09	2008/07/10	STL SOP-00006/7	ICP
Mercure par vapeur froide AA	1	2008/07/09	2008/07/09	STL SOP-00042/6	AA vapeur froide
Matières en suspension	1	2008/07/08	2008/07/09	STL SOP-00015/3	Gravimétrie
Métaux par ICPMS	1	2008/07/09	2008/07/10	STL SOP-00006/7	ICPMS
Azote ammoniacal	1	2008/07/07	2008/07/07	STL SOP-00040/3	Colorimétrie
pH	1	2008/07/04	2008/07/04	STL SOP-00016/5; STL SOP-00038/5,	pH mètre

clé de cryptage

Veuillez adresser toute question concernant ce certificat d'analyse à votre chargé(e) de projets

LEILA SABOURI, B. Sc., Biochimiste, Chargée de projets
Email: leila.sabouri@maxxamanalytics.com
Phone# (514) 448-9001 Ext:227

=====
Maxxam a mis en place des procédures qui protègent contre l'utilisation malsaine de la signature électronique et emploie les signataires requis selon la section 5.10.2 du guide ISO/IEC 17025:2005(E). Le CCN et l' ACLAE ont tous deux approuvé cette façon de rapporter les résultats ainsi que ce format électronique de rapport.

Veuillez vous référer à la page des signatures de validation pour le détail des validations par département.

Dossier Maxxam: A827433
Date du rapport: 2008/07/11

GOLDER ASSOCIÉS LTEE.
Votre # du projet: 07-1221-0028-2400
Nom de projet: OSISKO

HYDROCARBURES PAR GCFID (EAU SOUTERRAINE)

ID Maxxam		F01928		
Date d'échantillonnage		2008/07/03		
# Bordereau		E721115		
	Unités	SHAFT-EM-2008-07-03	LDR	Lot CQ

HYDRO. PÉTROLIERS TOTAUX				
Hydrocarbures Pétroliers (C10-C50)	ug/L	ND	100	527329
Récupération des Surrogates (%)				
1-Chlorooctadécane	%	65	N/A	527329

ND = Non détecté
N/A = Non applicable
LDR = Limite de détection rapportée
Lot CQ = Lot contrôle qualité

Dossier Maxxam: A827433
Date du rapport: 2008/07/11

GOLDER ASSOCIÉS LTEE.
Votre # du projet: 07-1221-0028-2400
Nom de projet: OSISKO

MÉTAUX (EAU SOUTERRAINE)

ID Maxxam		F01928		
Date d'échantillonnage		2008/07/03		
# Bordereau		E721115		
	Unités	SHAFT-EM-2008-07-03	LDR	Lot CQ

MÉTAUX				
Mercuré (Hg)	ug/L	ND	0.1	528145
Aluminium (Al)	ug/L	ND	30	528087
Calcium (Ca)	ug/L	190000	1000	528089
Antimoine (Sb)	ug/L	ND	6	528087
Magnésium (Mg)	ug/L	61000	1000	528089
Argent (Ag)	ug/L	ND	0.3	528087
Dureté totale (CaCO ₃)	ug/L	730000	1000	528089
Arsenic (As)	ug/L	ND	2	528087
Baryum (Ba)	ug/L	51	30	528087
Cadmium (Cd)	ug/L	ND	1	528087
Chrome (Cr)	ug/L	ND	30	528087
Cobalt (Co)	ug/L	ND	30	528087
Cuivre (Cu)	ug/L	ND	3	528087
Plomb (Pb)	ug/L	ND	1	528087
Manganèse (Mn)	ug/L	2000	3	528087
Molybdène (Mo)	ug/L	ND	30	528087
Nickel (Ni)	ug/L	35	10	528087
Sélénium (Se)	ug/L	ND	1	528087
Sodium (Na)	ug/L	33000	30	528087
Zinc (Zn)	ug/L	ND	3	528087
Bore (B)	ug/L	94	50	528087
Fer (Fe)	ug/L	1000	100	528087
Potassium (K)	ug/L	35000	100	528087

ND = Non détecté
LDR = Limite de détection rapportée
Lot CQ = Lot contrôle qualité

Dossier Maxxam: A827433
Date du rapport: 2008/07/11

GOLDER ASSOCIÉS LTEE.
Votre # du projet: 07-1221-0028-2400
Nom de projet: OSISKO

PARAMÈTRES CONVENTIONNELS (EAU SOUTERRAINE)

ID Maxxam		F01928		
Date d'échantillonnage		2008/07/03		
# Bordereau		E721115		
	Unités	SHAFT-EM-2008-07-03	LDR	Lot CQ

CONVENTIONNELS				
Azote ammoniacal (N-NH3)	mg/L	0.51	0.02	527379
Conductivité	mmhos/cm	1.5	0.001	528446
Cyanures Libres (CN-)	mg/L	ND	0.01	527897
Cyanures Totaux	mg/L	ND	0.01	527016
pH	pH	9.3	N/A	527040
Alcalinité Totale (en CaCO3) pH 4.5	mg/L	260	2	528686
Bicarbonates (HCO3 comme CaCO3)	mg/L	260	2	528686
Carbonate (CO3 comme CaCO3)	mg/L	ND	2	528686
Chlorures (Cl)	mg/L	27	0.5	528170
Nitrate(N) et Nitrite(N)	mg/L	ND	0.02	528170
Sulfates (SO4)	mg/L	440	2	528170
Matières en suspension (MES)	mg/L	6	2	527767

ND = Non détecté
LDR = Limite de détection rapportée
Lot CQ = Lot contrôle qualité

Dossier Maxxam: A827433
Date du rapport: 2008/07/11

GOLDER ASSOCIÉS LTEE.
Votre # du projet: 07-1221-0028-2400
Nom de projet: OSISKO

REMARQUES GÉNÉRALES

État des échantillons à l'arrivée: BON

HYDROCARBURES PAR GCFID (EAU SOUTERRAINE)

Veillez noter que les résultats n'ont pas été corrigés pour la récupération des échantillons de contrôle de qualité (spike et surrogates). Veuillez noter que les résultats ont été corrigés pour le blanc de méthode.

MÉTAUX (EAU SOUTERRAINE)

Veillez noter que les résultats n'ont pas été corrigés pour la récupération des échantillons de contrôle de qualité. Veuillez noter que les résultats ont été corrigés pour le blanc.

L'échantillon F01928 a été filtré en laboratoire avant l'analyse des métaux. Ces résultats correspondent à des métaux dissous.

PARAMÈTRES CONVENTIONNELS (EAU SOUTERRAINE)

Veillez noter que les résultats n'ont pas été corrigés pour la récupération des échantillons de contrôle de qualité. Veuillez noter que les résultats ont été corrigés pour le blanc.

Les limites de détections indiquées sont multipliées par les facteurs de dilution utilisés pour l'analyse des échantillons.

Les résultats s'appliquent seulement pour les paramètres analysés.

GOLDER ASSOCIÉS LTEE.
Attention: Carl Pednault
Votre # du projet: 07-1221-0028-2400
P.O. #:
Nom de projet: OSISKO

Rapport Assurance Qualité

Dossier Maxxam: A827433

Lot AQ/CQ Num Init	Type CQ	Paramètre	Date Analysé aaaa/mm/jj	Valeur	Réc	Unités
527016 JS2	ÉTALON CQ	Cyanures Totaux	2008/07/04		96	%
	SPIKE	Cyanures Totaux	2008/07/04		95	%
527040 CN1	BLANC DE MÉTHODE	Cyanures Totaux	2008/07/04	ND, LDR=0.01		mg/L
	Calibration Check	pH	2008/07/04		100	%
527329 MST	ÉTALON CQ	pH	2008/07/04		100	%
	SPIKE	pH	2008/07/04		100	%
	SPIKE	1-Chlorooctadécane	2008/07/08		98	%
	SPIKE DUP	1-Chlorooctadécane	2008/07/08		60	%
		1-Chlorooctadécane	2008/07/08		84	%
		1-Chlorooctadécane	2008/07/08		80	%
	SPIKE	Hydrocarbures Pétroliers (C10-C50)	2008/07/08		83	%
	SPIKE DUP	Hydrocarbures Pétroliers (C10-C50)	2008/07/08		58	%
		Hydrocarbures Pétroliers (C10-C50)	2008/07/08		76	%
		Hydrocarbures Pétroliers (C10-C50)	2008/07/08		82	%
527379 DKH	BLANC DE MÉTHODE	1-Chlorooctadécane	2008/07/08		80	%
	ÉTALON CQ	Hydrocarbures Pétroliers (C10-C50)	2008/07/08	110, LDR=100		ug/L
527767 JM6	SPIKE	Azote ammoniacal (N-NH3)	2008/07/07		97	%
	SPIKE	Azote ammoniacal (N-NH3)	2008/07/07		102	%
527897 JS2	BLANC DE MÉTHODE	Azote ammoniacal (N-NH3)	2008/07/07	ND, LDR=0.02		mg/L
	SPIKE	Matières en suspension (MES)	2008/07/09		95	%
528087 SC5	SPIKE DUP	Matières en suspension (MES)	2008/07/09		96	%
	BLANC DE MÉTHODE	Matières en suspension (MES)	2008/07/09	3, LDR=2		mg/L
527897 JS2	ÉTALON CQ	Cyanures Libres (CN-)	2008/07/09		91	%
	SPIKE	Cyanures Libres (CN-)	2008/07/09		103	%
528087 SC5	BLANC DE MÉTHODE	Cyanures Libres (CN-)	2008/07/09	ND, LDR=0.01		mg/L
	SPIKE	Aluminium (Al)	2008/07/10		113	%
		Antimoine (Sb)	2008/07/10		111	%
		Argent (Ag)	2008/07/10		87	%
		Arsenic (As)	2008/07/10		112	%
		Baryum (Ba)	2008/07/10		107	%
		Cadmium (Cd)	2008/07/10		104	%
		Chrome (Cr)	2008/07/10		109	%
		Cobalt (Co)	2008/07/10		106	%
		Cuivre (Cu)	2008/07/10		107	%
		Plomb (Pb)	2008/07/10		103	%
		Manganèse (Mn)	2008/07/10		104	%
		Molybdène (Mo)	2008/07/10		108	%
		Nickel (Ni)	2008/07/10		102	%
		Sélénium (Se)	2008/07/10		82	%
		Sodium (Na)	2008/07/10		110	%
		Zinc (Zn)	2008/07/10		101	%
		Bore (B)	2008/07/10		108	%
		Fer (Fe)	2008/07/10		104	%
		Potassium (K)	2008/07/10		106	%
528087 SC5	BLANC DE MÉTHODE	Aluminium (Al)	2008/07/10	ND, LDR=0.03		mg/L
		Antimoine (Sb)	2008/07/10	ND, LDR=0.006		mg/L
		Argent (Ag)	2008/07/10	ND, LDR=0.0003		mg/L
		Arsenic (As)	2008/07/10	ND, LDR=0.002		mg/L
		Baryum (Ba)	2008/07/10	ND, LDR=0.03		mg/L

GOLDER ASSOCIÉS LTEE.
Attention: Carl Pednault
Votre # du projet: 07-1221-0028-2400
P.O. #:
Nom de projet: OSISKO

Rapport Assurance Qualité (Suite)

Dossier Maxxam: A827433

Lot AQ/CQ	Type CQ	Paramètre	Date Analysé	Valeur	Réc	Unités
Num Init			aaaa/mm/jj			
528087 SC5	BLANC DE MÉTHODE	Cadmium (Cd)	2008/07/10	ND, LDR=0.001		mg/L
		Chrome (Cr)	2008/07/10	ND, LDR=0.03		mg/L
		Cobalt (Co)	2008/07/10	ND, LDR=0.03		mg/L
		Cuivre (Cu)	2008/07/10	ND, LDR=0.003		mg/L
		Plomb (Pb)	2008/07/10	ND, LDR=0.001		mg/L
		Manganèse (Mn)	2008/07/10	ND, LDR=0.003		mg/L
		Molybdène (Mo)	2008/07/10	ND, LDR=0.03		mg/L
		Nickel (Ni)	2008/07/10	ND, LDR=0.01		mg/L
		Sélénium (Se)	2008/07/10	0.006, LDR=0.001		mg/L
		Sodium (Na)	2008/07/10	0.03, LDR=0.03		mg/L
		Zinc (Zn)	2008/07/10	ND, LDR=0.003		mg/L
		Bore (B)	2008/07/10	ND, LDR=0.05		mg/L
		Fer (Fe)	2008/07/10	ND, LDR=0.1		mg/L
		Potassium (K)	2008/07/10	ND, LDR=0.1		mg/L
528089 SC5	BLANC DE MÉTHODE	Calcium (Ca)	2008/07/10	ND, LDR=1		mg/L
		Magnésium (Mg)	2008/07/10	ND, LDR=1		mg/L
		Dureté totale (CaCO3)	2008/07/10	ND, LDR=1		mg/L
528145 MR4	ÉTALON CQ SPIKE	Mercure (Hg)	2008/07/09		91	%
		Mercure (Hg)	2008/07/09		103	%
528170 FS	BLANC DE MÉTHODE SPIKE	Mercure (Hg)	2008/07/09	ND, LDR=0.0001		mg/L
		Chlorures (Cl)	2008/07/09		98	%
		Nitrate(N) et Nitrite(N)	2008/07/09		101	%
		Sulfates (SO4)	2008/07/09		99	%
		Chlorures (Cl)	2008/07/09	ND, LDR=0.05		mg/L
528446 AK3	ÉTALON CQ SPIKE	Nitrate(N) et Nitrite(N)	2008/07/09	ND, LDR=0.02		mg/L
		Sulfates (SO4)	2008/07/09	ND, LDR=0.1		mg/L
		Conductivité	2008/07/10		98	%
		Conductivité	2008/07/10		100	%
528686 AK3	BLANC DE MÉTHODE	Conductivité	2008/07/10	ND, LDR=0.001		mmhos/cm
		Alcalinité Totale (en CaCO3) pH 4.5	2008/07/11		92	%
		Alcalinité Totale (en CaCO3) pH 4.5	2008/07/11		92	%
		Alcalinité Totale (en CaCO3) pH 4.5	2008/07/11	3, LDR=2		mg/L
		Bicarbonates (HCO3 comme CaCO3)	2008/07/11	3, LDR=2		mg/L
Carbonate (CO3 comme CaCO3)	2008/07/11	ND, LDR=2		mg/L		

ND = Non détecté
LDR = Limite de détection rapportée
Étalon CQ = Étalon Contrôle Qualité
SPIKE = Blanc fortifié
Réc = Récupération

Page des signatures de validation

Dossier Maxxam: A827433

Les résultats analytiques ainsi que les données de contrôle-qualité contenus dans ce rapport furent vérifiés et validés par les personnes suivantes:

*Mélanie
Santerre*



MÉLANIE SANTERRE,

Steliana Calestru



STELIANA CALESTRU, B.Sc. chimiste, Analyste 2

Veronic Beausejour



VERONIC BEAUSEJOUR, B.Sc., chimiste, Superviseur

Maxxam a mis en place des procédures qui protègent contre l'utilisation malsaine de la signature électronique et emploie les signataires requis selon la section 5.10.2 du guide ISO/IEC 17025:2005(E). Le CCN et l'ACLAE ont tous deux approuvé cette façon de rapporter les résultats ainsi que ce format électronique de rapport.

Leila Sabouri

From: Pednault, Carl [Carl_Pednault@golder.com]
Sent: Friday, July 04, 2008 10:11 AM
To: Leila Sabouri
Subject: eb remplacement du bordereau

Bonjour Leila,

Voici la liste de tous les paramètres qui doivent être analysés pour le projet 07-1221-0028-2400

- métaux: aluminium, antimoine, argent, arsenic, baryum, bore, cadmium, chrome, cobalt, cuivre, plomb, manganèse, molybdène, nickel, sélénium, zinc, fer
- mercure total
- nitrate et nitrite
- ions majeurs: calcium, magnésium, chlorures, sulfates, sodium, potassium, carbonates, bicarbonates,
- azote ammoniacal
- pH
- conductivité
- dureté totale
- matières en suspension
- hydrocarbures pétroliers
- cyanures libres
- cyanures totaux

Les échantillons n'ont pas pu être filtrés et acidifiés, pour ceux qui dont c'étaient nécessaires. Ils doivent donc être testés dans les 24h. Aussi lors d'une analyse précédente le fer a donné non-déteç. C'est surprenant parce que cette eau colore tout en rouge. Peux-tu apporter une attention particulière à cette analyse.

Merci

Carl Pednault ing. jr
 Chargé de projet
 Géo-Ingénierie

Golder Associés Ltée
 MONTRÉAL

9200 boul. de l'Acadie, bureau 10
 Montréal, Québec
 Canada H4N 2T2
 Tel: (514) 383-0990
 Dir: (514) 383-6196
 Ext : 381
 Fax: (514) 383-5332



Visitez notre site Web : www.golder.com

Ce courriel est destiné exclusivement au(x) destinataire(s) mentionné(s) ci-dessus et peut contenir de l'information privilégiée, confidentielle et/ou dispensée de divulgation aux termes des lois applicables. Si vous avez reçu ce message par erreur, ou s'il ne vous est pas destiné, veuillez le mentionner immédiatement à l'expéditeur et effacer ce courriel. Tout produit transmis sur support électronique risque de subir des modifications non autorisées, de se détériorer ou de s'avérer incompatible. En conséquence, la version électronique de quelque document ou produit de travail que ce soit ne devrait pas être considérée fiable.

Info. Facturation Compagnie : <u>GOLDER</u> Adresse : <u>9200 BLV. ACCADIE</u> <u>MONTREAL</u> Attention de : <u>C. PEDNAULT.</u> Téléphone : <u>514-383-0990</u> Télécopieur : <u>514-383-5332</u> Échantillonneur : <u>H.G.</u>	Info. Rapport (si différent de Facturation) Compagnie : _____ Adresse : _____ Attention de : _____ Téléphone : _____ Télécopieur : _____ Échantillonneur : _____	No. de commande : _____ Projet / Site : <u>OSISKO</u> No. de cotation : _____ No. de projet : <u>07-1221-0028-2400</u>
---	---	---

Je déclare par la présente comprendre et accepter les conditions et modalités de Maxxam telles que décrites au verso du présent formulaire.

Identification de l'échantillon (point de prélèvement)	Échantillon Type d'eau Autre	Prélèvement (date / heure)	à filtrer	nombre de contenants	HP (Co-Ca) <input type="checkbox"/>	H & G Tot <input type="checkbox"/>	BTEX <input type="checkbox"/>	HAM <input type="checkbox"/>	Phénols (Color) <input type="checkbox"/>	HAP <input type="checkbox"/>	BPC (Congénères) (GC-MS) <input type="checkbox"/>	Métaux Lourds (Cd, Cr, Cu, Ni, Pb, Zn) <input type="checkbox"/>	Métaux (CP politique - 13 élé.-sol)** <input type="checkbox"/>	16 élé. sol*** <input type="checkbox"/>	Autres <input type="checkbox"/>	F <input type="checkbox"/>	Cl <input type="checkbox"/>	SO ₄ <input type="checkbox"/>	NO ₂ <input type="checkbox"/>	NO ₃ <input type="checkbox"/>	NH ₄ <input type="checkbox"/>	P-Tot <input type="checkbox"/>	MTK <input type="checkbox"/>	Conductivité <input checked="" type="checkbox"/>	MES <input checked="" type="checkbox"/>	Sulfure (SH ₂) <input type="checkbox"/>	Sulfure (S-Tot.) <input type="checkbox"/>	CH-Dr <input checked="" type="checkbox"/>	CN Libre <input type="checkbox"/>	DBO ₅ <input type="checkbox"/>	Turbidité <input type="checkbox"/>	COT <input type="checkbox"/>	RDS <input type="checkbox"/>	RMD <input type="checkbox"/>	CUM ART. 10 <input type="checkbox"/>	ART. 11 <input type="checkbox"/>	Eau Potable : ORG. <input type="checkbox"/>	INOR. <input type="checkbox"/>	THM <input type="checkbox"/>	COLIF (Fec) <input type="checkbox"/>	COLIF (Tot.) <input type="checkbox"/>	BHA <input type="checkbox"/>	Eprouv. EPA 8095 <input type="checkbox"/>	EPA 8330 <input type="checkbox"/>	Aune (spécifier) : <u>IONS HA SEUR</u> <u>DURETÉ TOTAL.</u>
--	------------------------------	----------------------------	-----------	----------------------	-------------------------------------	------------------------------------	-------------------------------	------------------------------	--	------------------------------	---	---	--	---	---------------------------------	----------------------------	-----------------------------	--	--	--	--	--------------------------------	------------------------------	--	---	---	---	---	-----------------------------------	---	------------------------------------	------------------------------	------------------------------	------------------------------	--------------------------------------	----------------------------------	---	--------------------------------	------------------------------	--------------------------------------	---------------------------------------	------------------------------	---	-----------------------------------	--

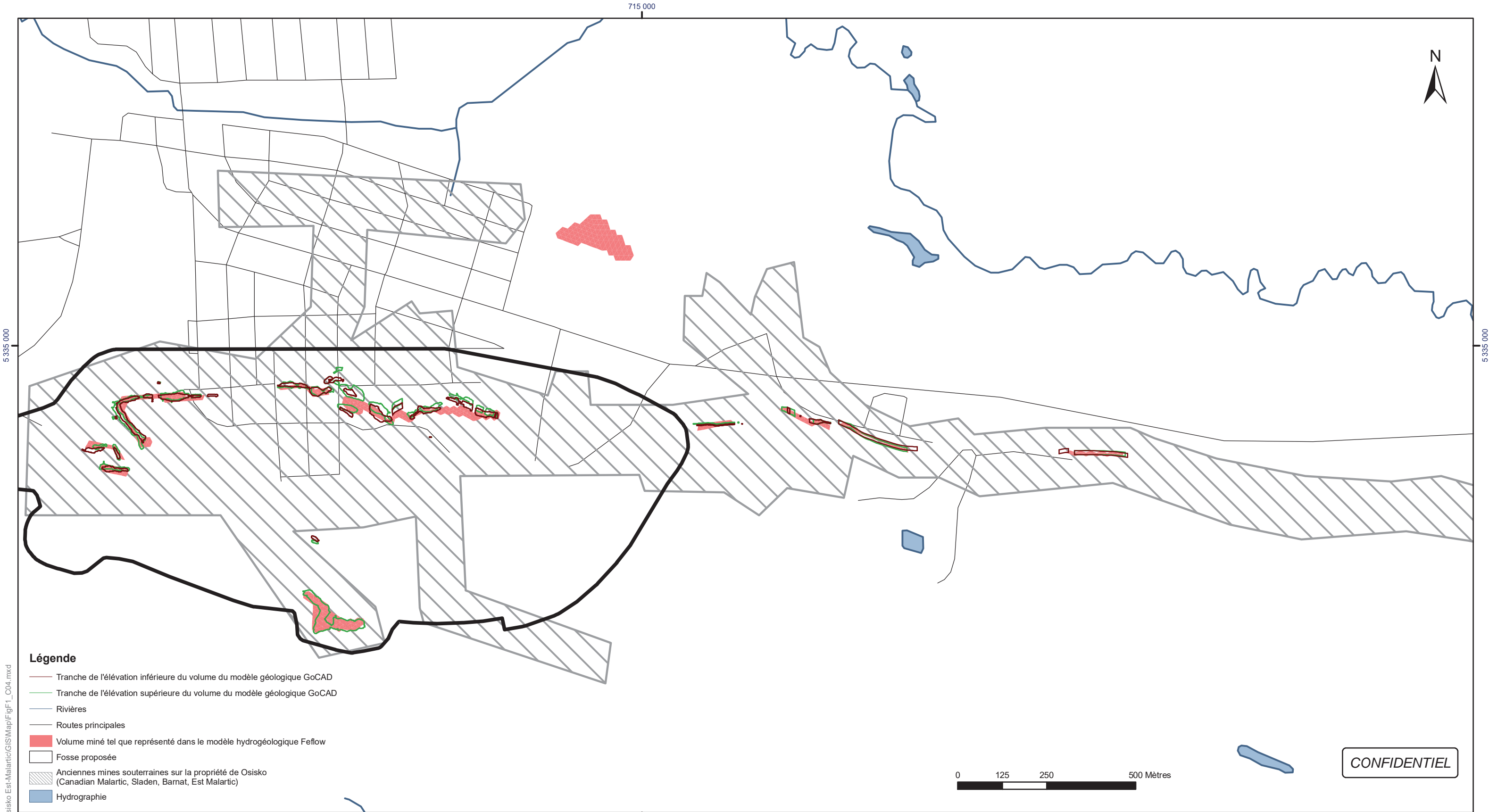
Identification de l'échantillon (point de prélèvement)	Échantillon Type d'eau Autre	Prélèvement (date / heure)	à filtrer	nombre de contenants	HP (Co-Ca)	H & G Tot	BTEX	HAM	Phénols (Color)	HAP	BPC (Congénères) (GC-MS)	Métaux Lourds (Cd, Cr, Cu, Ni, Pb, Zn)	Métaux (CP politique - 13 élé.-sol)**	16 élé. sol***	Autres	F	Cl	SO ₄	NO ₂	NO ₃	NH ₄	P-Tot	MTK	Conductivité	MES	Sulfure (SH ₂)	Sulfure (S-Tot.)	CH-Dr	CN Libre	DBO ₅	Turbidité	COT	RDS	RMD	CUM ART. 10	ART. 11	Eau Potable : ORG.	INOR.	THM	COLIF (Fec)	COLIF (Tot.)	BHA	Eprouv. EPA 8095	EPA 8330	Aune (spécifier)			
<u>SHAFT-EM 2008-07-03</u>	<u>S</u>	<u>3 juillet 08</u>	<u>0</u>	<u>9</u>	<u>X</u>							<u>X</u>	<u>X</u>	<u>X</u>									<u>X</u>	<u>X</u>																						<u>X</u>	<u>X</u>	
(*) LE PRIORITÉS URGENTES SERONT FAIT PAR CARL PEDNAULT.																																																

LÉGENDE : ** Métaux 13 éléments (Ag, As, Ba, Cd, Co, Cr, Cu, Sn, Mn, Mo, Ni, Pb, Zn).
 *** Métaux 16 éléments (Al, Sb, Ag, As, Ba, Cd, Cr, Co, Cu, Mn, Mo, Ni, Pb, Se, Na, Zn).

Types d'eau : S = Souterraine P = Potable DL = Déchet liquide Sur = Surface E = Eau usée C = Captage	Délais : <input checked="" type="checkbox"/> 24h <input checked="" type="checkbox"/> 48h <input type="checkbox"/> 72h <input type="checkbox"/> Régulier Date : _____	Condition générale à la réception : _____
Normes/Réglement Applicables : _____ (À remplir)		
Chaîne de responsabilité		
Déssaisi par : _____	Date : <u>2008/07/04</u> Heure : <u>11:30</u>	Reçu par : _____
Remarques : _____		
Nombre de glacières : _____	Température de réception : <u>14° 15° 16°</u>	Page 10 de 10

ANNEXE E

COMPARAISON ENTRE LES VOLUMES DES CHANTIERS DES MODÈLES GÉOLOGIQUE ET HYDROGÉOLOGIQUE 3D



Projection: Transverse universelle de Mercator Datum: NAD 83 Système de coordonnées : UTM Zone 17

Sources: Données Golder



Date :	2008-05-13	Échelle :	1:10 000
SIG :	N. Zepeda-Gálvez	Conception:	Marie-Noëlle Riverin
Vérification	Alexandre Boutin	Approbation :	Normand d'Anjou
Dessin no. :	FigF1_C04.mxd	Projet no. :	07-122 1-0028



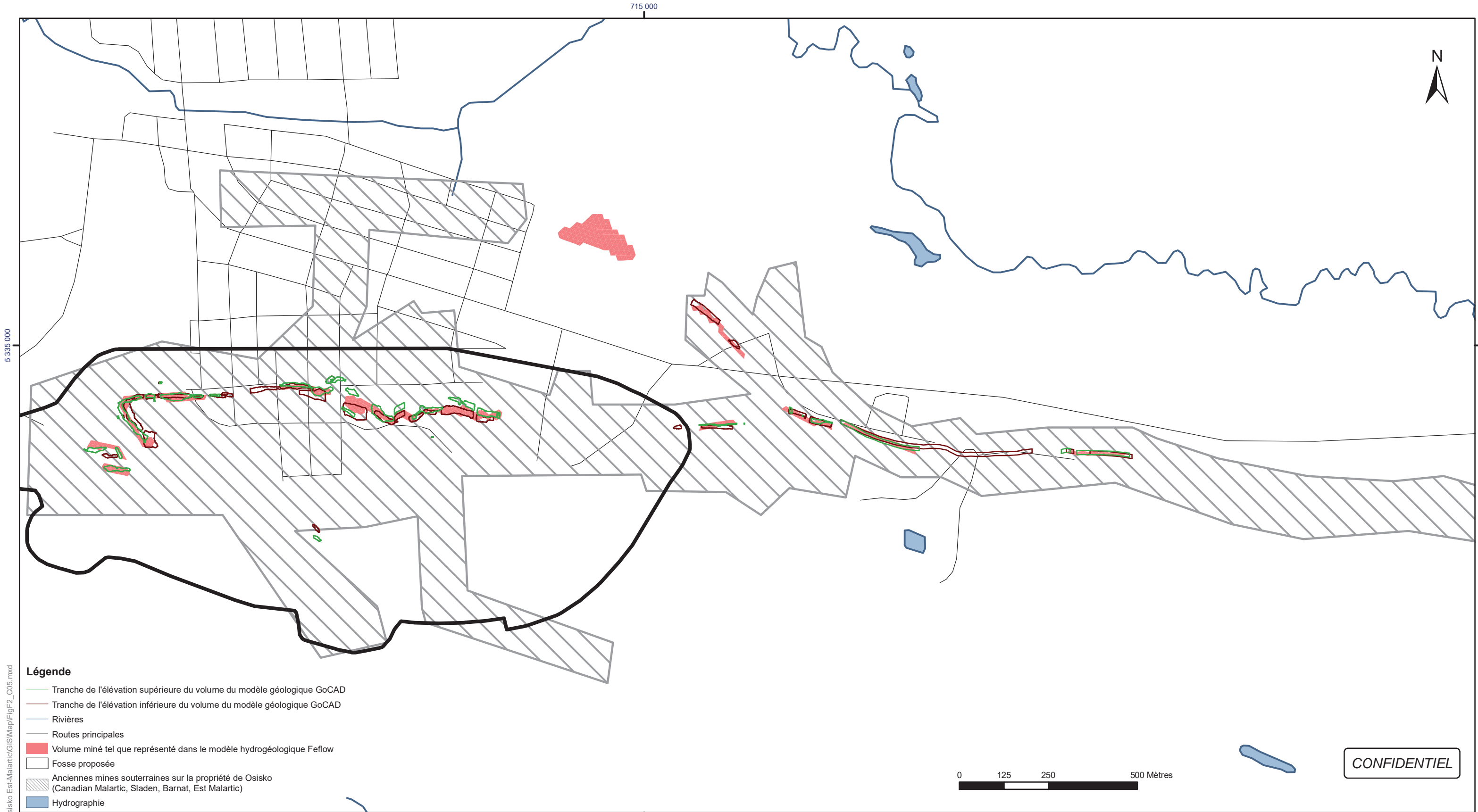
ÉVALUATION DU DÉBIT D'EXHAURE ET DES IMPACTS POTENTIELS
SUR LES NIVEAUX DES EAUX SOUTERRAINES
OSISKO EXPLORATION, MALARTIC, QUÉBEC, CANADA

Comparaison entre les volumes minés et les volumes
d'ouverture assignés au modèle numérique - Couche 4

Figure :
E-1

CONFIDENTIEL

Projet: N:\Acad\2007\1221\07-1221-0028 Osisko Est-Malartic\GIS\Map\FigF1_C04.mxd



Légende

- Tranche de l'élévation supérieure du volume du modèle géologique GoCAD
- Tranche de l'élévation inférieure du volume du modèle géologique GoCAD
- Rivières
- Routes principales
- Volume miné tel que représenté dans le modèle hydrogéologique Feflow
- Fosse proposée
- Anciennes mines souterraines sur la propriété de Osisko (Canadian Malartic, Sladen, Barnat, Est Malartic)
- Hydrographie

0 125 250 500 Mètres

CONFIDENTIEL

Projection: Transverse universelle de Mercator Datum: NAD 83 Système de coordonnées : UTM Zone 18

Sources: Données Golder



Date :	2008-05-13	Échelle :	1:10 000
SIG :	N. Zepeda-Gálvez	Conception:	Marie-Noëlle Riverin
Vérification	Alexandre Boutin	Approbation :	Normand d'Anjou
Dessin no. :	FigF2_C05.mxd	Projet no. :	07-122 1-0028

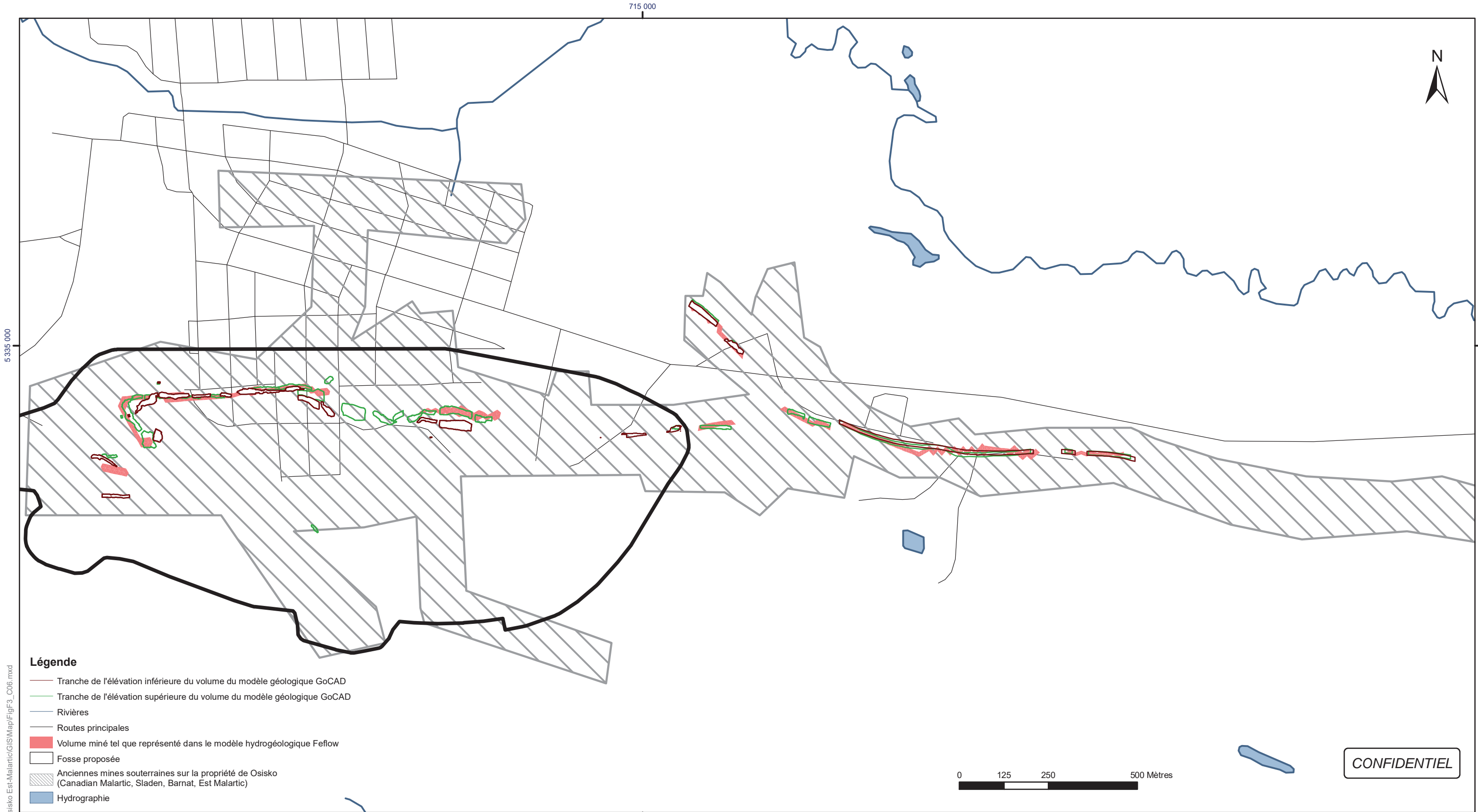


ÉVALUATION DU DÉBIT D'EXHAURE ET DES IMPACTS POTENTIELS
SUR LES NIVEAUX DES EAUX SOUTERRAINES
OSISKO EXPLORATION, MALARTIC, QUÉBEC, CANADA

Comparaison entre les volumes minés et les volumes d'ouverture assignés au modèle numérique - Couche 5

Figure : **E-2**

Projet: N:\Acad\2007\1221\07-1221-0028 Osisko Est-Malartic\GIS\Map\FigF2_C05.mxd



- Légende**
- Tranche de l'élévation inférieure du volume du modèle géologique GoCAD
 - Tranche de l'élévation supérieure du volume du modèle géologique GoCAD
 - Rivières
 - Routes principales
 - Volume miné tel que représenté dans le modèle hydrogéologique Feflow
 - Fosse proposée
 - ▨ Anciennes mines souterraines sur la propriété de Osisko (Canadian Malartic, Sladen, Barnat, Est Malartic)
 - Hydrographie



CONFIDENTIEL

Projection: Transverse universelle de Mercator Datum: NAD 83 Système de coordonnées : UTM Zone 17

Sources: Données Golder

Golder Associés
 9200, boul. de l'Acadie, bureau 10
 Montréal (Québec) H4N 2T2
 Tél: (514) 383-0990 Fax: (514) 383-5332

Date :	2008-05-13	Échelle :	1:10 000
SIG :	N. Zepeda-Gálvez	Conception:	Marie-Noëlle Riverin
Vérification	Alexandre Boutin	Approbation :	Normand d'Anjou
Dessin no. :	FigF3_C06.mxd	Projet no. :	07-122 1-0028

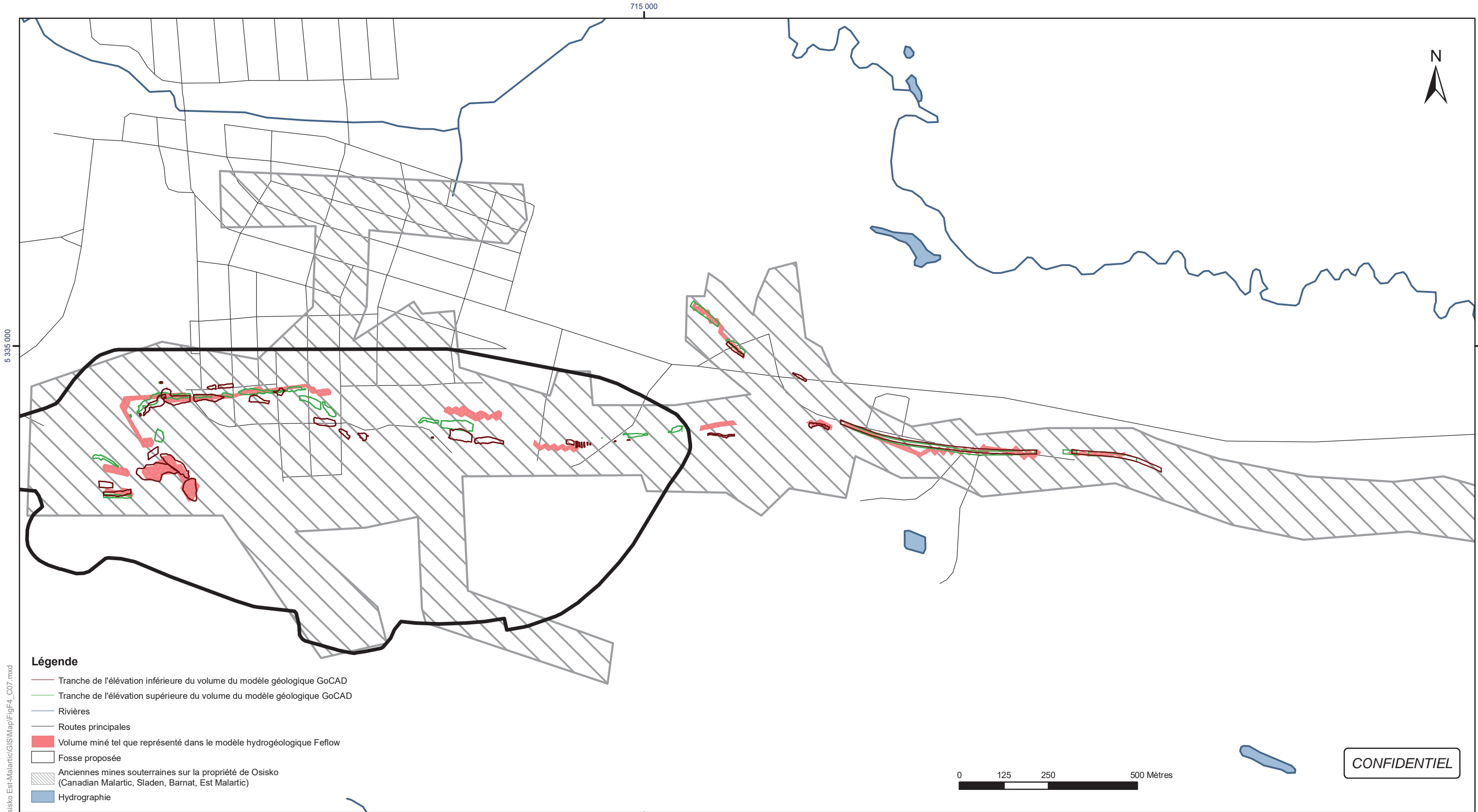


ÉVALUATION DU DÉBIT D'EXHAURE ET DES IMPACTS POTENTIELS
 SUR LES NIVEAUX DES EAUX SOUTERRAINES
 OSISKO EXPLORATION, MALARTIC, QUÉBEC, CANADA

Comparaison entre les volumes minés et les volumes d'ouverture assignés au modèle numérique - Couche 6

Figure : **E-3**

Projet: N:\Actif\2007\1221\07-1221-0028 Osisko Est-Malartic\GIS\Map\FigF3_C06.mxd



Légende

- Tranche de l'élévation inférieure du volume du modèle géologique GoCAD
- Tranche de l'élévation supérieure du volume du modèle géologique GoCAD
- Rivières
- Routes principales
- Volume miné tel que représenté dans le modèle hydrogéologique Feflow
- Fosse proposée
- Anciennes mines souterraines sur la propriété de Osisko (Canadian Malartic, Sladen, Barnat, Est Malartic)
- Hydrographie



CONFIDENTIEL

Projection: Transverse universelle de Mercator Datum: NAD 83 Système de coordonnées : UTM Zone 17

Sources: Données Golder

Golder Associés
 9200, boul. de l'Acadie, bureau 10
 Montréal (Québec) H4N 2T2
 Tél: (514) 383-0990 Fax: (514) 383-5332

Date :	2008-05-13	Échelle :	1:10 000
SIG :	N. Zepeda-Gálvez	Conception:	Marie-Noëlle Riverin
Vérification	Alexandre Boutin	Approbation :	Normand d'Anjou
Dessin no. :	FigF4_C07.mxd	Projet no. :	07-122 1-0028

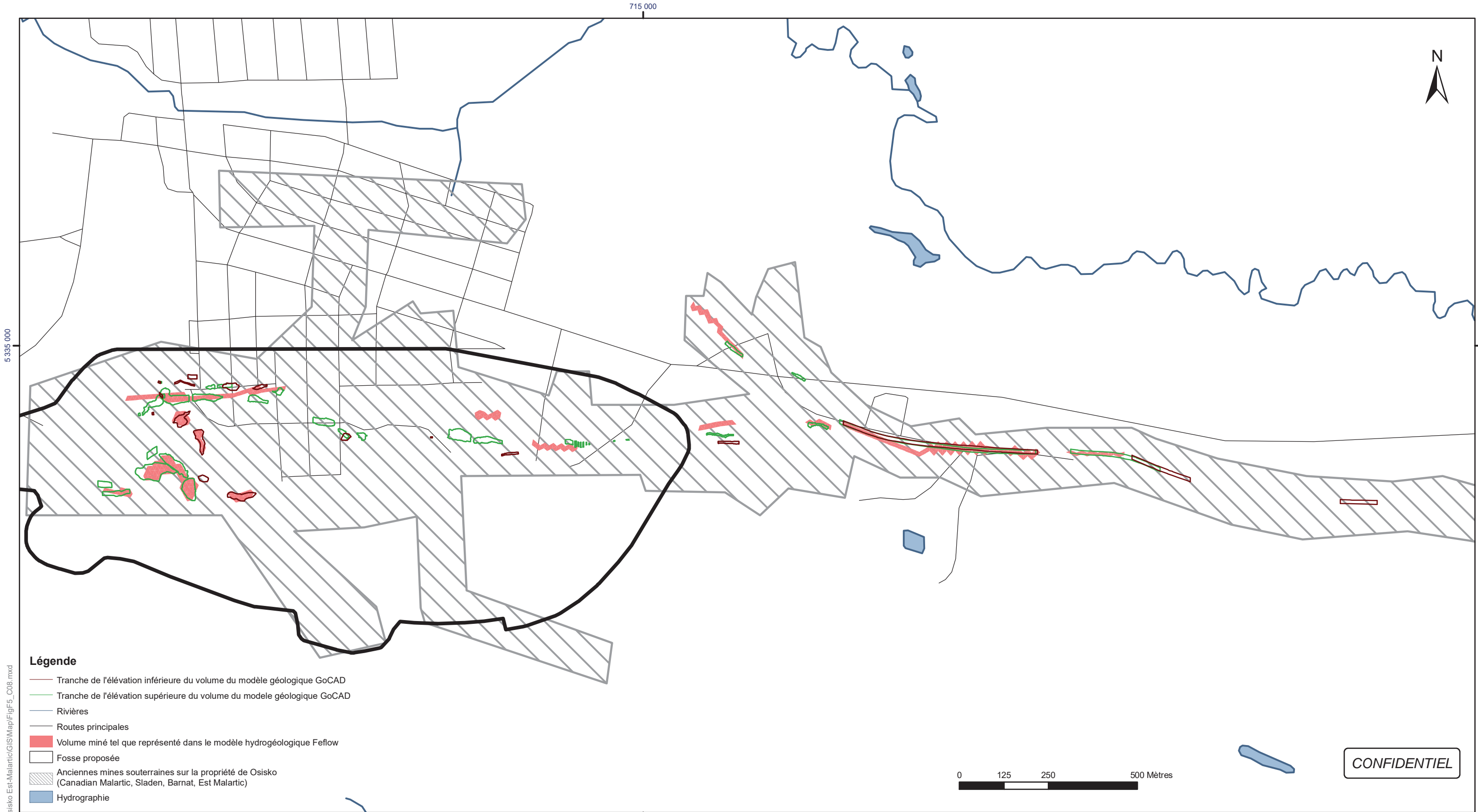


ÉVALUATION DU DÉBIT D'EXHAURE ET DES IMPACTS POTENTIELS
 SUR LES NIVEAUX DES EAUX SOUTERRAINES
 OSISKO EXPLORATION, MALARTIC, QUÉBEC, CANADA

Comparaison entre les volumes minés et les volumes d'ouverture assignés au modèle numérique - Couche 7

Figure : **E-4**

Projet: N:\Activ\2007\1221107-1221-0028 Osisko Est-Malartic\GIS\Map\FigF4_C07.mxd



- Légende**
- Tranche de l'élévation inférieure du volume du modèle géologique GoCAD
 - Tranche de l'élévation supérieure du volume du modèle géologique GoCAD
 - Rivières
 - Routes principales
 - Volume miné tel que représenté dans le modèle hydrogéologique Feflow
 - Fosse proposée
 - ▨ Anciennes mines souterraines sur la propriété de Osisko (Canadian Malartic, Sladen, Barnat, Est Malartic)
 - Hydrographie



CONFIDENTIEL

Projection: Transverse universelle de Mercator Datum: NAD 83 Système de coordonnées : UTM Zone 17

Sources: Données Golder

Golder Associés
 9200, boul. de l'Acadie, bureau 10
 Montréal (Québec) H4N 2T2
 Tél: (514) 383-0990 Fax: (514) 383-5332

Date :	2008-05-13	Échelle :	1:10 000
SIG :	N. Zepeda-Gálvez	Conception:	Marie-Noëlle Riverin
Vérification	Alexandre Boutin	Approbation :	Normand d'Anjou
Dessin no. :	FigF5_C08	Projet no. :	07-122 1-0028

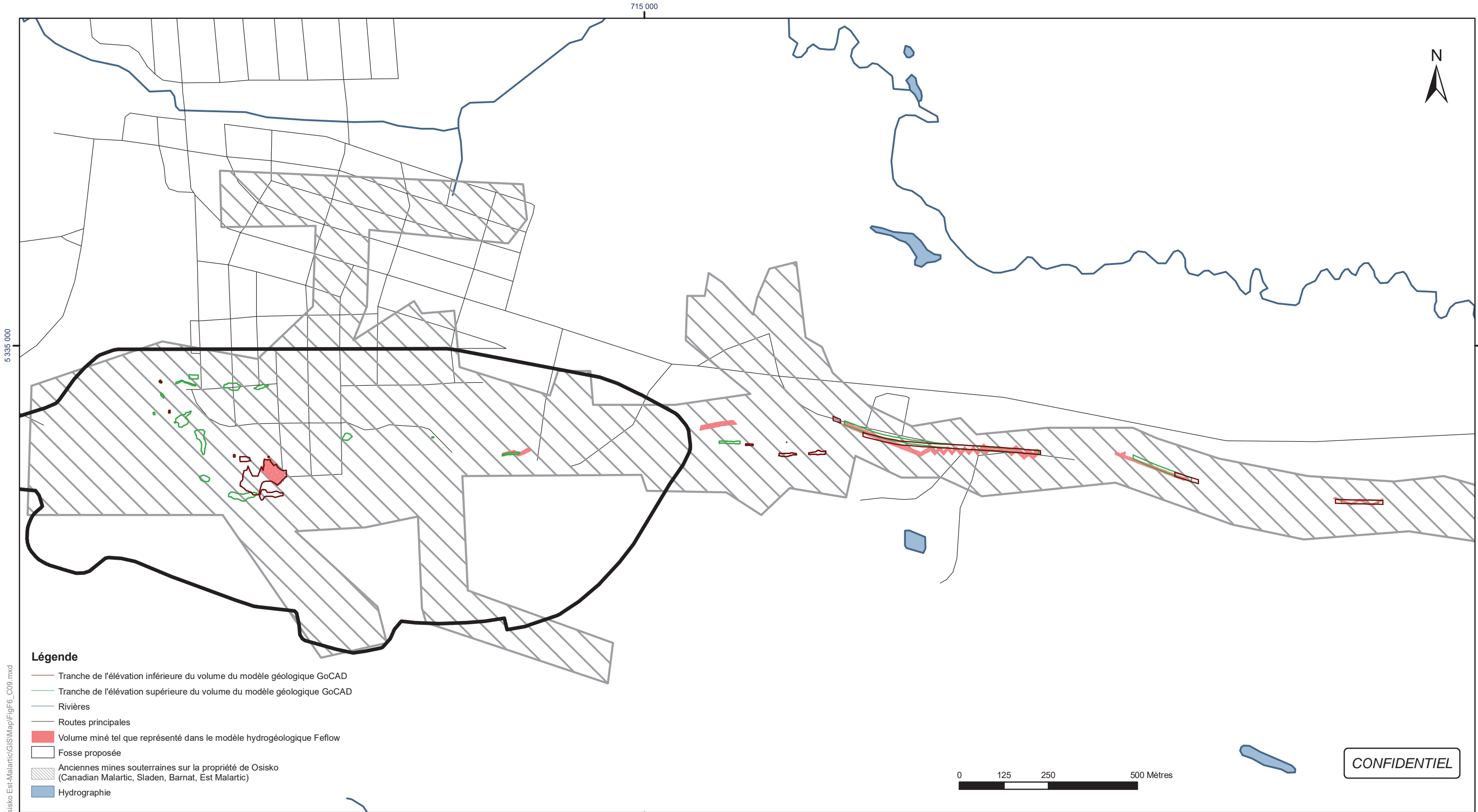


ÉVALUATION DU DÉBIT D'EXHAURE ET DES IMPACTS POTENTIELS
 SUR LES NIVEAUX DES EAUX SOUTERRAINES
 OSISKO EXPLORATION, MALARTIC, QUÉBEC, CANADA

Comparaison entre les volumes minés et les volumes d'ouverture assignés au modèle numérique - Couche 8

Figure : **E-5**

Projet: N:\Acad\2007\1221\07-1221-0028 Osisko Est-Malartic\GIS\Map\FigF5_C08.mxd



Légende

- Tranche de l'élévation inférieure du volume du modèle géologique GoCAD
- Tranche de l'élévation supérieure du volume du modèle géologique GoCAD
- Rivières
- Routes principales
- Volume miné tel que représenté dans le modèle hydrogéologique Feflow
- Fosse proposée
- Anciennes mines souterraines sur la propriété de Osisko (Canadian Malartic, Sladen, Barnat, Est Malartic)
- Hydrographie



CONFIDENTIEL

Projection: Transverse universelle de Mercator Datum: NAD 83 Système de coordonnées : UTM Zone 17

Sources: Données Golder

Golder Associés
 9200, boul. de l'Acadie, bureau 10
 Montréal (Québec) H4N 2T2
 Tél: (514) 383-0990 Fax: (514) 383-5332

Date :	2008-05-13	Échelle :	1:10 000
SIG :	N. Zepeda-Gálvez	Conception:	Marie-Noëlle Riverin
Vérification	Alexandre Boutin	Approbation :	Normand d'Anjou
Dessin no. :	FigF6_C09.mxd	Projet no. :	07-122 1-0028

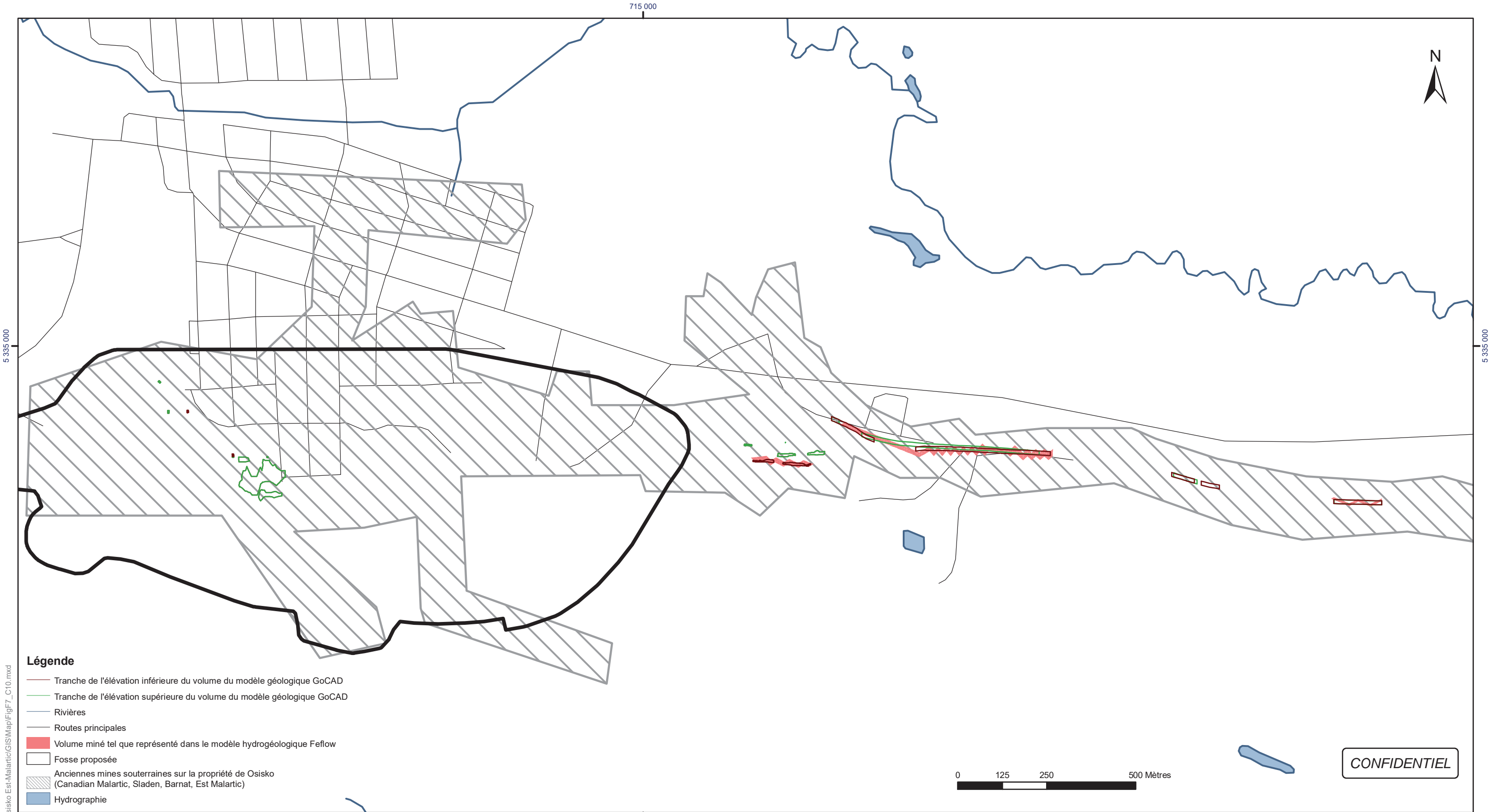


ÉVALUATION DU DÉBIT D'EXHAURE ET DES IMPACTS POTENTIELS
 SUR LES NIVEAUX DES EAUX SOUTERRAINES
 OSISKO EXPLORATION, MALARTIC, QUÉBEC, CANADA

Comparaison entre les volumes minés et les volumes d'ouverture assignés au modèle numérique - Couche 9

Figure : **E-6**

Projet: N:\Acad\2007\1221107-1221-0028 Osisko Est-Malartic\GIS\Map\FigF6_C09.mxd



Légende

- Tranche de l'élévation inférieure du volume du modèle géologique GoCAD
- Tranche de l'élévation supérieure du volume du modèle géologique GoCAD
- Rivières
- Routes principales
- Volume miné tel que représenté dans le modèle hydrogéologique Feflow
- Fosse proposée
- Anciennes mines souterraines sur la propriété de Osisko (Canadian Malartic, Sladen, Barnat, Est Malartic)
- Hydrographie

CONFIDENTIEL

Projection: Transverse universelle de Mercator Datum: NAD 83 Système de coordonnées : UTM Zone 17

Sources: Données Golder



Golder Associés
 9200, boul. de l'Acadie, bureau 10
 Montréal (Québec) H4N 2T2
 Tél: (514) 383-0990 Fax: (514) 383-5332

Date :	2008-05-13	Échelle :	1:10 000
SIG :	N. Zepeda-Gálvez	Conception:	Marie-Noëlle Riverin
Vérification	Alexandre Boutin	Approbation :	Normand d'Anjou
Dessin no. :	FigF7_C10.mxd	Projet no. :	07-122 1-0028

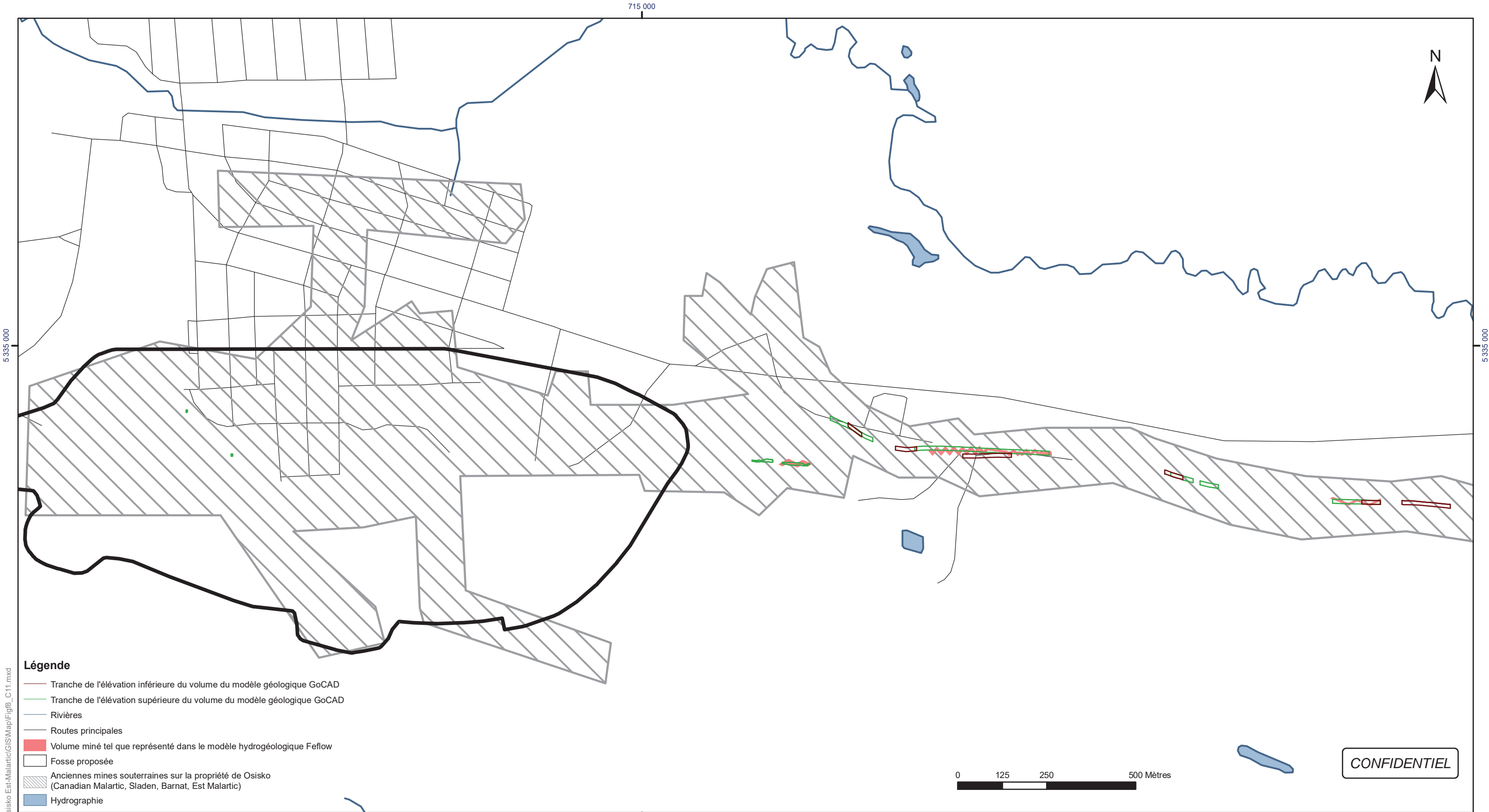


*ÉVALUATION DU DÉBIT D'EXHAURE ET DES IMPACTS POTENTIELS
 SUR LES NIVEAUX DES EAUX SOUTERRAINES
 OSISKO EXPLORATION, MALARTIC, QUÉBEC, CANADA*

**Comparaison entre les volumes minés et les volumes
 d'ouverture assignés au modèle numérique - Couche 10**

Figure : **E-7**

Projet: N:\actif\2007\1221\07-1221-0028 Osisko Est-Malartic\GIS\Map\FigF7_C10.mxd



Légende

- Tranche de l'élévation inférieure du volume du modèle géologique GoCAD
- Tranche de l'élévation supérieure du volume du modèle géologique GoCAD
- Rivières
- Routes principales
- Volume miné tel que représenté dans le modèle hydrogéologique Feflow
- Fosse proposée
- Anciennes mines souterraines sur la propriété de Osisko (Canadian Malartic, Sladen, Barnat, Est Malartic)
- Hydrographie

CONFIDENTIEL

Projection: Transverse universelle de Mercator Datum: NAD 83 Système de coordonnées : UTM Zone 17

Sources: Données Golder

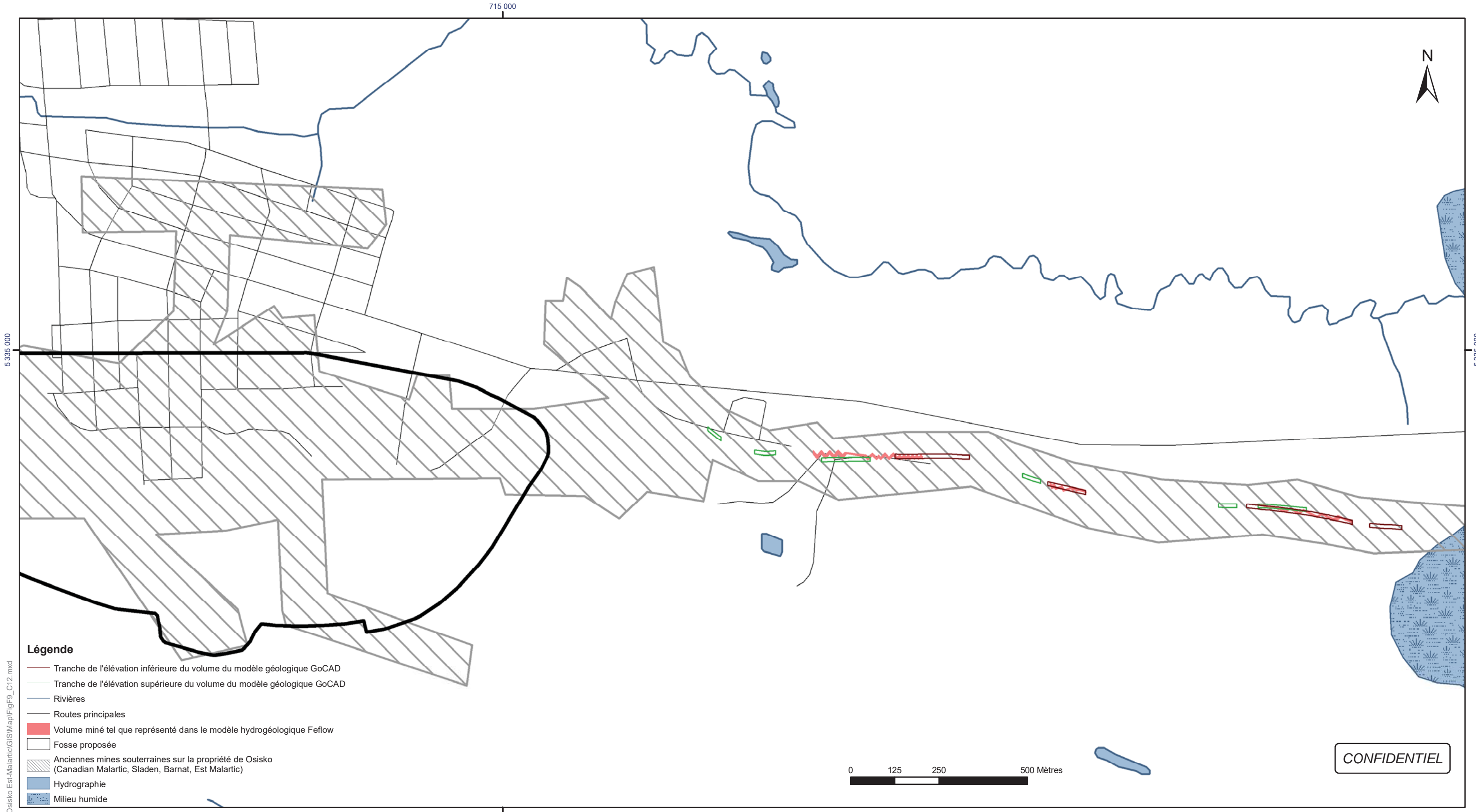


Date :	2008-05-13	Échelle :	1:10 000
SIG :	N. Zepeda-Gálvez	Conception:	Marie-Noëlle Riverin
Vérification	Alexandre Boutin	Approbation :	Normand d'Anjou
Dessin no. :	FigF8_C11.mxd	Projet no. :	07-122 1-0028



ÉVALUATION DU DÉBIT D'EXHAURE ET DES IMPACTS POTENTIELS SUR LES NIVEAUX DES EAUX SOUTERRAINES OSISKO EXPLORATION, MALARTIC, QUÉBEC, CANADA	
Comparaison entre les volumes minés et les volumes d'ouverture assignés au modèle numérique - Couche 11	Figure : E-8

Projet: N:\Acad\2007\1221\07-1221-0028 Osisko Est-Malartic\GIS\Map\FigF8_C11.mxd



Légende

- Tranche de l'élévation inférieure du volume du modèle géologique GoCAD
- Tranche de l'élévation supérieure du volume du modèle géologique GoCAD
- Rivières
- Routes principales
- Volume miné tel que représenté dans le modèle hydrogéologique Feflow
- Fosse proposée
- Anciennes mines souterraines sur la propriété de Osisko (Canadian Malartic, Sladen, Barnat, Est Malartic)
- Hydrographie
- Milieu humide

Projection: Transverse universelle de Mercator Datum: NAD 83 Système de coordonnées : UTM Zone 17

Sources: Données Golder



Date :	2008-05-13	Échelle :	1:10 000
SIG :	N. Zepeda-Gálvez	Conception:	Marie-Noëlle Riverin
Vérification	Alexandre Boutin	Approbation :	Normand d'Anjou
Dessin no. :	FigF9_C12.mxd	Projet no. :	07-1221-0028



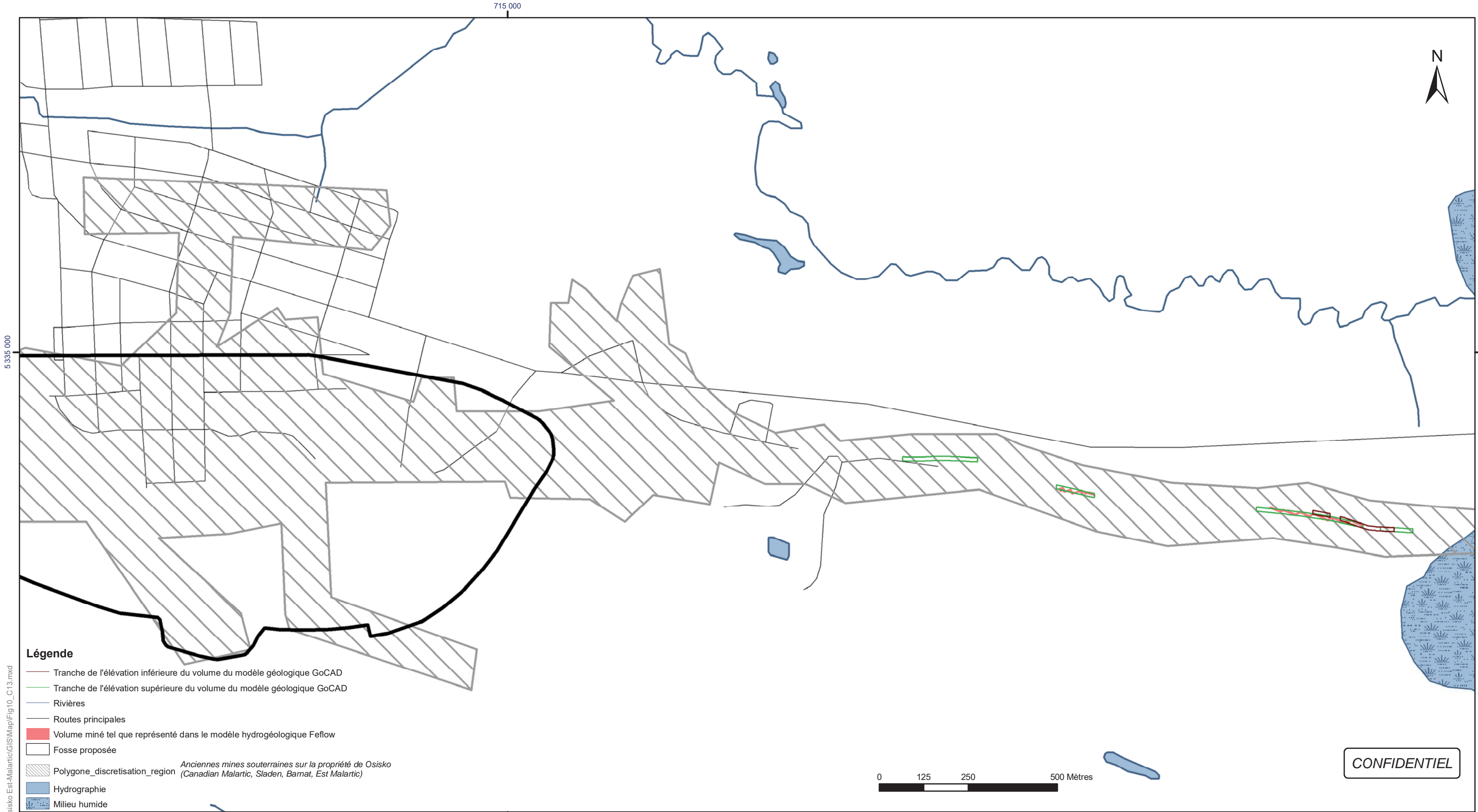
ÉVALUATION DU DÉBIT D'EXHAURE ET DES IMPACTS POTENTIELS
SUR LES NIVEAUX DES EAUX SOUTERRAINES
OSISKO EXPLORATION, MALARTIC, QUÉBEC, CANADA

Comparaison entre les volumes minés et les volumes
d'ouverture assignés au modèle numérique - Couche 12

Figure : **E-9**

CONFIDENTIEL

Projet: N:\Acad\2007\1221\07-1221-0028 Osisko Est-Malartic\GIS\Map\FigF9_C12.mxd




Légende

- Tranche de l'élévation inférieure du volume du modèle géologique GoCAD
- Tranche de l'élévation supérieure du volume du modèle géologique GoCAD
- Rivières
- Routes principales
- Volume miné tel que représenté dans le modèle hydrogéologique Feflow
- Fosse proposée
- Polygone_discretisation_region *Anciennes mines souterraines sur la propriété de Osisko (Canadian Malartic, Sladen, Barnat, Est Malartic)*
- Hydrographie
- Milieu humide

CONFIDENTIEL

Projection: Transverse universelle de Mercator Datum: NAD 83 Système de coordonnées : UTM Zone 17
Sources: Données Golder

Projet: N:\Acad\2007\1221\07-1221-0028 Osisko Est-Malartic\GIS\Map\Fig10_C13.mxd



Golder Associés
9200, boul. de l'Acadie, bureau 10
Montréal (Québec) H4N 2T2
Tél: (514) 383-0990 Fax: (514) 383-5332

Date :	2008-05-13	Échelle :	1:10 000
SIG :	N. Zepeda-Gálvez	Conception:	Marie-Noëlle Riverin
Vérification	Alexandre Boutin	Approbation :	Normand d'Anjou
Dessin no. :	FigF10_C13.mxd	Projet no. :	07-122 1-0028



**ÉVALUATION DU DÉBIT D'EXHAURE ET DES IMPACTS POTENTIELS
SUR LES NIVEAUX DES EAUX SOUTERRAINES
OSISKO EXPLORATION, MALARTIC, QUÉBEC, CANADA**

Comparaison entre les volumes minés et les volumes d'ouverture assignés au modèle numérique - Couche 13	Figure : E-10
--	-------------------------

ANNEXE F

CONDITIONS ET LIMITATIONS

UTILISATION DU RAPPORT ET DE SON CONTENU

Ce rapport a été préparé pour l'usage exclusif du Client ou de ses agents. Les données factuelles, les interprétations, les commentaires, les recommandations et les fichiers électroniques qu'il contient sont spécifiques à l'étude qu'il couvre et ne s'appliquent à aucun autre projet ou autre site. Ces informations ne doivent en aucun cas être utilisées à d'autres fins que celles spécifiées aux objectifs du mandat à moins que cela ne soit clairement indiqué dans le texte de ce rapport ou formellement autorisé par Golder. Ce rapport doit être lu dans son ensemble, puisque des sections pourraient être faussement interprétées lorsque prises individuellement ou hors contexte. Par ailleurs, le texte de la version finale de ce rapport prévaut sur tout autre texte, opinion ou version préliminaire émis par Golder.

Golder ne pourra être tenue responsable de dommages résultant de conditions souterraines imprévisibles, de conditions qui lui seraient inconnues, de l'inexactitude de données provenant d'autres sources que Golder et de changements ultérieurs aux conditions du site à moins d'avoir été prévenue par le Client de tout événement, activité, information, découverte passée ou future susceptible de modifier les conditions souterraines décrites dans ce rapport et d'avoir eu la possibilité de réviser les interprétations, commentaires et recommandations formulés dans ce rapport. De plus, Golder ne pourra être tenue responsable de dommages résultant de toutes modifications futures aux règlements, normes ou critères applicables, de toute utilisation faite du présent rapport par un tiers et/ou à des fins autres que celles pour lesquelles il a été rédigé, de perte de valeur réelle ou perçue du site ou de la propriété, ni de l'échec d'une quelconque transaction en raison des informations factuelles contenues dans ce rapport.

Les références aux lois et règlements contenues dans ce rapport sont fournies à titre indicatif, sur une base technique. Comme les lois et règlements sont sujets à interprétation, Golder recommande au Client de consulter ses conseillers juridiques afin d'obtenir les avis appropriés.

MODÉLISATION HYDROGÉOLOGIQUE

Un modèle numérique utilise des lois scientifiques et des hypothèses dictées par le jugement professionnel pour intégrer les données disponibles à l'intérieur d'une représentation mathématique conceptualisant les caractéristiques essentielles d'un système hydrogéologique existant. Bien qu'un modèle numérique ne puisse représenter toute la réalité détaillée d'un système hydrogéologique existant, un modèle numérique valide est un outil capable d'en simuler de façon raisonnable le comportement sous diverses contraintes et conditions. La validité du modèle ainsi que sa précision dépendent de la quantité, de la qualité et de la distribution des données disponibles de même que de la complexité du contexte géologique, la géochimie du milieu et la nature des composés dissous. Ainsi, chaque modélisation hydrogéologique est une simplification d'un système réel et les résultats obtenus doivent donc être interprétés et utilisés avec précaution et discernement. Le modèle décrit dans ce rapport ne fait pas exception.

Les travaux de modélisation hydrogéologique effectués par Golder et décrits dans ce rapport furent réalisés conformément aux règles et pratiques professionnelles reconnues et acceptées au moment de leur réalisation. À moins d'avis contraire, les résultats de travaux antérieurs ou simultanés, provenant d'autres sources que Golder, cités et/ou utilisés dans ce rapport furent considérés comme ayant été obtenus en respectant les règles et pratiques professionnelles reconnues et acceptées et, conséquemment, comme étant valides. Ce modèle constitue un outil scientifique de prédiction permettant d'évaluer les impacts de modifications imposées à un système hydrogéologique existant et/ou permettant de comparer divers scénarios dans le cadre d'un processus décisionnel. Cependant, la précision du modèle demeure liée à l'incertitude normale inhérente aux travaux de modélisation hydrogéologique et, même si une attention professionnelle a été apportée lors de sa construction et des simulations, aucune garantie directe ou indirecte n'est donnée.



Septembre 2016

MISE À JOUR ÉTUDE DE MODÉLISATION HYDROGÉOLOGIQUE DES IMPACTS POTENTIELS SUR LA QUALITÉ DE L'EAU SOUTERRAINE DU PROLONGEMENT DE LA HALDE À STÉRILES ET DU PARC À RÉSIDUS, MINE CANADIAN MALARTIC, QUÉBEC

Présenté à:

Madame Christine Baribeau
Canadian Malartic GP
100, chemin du Lac Mourier
Malartic (Québec) J0Y 1Z0

RAPPORT



Numéro de projet: 062-13-1221-0020-2020-Rev4

Distribution:

1 document électronique : Canadian Malartic GP,
Malartic, Québec
1 exemplaire : Golder Associés Ltée, Montréal,
Québec





Table des matières

1.0	INTRODUCTION.....	1
1.1	Mise en contexte.....	1
1.2	Objectifs et mandat.....	1
2.0	ÉTUDES ANTÉRIEURES	2
3.0	CONTEXTE HYDROGÉOLOGIQUE	4
3.1	Contexte géologique.....	4
3.2	Unités hydrostratigraphiques	5
3.3	Conductivités hydrauliques des matériaux en place	8
3.4	Écoulement de l'eau souterraine	8
3.5	Classification des eaux souterraines	9
3.6	Identification des critères de qualité de l'eau souterraine applicables	9
4.0	MODÈLE CONCEPTUEL	10
4.1	Unités hydrostratigraphiques représentant la géologie du secteur	10
4.2	Aires d'accumulation et infrastructures connexes projetées	11
4.3	Description du système d'écoulement souterrain modélisé	12
4.4	Identification des contaminants d'intérêt.....	13
5.0	MODÈLE NUMÉRIQUE	14
5.1	Logiciel de modélisation employé	15
5.2	Construction du maillage et conditions limites	15
5.3	Paramètres hydrauliques du modèle	17
5.4	Définition de la source de contaminant.....	19
5.5	Coefficient d'adsorption, de dispersion et de dégradation	19
5.6	Calage du modèle numérique d'écoulement – conditions naturelles	20
6.0	RESULTATS DE MODELISATION	22
6.1	Simulations prédictives – Cyanures totaux.....	23
6.1.1	Cas de base.....	23
6.1.2	Analyse de sensibilité.....	25
6.1.2.1	Constante de dégradation	25



6.1.2.2	Conductivité hydraulique du remblai de fondation	27
6.1.2.3	Infiltration au niveau des résidus épaisiss	28
6.1.2.4	Coefficient d'adsorption	31
6.1.2.5	Porosité de l'argile	32
6.1.2.6	Paramètres capillaires des résidus	33
6.2	Simulations prédictives – Sodium	35
6.3	Simulations prédictives – Cuivre	35
6.3.1	Cas de base	35
6.3.2	Analyse de sensibilité	36
6.3.2.1	Définition des concentrations sources dans la halde à stériles	36
6.3.2.2	Résultats	38
6.4	Limites du modèle	40
7.0	CONCLUSIONS ET RECOMMANDATIONS	41
8.0	RÉFÉRENCES	43
9.0	SIGNATURES	45

TABLEAUX (DANS LE TEXTE)

Tableau 1: Caractéristiques des unités hydrostratigraphiques du secteur du prolongement des aires d'accumulation ..	7
Tableau 2: Conductivités hydrauliques des principaux matériaux en place	8
Tableau 3: Paramétrage du modèle - Cas de base	18
Tableau 4: Paramétrage capillaire du modèle de Van Genuchten appliqué aux différentes unités hydrostratigraphiques	19
Tableau 5: Concentrations sources en contaminants considérées dans le modèle hydrogéologique	19
Tableau 6: Sommaire des propriétés de dispersivité et de diffusion	20
Tableau 7: Paramétrage capillaire du modèle de Van Genuchten appliqué aux résidus épaisiss pour le scénario #8 de l'analyse de sensibilité	34
Tableau 8: Contaminants d'intérêt pour la halde à stériles	37
Tableau 9: Concentrations sources en contaminants considérées pour la simulation incluant le prolongement de la halde à stériles comme source additionnelle de contamination	38

FIGURES (DANS LE TEXTE)

Figure 1: Comparaison entre les charges hydrauliques mesurées et simulées - modèle d'écoulement calé	22
Figure 2: Variation temporelle des concentrations en cyanures totaux dans l'aquifère de roc – cas de base	24



Figure 3: Variation temporelle des concentrations en cyanures totaux dans l'aquifère de roc – scénario #1 : $\lambda = 0$	26
Figure 4: Variation temporelle des concentrations en cyanures totaux dans l'aquifère de roc – scénario #2 : $\lambda = 1 \times 10^{-5}$ 1/j	27
Figure 5: Variation temporelle des concentrations en cyanures totaux dans l'aquifère de roc – scénario #3 : K remblai de fondation X 10	28
Figure 6: Variation temporelle des concentrations en cyanures totaux dans l'aquifère de roc – scénario #4 : Recharge X 2	30
Figure 7: Variation temporelle des concentrations en cyanures totaux dans l'aquifère de roc – scénario #5 : Recharge / 2	31
Figure 8: Variation temporelle des concentrations en cyanures totaux dans l'aquifère de roc – scénario #6 : Coefficient de retard des dépôts peu perméables = 5	32
Figure 9: Variation temporelle des concentrations en cyanures totaux dans l'aquifère de roc – scénario #7 : Porosité de l'argile divisée par 2	33
Figure 10: Variation temporelle des concentrations en cyanures totaux dans l'aquifère de roc – scénario #8 : Paramètres capillaires modifiées pour les résidus épais	34
Figure 11: Variation temporelle des concentrations en sodium dans l'aquifère de roc	35
Figure 12: Variation temporelle des concentrations en cuivre dans l'aquifère de roc en considérant seulement le prolongement du parc à résidus comme source potentielle de contamination des eaux souterraines (Cas de base). Les concentrations maximales simulées pour ce cas sont inférieures à 5×10^{-6} mg/L	36
Figure 13: Variation temporelle des concentrations en nickel dans l'eau souterraine en considérant la halde à stériles comme source additionnelle de contamination des eaux souterraines – scénario #9	39
Figure 14: Variation temporelle des concentrations en cuivre dans l'eau souterraine en considérant la halde à stériles comme source additionnelle de contamination des eaux souterraines – scénario #10	40

PLANS (APRÈS LE TEXTE)

- Plan 1 : Localisation des aménagements projetés
- Plan 2 : Carte des dépôts meubles (Commission Géologique du Canada)
- Plan 3 : Interprétation de l'épaisseur des sols cohérents de la piézométrie du roc et localisation de la coupe modélisée
- Plan 4 : Coupe stratigraphique le long de l'axe modélisé
- Plan 5 : Maillage d'éléments finis utilisé pour le modèle bidimensionnel en coupe

ANNEXES

ANNEXE A

Concentrations mesurées dans l'eau interstitielle des résidus de la mine Canadian Malartic

ANNEXE B

Détermination des coefficients d'adsorption de l'argile silteuse pour les paramètres d'intérêt

ANNEXE C

Conditions générales et limitations – Modélisation numérique



1.0 INTRODUCTION

Ce rapport constitue une mise à jour de l'étude de modélisation réalisée dans le cadre de l'étude d'impact sur l'environnement (ÉIE) pour le projet d'extension de la mine Canadian Malartic (la Mine) de Canadian Malartic GP (CMGP). Ainsi, il remplace l'annexe 10.1 de l'ÉIE datée de janvier 2015. Cette mise à jour s'est avérée nécessaire à la suite de la collecte de données complémentaires et pour répondre aux questions du MDDELCC¹ concernant l'étude de modélisation.

1.1 Mise en contexte

Dans le cadre du projet de l'extension de la Mine (Extension Canadian Malartic), CMGP souhaite prolonger le parc à résidus ainsi que la halde à stériles vers l'est, tel qu'illustré sur le plan 1 à la fin du texte. Ce prolongement permettrait d'accumuler de façon permanente les résidus épaissis et stériles principalement générés par l'Extension Canadian Malartic. Selon la Directive 019 (MDDEP, 2012), la gestion de stériles ou de résidus miniers qui ne sont pas à « faibles risques » doit inclure des mesures de protection des eaux souterraines qui permettront de respecter les objectifs de protection de celles-ci. Un aménagement minier à risque, comme un parc à résidus, doit être aménagé et exploité de manière à éviter toute dégradation significative de la qualité de l'eau souterraine pendant et après son exploitation.

Afin d'assurer le respect des objectifs de protection des eaux souterraines, Golder Associés Ltée (Golder) a réalisé une étude hydrogéologique du secteur visé par les aménagements proposés. Cette étude s'insère dans le processus d'évaluation des mesures d'étanchéité qui doivent être appliquées pour la protection des eaux souterraines selon la Directive 019.

1.2 Objectifs et mandat

L'objectif de l'étude hydrogéologique est de déterminer si le prolongement du parc à résidus épaissis et de la halde à stériles, et le mode de gestion de ces matériaux, permettront de respecter les objectifs de protection des eaux souterraines. Cette étude cible de façon spécifique les objectifs suivants :

- 1) Simuler l'écoulement et le transport de contaminants dans l'eau souterraine à l'aval des aires d'accumulation projetées;
- 2) Évaluer la qualité de l'eau souterraine à l'aval des aires d'accumulation en regard des objectifs de protection édictés par le MDDELCC;
- 3) Valider l'efficacité des mesures de protection de l'eau souterraine envisagées.

L'étude hydrogéologique réalisée dans le cadre du prolongement du parc à résidus et de la halde à stériles vers l'est s'insère à l'intérieur d'un processus global d'études visant l'investigation des conditions de terrain, la caractérisation des matériaux devant être accumulés et la conception des aires d'accumulation et ouvrages connexes projetés. Elle s'inscrit par ailleurs dans la continuité de l'étude hydrogéologique réalisée en 2009-2010 afin d'évaluer les impacts potentiels du parc à résidus miniers du projet Canadian Malartic d'origine sur la qualité de l'eau souterraine (Golder, 2009a, 2010).

¹ MDDELCC : ministère du Développement durable, de l'Environnement et de la Lutte contre les changements climatiques du Québec, anciennement connu comme le ministère du Développement durable, de l'Environnement, de la Faune et des Parcs (MDDEFP), le ministère du Développement durable, de l'Environnement et des Parcs du Québec (MDDEP), le ministère de l'Environnement du Québec (MENV) ou le ministère de l'Environnement et de la Faune du Québec (MEF)



L'approche mise de l'avant dans le cadre de la présente étude de modélisation a consisté à concevoir un modèle conceptuel permettant de représenter l'écoulement de l'eau souterraine et le transport de contaminants dans le secteur du prolongement du parc à résidus et de la halde à stériles. Le modèle conceptuel a ensuite été transposé dans une forme numérique à l'intérieur d'un logiciel de modélisation hydrogéologique. Le modèle numérique d'écoulement ainsi créé a ensuite été calé à l'aide de simulations en conditions naturelles, c'est-à-dire sans les aménagements proposés. L'intégration de ces aménagements à l'intérieur du modèle numérique a permis de simuler le transport de contaminants dans l'eau souterraine et la détermination prédictive de la qualité de l'eau souterraine à l'aval des aires d'accumulations projetées. La sensibilité du modèle numérique, et donc la variabilité des résultats obtenus, a par la suite été évaluée.

Le présent rapport expose l'ensemble du processus réalisé dans le cadre de l'étude de modélisation, incluant les résultats obtenus, ainsi que les conclusions et recommandations tirées de ceux-ci. Les conditions générales ainsi que les limitations à la présente étude sont exposées à l'Annexe A.

2.0 ÉTUDES ANTÉRIEURES

Préalablement à la mise en production de la Mine, des études et investigations approfondies ont été réalisées afin d'évaluer l'impact potentiel de l'accumulation des résidus épaissis devant être générés par la Mine sur la qualité de l'eau souterraine circulant dans l'aquifère de roc fracturé (Golder, 2009a, 2009b, 2009c, 2010). L'objectif était d'entreposer les résidus épaissis générés par la Mine sur les résidus existants du parc à résidus de la East Malartic et donc de les recouvrir et restaurer un site orphelin. Il est important de mentionner que certains des anciens résidus ont été produits dans le passé par de l'usinage à façon de minerais provenant de l'extérieur de la propriété Canadian Malartic et que certains des anciens résidus sont acidogènes. Cette approche avait notamment l'avantage de permettre le recouvrement de résidus existants acidogènes, et par le fait même d'augmenter le niveau de la nappe et diminuer l'accès à l'oxygène pour ainsi réduire significativement l'acidification de ces anciens résidus et donc ultimement minimiser le potentiel de contamination de l'eau souterraine. Les études et investigations ciblaient donc spécifiquement les zones recouvertes par les résidus existants, où il était prévu de mettre en place les résidus épaissis produits par l'exploitation de la Mine.

Des études et investigations ont également visé l'évaluation de l'impact potentiel de l'emménagement temporaire des eaux de contact à l'intérieur du bassin Sud-est qui était projeté, sur la qualité de l'eau souterraine de l'aquifère de roc (Golder, 2009d, 2009e).

Dans un premier temps, l'impact potentiel a été évalué sur une base conceptuelle (Golder, 2009c). L'information historique sur les résidus déjà produits et entreposés de même que les données géochimiques obtenues des essais sur les futurs résidus ont montré que ces derniers présentaient un faible risque d'impact pour la qualité de l'eau souterraine. Le contexte hydrogéologique prévalant au droit de l'emplacement retenu pour l'implantation du parc à résidus s'avérait également favorable. En effet, la présence de dépôts meubles de faible perméabilité allait permettre de limiter les exfiltrations du parc à résidus et du bassin Sud-est projetés vers l'eau souterraine du roc.

Dans un second temps, l'évaluation de l'impact potentiel des aires d'accumulation projetées (parc à résidus et de la halde à stériles) sur la qualité de l'eau souterraine portait sur la quantification des débits d'exfiltration attendus vers l'aquifère de roc. L'application d'une solution analytique a permis de montrer que le taux d'exfiltration attendu au niveau du bassin Sud-est respectait le débit de 3,3 l/m²/j spécifié dans la Directive 019 pour une protection de



Niveau A (Golder, 2009d). Une conclusion similaire a été atteinte pour l'évaluation du taux d'exfiltration attendu entre le parc à résidus et l'aquifère de roc (Golder, 2009a). Dans ce cas, une approche de modélisation numérique de l'écoulement à travers le profil vertical a permis de montrer que le taux d'exfiltration moyen attendu entre le parc à résidus et l'aquifère de roc variait entre 0,05 l/m²/j et 0,60 l/m²/j, alors que le taux maximal variait entre 0,19 l/m²/j et 1,41 l/m²/j.

La modélisation du transport de solutés à travers le substrat du parc à résidus et du bassin Sud-est a été entreprise dans un troisième temps, afin de vérifier le respect des objectifs de protection de l'eau souterraine (Golder, 2009e, 2010). Un modèle numérique a permis de simuler l'évolution des solutés dans l'eau souterraine en fonction du temps, le long d'une coupe représentative des conditions d'écoulement sous le parc à résidus devant accueillir les nouveaux résidus épaissis. Les résultats ont montré qu'aucun dépassement des critères de qualité applicables n'était prédit à 300 m à l'aval hydraulique du parc à résidus, pour l'un ou l'autre des solutés investigués. Une conclusion similaire a été tirée de la modélisation de la migration de solutés sous le bassin Sud-est (Golder, 2009e). Ces études et investigations ont montré le fait que l'accumulation de résidus épaissis, de même que l'emmagasinement d'eau de contact, ne risquait pas d'engendrer un impact significatif sur la qualité de l'eau souterraine dans l'aquifère de roc. De façon globale, les matériaux géologiques en place au droit des infrastructures projetées offraient un degré d'étanchéité suffisant pour limiter l'infiltration à travers le substrat, ainsi que la migration des solutés vers l'aval, à des niveaux inférieurs aux seuils limites recommandés par le MDDELCC.

Les études hydrogéologiques spécifiquement reliées au secteur du prolongement du parc à résidus et de la halde à stériles ont d'abord consisté en une évaluation de l'état de référence des eaux souterraines au droit, et à l'aval des empreintes prévues (Golder, 2014a). Cette évaluation a permis de définir le contexte hydrogéologique local, décrit de façon détaillée à la section suivante. Elle a également mené à la caractérisation de la qualité des eaux souterraines prévalant avant le prolongement des aires d'accumulation. Par la suite, une évaluation du débit de percolation quotidien anticipé sous les aires d'accumulation en question a été réalisée (Golder, 2014b). Cette évaluation a montré que le débit de percolation anticipé était inférieur au débit quotidien maximal de percolation de 3,3 l/m² établi dans la Directive 019 en tout point du prolongement de la halde à stériles. Elle a par ailleurs montré que le débit de percolation anticipé était supérieur à cette valeur maximale en certaines zones situées au droit du prolongement du parc à résidus. Il a été conclu que le substrat de ces zones allait devoir être amélioré au moment de la construction du prolongement, afin de respecter le débit quotidien maximal de percolation de 3,3 l/m².



3.0 CONTEXTE HYDROGÉOLOGIQUE

3.1 Contexte géologique

Dépôts meubles naturels

Les secteurs où s'insère le prolongement du parc à résidus et de la halde à stériles de l'Extension Canadian Malartic sont principalement caractérisés par la présence de dépôts dont l'origine remonte à la dernière glaciation. Le plan 2 présente la cartographie des dépôts de surface pour l'ensemble de la propriété de CMGP, incluant les secteurs du prolongement du parc à résidus et de la halde à stériles. Les dépôts rencontrés se divisent essentiellement en trois types distincts, soit : le till, les dépôts d'origine fluvioglaciaire et les dépôts d'origine glaciolacustre. Selon les informations provenant des travaux d'investigation ainsi que de la littérature, ces unités sont spatialement hétérogènes et d'épaisseur variable. Aucune de ces unités n'est présente en continu sur la zone à l'étude.

L'unité à la base de la stratigraphie est le till. Il s'agit d'un dépôt résultant de l'érosion et du transport de sédiments par les glaciers. Sur la propriété, le till est principalement présent sur les hauts topographiques (ou collines) et son épaisseur est généralement de moins d'un mètre à ces endroits. Les portions inférieures des pentes des collines sont généralement couvertes par un dépôt continu de till d'épaisseur généralement de plus d'un mètre, alors que dans les portions supérieures et sur les sommets, la couverture de till est discontinue et d'une épaisseur inférieure à un mètre. Les discontinuités du till au niveau de ces formes de relief ont pour conséquence d'exposer le roc à la surface.

Le retrait glaciaire a mis en place des dépôts fluvioglaciaires, principalement sous la forme d'eskers, qui sont présents dans la région. Ceux-ci sont principalement composés de sable et de gravier. Des dépôts correspondant vraisemblablement à des segments d'esker ou à des zones d'épandage fluvioglaciaire sont localement en place dans le secteur du prolongement du parc à résidus et de la halde à stériles. Ces dépôts forment des structures plus ou moins allongées et étroites, dont l'expression en surface crée une morphologie convexe.

Les dépôts glaciolacustres sont les sédiments en suspension qui étaient présents dans le lac Barlow-Ojibway et qui se sont déposés sur les terres immergées. Les dépôts typiques d'un environnement glaciolacustre sont les argiles varvées composées de couches estivales en alternance avec les couches hivernales. La couche estivale est généralement plus épaisse, à granulométrie plus grossière, silteuse et de couleur plus claire. La couche hivernale est moins épaisse, à granulométrie plus fine, argileuse et de couleur plus foncée. Les dépôts glaciolacustres ont une épaisseur variable qui peut atteindre plus de dix mètres dans le secteur du prolongement des aires d'accumulations.

À la suite du retrait du lac Barlow-Ojibway, les dépôts glaciolacustres ont été mis à découvert. C'est à ce moment que s'est développé le système de drainage suivant la pente du terrain. Les dépôts mis en place par le développement du système de drainage sont les alluvions. Ceux-ci sont principalement composés de sable silteux, de silt argileux, de sable et de gravier, et leur épaisseur varie généralement de 1 à 5 mètres. Dans le secteur du prolongement, ces dépôts se retrouvent exclusivement dans la vallée du ruisseau Raymond.

À la suite de la déposition des alluvions, les tourbières se sont formées. Les tourbières sont composées de dépôts organiques à décomposition très lente, puisqu'elles sont la plupart du temps submergées. Un horizon de dépôts organiques est localement observé directement en surface ou sous le remblai, lorsque présent. Cet horizon



organique est généralement mince et absent des hauts topographiques. Là où cet horizon est présent, son épaisseur varie généralement entre 0,1 m et 0,6 m, et atteint localement 1,2 m.

Résidus miniers (résidus et stériles)

D'anciens résidus recouvrent les dépôts meubles naturels sur la quasi-totalité du secteur retenu pour les aménagements actuels du parc à résidus épaissis et de la halde à stériles. Ces résidus sont généralement absents du secteur visé pour le prolongement des aires d'accumulation, à l'exception des terrains situés dans la vallée du ruisseau Raymond, à l'aval du bassin de polissage actuel, où d'anciens résidus se sont épanchés en surface des terrains au cours d'anciennes phases d'exploitation. Ces résidus présentent une granulométrie variable pouvant s'expliquer par les diverses provenances du minerai traité. Selon les données provenant d'anciennes investigations, ces résidus présentent des caractéristiques physiques pouvant s'apparenter à un sable fin à silt, lâche et humide, gris à brun parfois oxydé en surface.

Des stériles sont ponctuellement présents en surface dans le secteur du prolongement des aires d'accumulation. Ces stériles ont été mis en place localement comme matériau de remblai le long des chemins d'accès, directement au-dessus des dépôts naturellement présents.

Socle rocheux

De façon sommaire, la majeure partie du socle rocheux recouvrant le secteur se compose de roches métasédimentaires siliceuses, en l'occurrence le conglomérat polygénique du Groupe de Piché et la grauwacke du Groupe de Pontiac. Le substratum est également composé de roches volcaniques, intrusives ultramafiques, mafiques (basalte) et intrusives felsiques (tonalite). La zone de la faille de Cadillac, d'orientation est-ouest, entrecoupe la région à l'étude (secteur Barnat) et sépare le Groupe de Piché au nord et le Groupe de Pontiac au sud.

La faille Raymond se situe au sud de la ville de Malartic et traverse la propriété. Il existe une intrusion relativement étendue de granodiorite au sud-est de cette faille.

Le gisement est constitué d'or disséminé dans un porphyre de diorite et une grauwacke comportant divers degrés d'altération en silice et en calcite.

3.2 Unités hydrostratigraphiques

Dix unités hydrostratigraphiques peuvent être distinguées dans le secteur du prolongement de la halde à stériles et du parc à résidus. Leur occurrence varie toutefois d'un endroit à l'autre, en raison du fait qu'aucune unité de dépôts meubles n'est continue sur tout le secteur. La séquence stratigraphique selon laquelle ces différentes unités peuvent être présentes est (de la surface au roc) :

Remblai : Des dépôts d'origine anthropique et de nature variée sont ponctuellement présents en surface de terrains, dans le secteur du prolongement des aires d'accumulation. Des stériles ont notamment été mis en place le long des chemins d'accès, directement au-dessus des dépôts naturellement présents. Dans des secteurs exploités comme bancs d'emprunt, des sols naturellement présents ont été en partie remaniés, déplacés, voire même mélangés avec des matériaux granulaires servant à l'aménagement de surfaces de travail et de circulation. Les matériaux de remblai possèdent une épaisseur généralement inférieure à 2 m.



Anciens résidus : D'anciens résidus sont présents de part et d'autre de la digue sud du bassin de polissage actuel, de même qu'en surface des terrains situés en aval de la digue, dans la vallée du ruisseau Raymond. Il s'agit du seul endroit où de tels résidus ont été observés dans le secteur du prolongement. Leur épaisseur varie entre 0,7 m et 5,0 m.

Horizon de matière organique : Un horizon de matière organique est observé directement en surface, dans les secteurs plats et topographiquement bas. Cet horizon est généralement mince. Dans le secteur du prolongement, les épaisseurs varient généralement entre 0,1 m et 1,2 m.

Sable silteux / silt sableux : L'unité de sable silteux / silt sableux est un faciès des dépôts glaciolacustres. Dans la vallée du ruisseau Raymond, des dépôts alluviaux de granulométrie semblable s'ajoutent aux dépôts glaciolacustres sublittoraux pour compléter cette unité hydrostratigraphique. Outre la vallée du ruisseau Raymond, l'unité se retrouve presque exclusivement dans la partie nord-ouest du prolongement. L'unité est présente dans la séquence stratigraphique en position affleurante ou subaffleurante, dans ce dernier cas sous des dépôts organiques ou d'anciens résidus miniers. Lorsque présente, l'épaisseur de cette unité varie entre 0,3 m et 3,9 m.

Argile / argile silteuse à silt argileux : L'unité d'argile / argile silteuse à silt argileux est un faciès des dépôts glaciolacustres. Elle est généralement présente dans les secteurs où l'élévation de la topographie est inférieure à 320 m. L'épaisseur de cette unité dans le secteur d'étude varie de 0,5 m à 10,3 m.

Silt / silt sableux : L'unité de silt / silt sableux est un faciès des dépôts glaciolacustres. Elle est généralement observée dans les secteurs où l'élévation de la topographie est inférieure à 330 m. Dans le secteur d'étude, l'épaisseur de cette unité varie entre 1,2 m et 6,4 m.

Sable : L'unité de sable est un faciès des dépôts glaciolacustres. Elle est discontinue et se situe entre les dépôts glaciolacustres fins et les dépôts glaciaires. Dans le secteur du prolongement, cette unité est essentiellement constituée de sable fin ou fin à moyen.

Sable et gravier : L'unité de sable et gravier est de nature fluvioglaciaire (épandage proglaciaire et/ou sédiments granulaires). Elle se retrouve ponctuellement dans la partie nord et nord-est du secteur d'étude. Son occurrence se limite à deux ensembles de dépôts de forme plus ou moins allongée et étroite, présents en position affleurante ou subaffleurante. Ces deux ensembles, possiblement connectés entre eux, s'étirent entre le coin nord du bassin de polissage actuel et le coin nord-est du secteur d'étude. Son épaisseur peut atteindre jusqu'à 10 m.

Till : L'unité de till, d'origine glaciaire, est généralement rencontrée entre les sédiments glaciolacustres et le roc. Alternativement, elle se retrouve sous le sable et gravier fluvioglaciaire lorsque celui-ci est présent. Le till affleure localement sur les flancs des collines au sud du secteur d'étude. Il recouvre le roc sur la majeure partie du secteur du prolongement. Son épaisseur varie entre 0,6 m et 11 m.

Roc : Le roc, qui se trouve à la base de la séquence stratigraphique, est majoritairement composé des roches métasédimentaires du Groupe de Pontiac au sud de la faille Cadillac.

Le tableau 1 dresse le récapitulatif des caractéristiques propres aux différentes unités hydrostratigraphiques en place dans le secteur du prolongement du parc à résidus et de la halde à stériles. L'unité de sable et gravier et l'unité de till y sont regroupées en une seule, en raison de leurs similarités texturales et du fait que la transition entre les deux unités se fait de façon graduelle, lorsque les deux sont présentes.



Le plan 3 montre le secteur à l'étude, en plus d'y superposer la cartographie des épaisseurs de sols cohérents (argile et silt argileux) ainsi que l'interprétation de la piézométrie du roc. Le plan 4 présente une vue en coupe illustrant l'interprétation de la stratigraphie de la portion centrale et nord-est du secteur. L'emplacement de cette coupe est illustré sur le plan 3. La coupe s'étire le long d'un axe nord-est à nord, dans la direction de l'écoulement de l'eau souterraine, depuis le sommet de la colline présente sur le flanc nord de la vallée du ruisseau Raymond, jusqu'à la rivière Malartic.

Tableau 1: Caractéristiques des unités hydrostratigraphiques du secteur du prolongement des aires d'accumulation

Unité hydrostratigraphique	Occurrence spatiale / épaisseur	Caractéristique hydraulique
Remblai	Remblais de stériles le long des chemins d'accès Matériau remanié en surface de bancs d'emprunt Épaisseur : 0,6 – 2,2 m	Stériles : unité perméable Matériau remanié : unité semi-perméable
Anciens résidus	Exclusivement présents de part et d'autre de la digue du bassin de polissage actuel Épaisseur : 0,7 – 5 m	Unité semi-perméable
Horizon de matière organique	Présence discontinue Épaisseur : 0,1 – 1,2 m	Unité semi-perméable
Sable silteux / silt sableux	Présence ponctuelle Épaisseur : 0,3 – 3,9 m	Unité semi-perméable
Argile / argile silteuse à silt argileux	Présence discontinue Épaisseur : 0,5 – 10,3 m	Unité aquitard
Silt / silt sableux	Présence discontinue Épaisseur 1,2 – 6,4 m	Unité aquitard
Sable	Présence discontinue Épaisseur : 1,5 – 9,4 m	Unité perméable
Sable et gravier et till	Présence discontinue Épaisseur : 0,6 – 14,3 m	Unité perméable / semi-perméable
Roc	Aquifère régional de roc fracturé (continu)	



Le plan 3 présente l'interprétation de l'épaisseur de l'aquitard formé par l'unité d'argile / argile silteuse à silt argileux. Lorsque présent, cet aquitard de faible perméabilité restreint l'écoulement d'eau souterraine de surface vers le roc. Selon les observations, cet aquitard est présent là où l'élévation de la topographie est inférieure à 320 m, dans le secteur à l'étude. Son épaisseur varie de 0 m à 4 m le long de l'axe de la coupe retenue.

3.3 Conductivités hydrauliques des matériaux en place

Des essais hydrauliques ont été réalisés *in situ* (en puits ou en sondage) ou encore en laboratoire sur des échantillons de dépôts meubles, afin de déterminer la conductivité hydraulique des matériaux constituant les différentes unités hydrostratigraphiques en place. Une synthèse des valeurs de conductivité hydraulique obtenues pour les principaux matériaux en place sur la propriété est présentée au tableau 2.

Tableau 2: Conductivités hydrauliques des principaux matériaux en place

Dépôts meubles / roc	Conductivité hydraulique horizontale - Kh (m/s) ¹	Conductivité hydraulique verticale - Kv (m/s) ²
Anciens résidus	$2,4 \times 10^{-7}$ à $1,2 \times 10^{-6}$	$3,4 \times 10^{-8}$ à $5,5 \times 10^{-7}$
Argile / argile silteuse à silt argileux	$5,7 \times 10^{-10}$ à $1,4 \times 10^{-8}$	$5,0 \times 10^{-11}$ à $1,0 \times 10^{-8}$
Silt / silt sableux	$2,4 \times 10^{-9}$ à $7,4 \times 10^{-7}$	$6,0 \times 10^{-11}$ à $3,9 \times 10^{-9}$
Sable (glaciolacustre)	$2,0 \times 10^{-6}$ à $6,0 \times 10^{-4}$	-
Sable et gravier (fluvioglaciale)	$3,0 \times 10^{-6}$	-
Till	$1,4 \times 10^{-7}$ à $8,9 \times 10^{-7}$	-
Roc	$5,0 \times 10^{-9}$ à $1,0 \times 10^{-5}$	-

1 : Déterminé à partir d'essais *in situ*

2 : Déterminé à partir d'essais en laboratoire

3.4 Écoulement de l'eau souterraine

C'est au niveau de l'aquifère de roc que s'effectue principalement l'écoulement des eaux souterraines à l'échelle de la propriété. Ceci s'explique d'une part par la discontinuité spatiale des unités stratigraphiques de dépôts meubles. D'autre part, la faible perméabilité de certains types de dépôts meubles (argile, silt) a pour conséquence de restreindre l'écoulement des eaux souterraines; les flux d'écoulement y sont donc faibles par rapport à ceux prévalant dans l'aquifère de roc.

Le plan 3 illustre l'interprétation de la piézométrie de l'aquifère de roc et les directions générales d'écoulement d'eau souterraine, les niveaux d'eau souterraine mesurés en septembre 2012 et la topographie. En considérant que les données piézométriques indiquent clairement une relation entre la topographie du roc et l'élévation de la nappe d'eau (les hauts et bas piézométriques correspondent généralement aux hauts et bas topographiques de la surface du roc, respectivement), la topographie du roc a été utilisée pour soutenir l'interprétation de la piézométrie et des directions d'écoulement.

L'interprétation de la piézométrie montre qu'une ligne de partage des eaux souterraines orientée sud-ouest/nord-est est présente dans le secteur du prolongement des aires d'accumulation. Les eaux souterraines au sud de cette ligne de partage s'écoulent vers le sud et la vallée du ruisseau Raymond, puis migrent ensuite vers le nord-est. Les eaux souterraines au nord de la ligne de partage s'écoulent pour leur part vers la rivière Malartic, au nord.



De façon générale, l'écoulement est en relation avec la topographie accidentée du socle rocheux. Là où le socle rocheux est plus élevé (au niveau des hauts topographiques), l'absence de dépôts glaciolacustres (silt et argile) peut favoriser l'infiltration d'eau et la recharge de l'aquifère de roc peut y être plus importante.

Ainsi, les principales zones de recharge du secteur du prolongement sont les collines situées de part et d'autre de la vallée du ruisseau Raymond, dans la partie sud du secteur. Dans une moindre mesure, les affleurements de dépôts fluvioglaciaires entre le coin nord du bassin de polissage actuel et le coin nord-est du secteur du prolongement constitueraient également des zones de recharge. La rivière Malartic serait le récepteur des eaux souterraines circulant dans les unités hydrostratigraphiques en place dans la partie nord du site. À noter que les eaux souterraines circulant dans le roc dans le coin nord-ouest du secteur du prolongement sont actuellement entraînées vers la fosse, en raison du pompage d'exhaure qui y est effectué.

La vitesse d'écoulement de l'eau souterraine peut être estimée à l'aide de la Loi de Darcy selon l'équation suivante :

$$V = \frac{Ki}{n_e}$$

où :

v = vitesse d'écoulement;

K = conductivité hydraulique;

i = gradient hydraulique; et

n_e = porosité effective.

En utilisant un gradient hydraulique moyen dans le secteur du prolongement des aires d'accumulation d'environ 0,01 m/m, une porosité effective de 0,01 et une conductivité hydraulique maximale de l'ordre de 1×10^{-5} m/s, représentative du roc en surface, une vitesse d'écoulement de l'ordre de 1 m/j est estimée dans l'aquifère de roc.

3.5 Classification des eaux souterraines

Selon les informations disponibles, au moins une cinquantaine de propriétés se situant à l'extérieur du réseau de l'aqueduc municipal de Malartic (résidentielles et/ou agricoles et/ou commerciales) ont été identifiées comme étant alimentées en eau potable par un puits domestique, installé dans les dépôts meubles ou dans le roc. Les propriétés se retrouvent principalement au sud le long du chemin des Merles et du chemin du Lac Mourier tandis qu'au nord, elles longent la route 117 et le chemin de la rue du Lac Malartic. En considérant la présence de puits d'alimentation en eau potable, et selon la procédure décrite dans le *Guide de classification des eaux souterraines du Québec* (MEF, 1999), l'aquifère de roc est de classe II. Un aquifère classe II représente une formation hydrogéologique qui est une source courante ou potentielle d'alimentation en eau.

3.6 Identification des critères de qualité de l'eau souterraine applicables

Telle que définie par le MDDELCC dans sa Politique de protection des sols et de réhabilitation des terrains contaminés (MENV, 1999), la procédure d'intervention applicable à l'eau souterraine lors d'une étude de



caractérisation environnementale est guidée par la présence ou non de récepteurs potentiels dans le secteur. Les critères de qualité applicables pour l'eau souterraine sont déterminés en fonction des récepteurs potentiels qui sont identifiés. À titre de récepteurs potentiels, le MDDELCC identifie les puits d'approvisionnement en eau, les aquifères de classes I et II, les eaux de surface, les réseaux d'égout et les bâtiments.

En considérant que le roc est un aquifère de classe II et la présence d'eau de surface tels le ruisseau Raymond et la rivière Malartic, où l'eau souterraine pourrait faire résurgence, les critères applicables pour l'eau souterraine sont les critères à des fins de consommation (FC) et les critères de résurgence dans les eaux de surface ou infiltration dans les égouts (RESIE) du MDDELCC (MENV, 1999).

4.0 MODÈLE CONCEPTUEL

Un modèle hydrogéologique conceptuel a été établi afin d'atteindre les objectifs de l'étude de modélisation. Il repose essentiellement sur la définition du contexte hydrogéologique établi pour le secteur du prolongement du parc à résidus et de la halde à stériles, tout en intégrant les aires d'accumulation et infrastructures connexes proposées dans le cadre de ce prolongement.

Les travaux de modélisation présentés ci-après ont été réalisés à partir d'un modèle à deux dimensions représentant la coupe stratigraphique illustrée sur le plan 4, qui suit la direction interprétée de l'écoulement de l'eau souterraine dans le roc. Ce tracé de coupe a été sélectionné pour la modélisation, car il représente a priori un axe de migration pouvant être considéré comme prudent pour atteindre les objectifs de l'étude. En effet :

- Le tracé correspond au plus long segment d'écoulement en zone dépourvue d'aquitard (argile et silt) sous le prolongement prévu du parc à résidus. L'absence de cet horizon de faible perméabilité peut favoriser la migration de contamination vers le roc, le cas échéant. Qui plus est, seule une mince couche de sable et gravier (matériau à perméabilité élevée) recouvre le roc, le long de ce segment;
- Le tracé s'étend également sous le prolongement prévu de la halde à stériles. D'une part, il y recoupe un banc d'emprunt où l'argile naturellement en place a été excavée. D'autre part, il emprunte l'axe longitudinal d'un dépôt allongé de matériau fluvioglaciaire (sable et gravier) au-dessus duquel la couverture d'argile est discontinue;
- L'extrémité aval du tracé de la coupe se trouve près de la rivière Malartic, qui représente un récepteur potentiel de l'eau souterraine circulant dans les formations géologiques.

4.1 Unités hydrostratigraphiques représentant la géologie du secteur

Huit unités hydrostratigraphiques sont retenues pour représenter les matériaux géologiques en place dans le secteur du prolongement du parc à résidus et de la halde à stériles. Sept de ces huit unités apparaissent de façon distincte sur la coupe du plan 4, à savoir l'unité de remblai (principalement constitué de silt), l'argile, le silt, le sable et gravier, le sable fin, le till et le roc. La huitième unité est une variante de l'unité de sable fin possédant un certain contenu en silt (entre 10 et 20 %). Elle se retrouve autour du puits BH-11-09, à la même position stratigraphique que l'unité de sable fin dont le contenu en silt n'est pas précisé, parce que négligeable. Sept des huit unités hydrostratigraphiques, en l'occurrence toutes les unités de dépôts meubles, sont discontinues. Seule l'unité du



roc est continue sur l'ensemble du modèle. En raison de l'absence de données structurales pouvant caractériser adéquatement les réseaux de fractures, le roc est considéré comme un milieu poreux équivalent.

L'horizon de matière organique n'est pas intégré au modèle en raison de sa faible épaisseur et, par conséquent, du peu d'impact anticipé de cet horizon sur l'hydraulique. Cette approche est cependant prudente d'un point de vue géochimique, car la matière organique exerce généralement sur certains contaminants, tels que les métaux, un retard significatif sur leur migration et peut également favoriser leur biodégradation.

4.2 Aires d'accumulation et infrastructures connexes projetées

Le concept prévoit la mise en place de stériles dans la portion nord du secteur visé pour le prolongement des aires d'accumulation. Il est prévu que les portions centrale et sud du secteur servent à l'accumulation des résidus épaissis. Pour les besoins de la modélisation, il a été supposé que les stériles constitueront une halde dont l'élévation maximale atteindra 420 m, étant donné que l'élévation réelle finale n'avait pas encore été fixée. Les côtés de la halde consisteront en des talus possédant une inclinaison globale de 2,5 H : 1 V, formés par une succession en échelons de pentes et de plateaux. Les résidus épaissis seront déposés à l'intérieur d'un parc dont la limite nord coïncidera avec le talus sud (ou amont, par rapport à l'écoulement souterrain local) de la halde à stériles. Les résidus épaissis seront directement en contact avec les stériles, au niveau de ce talus. Le modèle prévoit la mise en place de résidus jusqu'à une élévation de 380 m et pas d'accumulation d'eau à la surface du parc. Cette mise en place s'effectuera de manière progressive, couche par couche, au cours de la période d'exploitation du prolongement du parc à résidus.

Deux cellules de dépôt distinctes sont prévues dans le prolongement du parc à résidus, le long de la coupe du modèle conceptuel, afin de permettre une mise en place uniforme et mieux contrôlée des résidus épaissis. À noter toutefois qu'il y aura plus de deux cellules de dépôt dans l'ensemble du prolongement du parc à résidus. Les deux cellules de dépôt intersectées par l'axe de la coupe du modèle seront contiguës et séparées par une digue interne constituée de stériles. La digue reposera sur la surface du sol. Elle sera successivement rehaussée, au fur et à mesure de l'accumulation des résidus, jusqu'à une élévation maximale située entre 350 et 360 m. L'empilement de rehaussements successifs créera une cloison verticale continue de stériles entre les deux cellules, cloison désignée « inclusion ». Cette inclusion aura par ailleurs un rôle drainant, afin de faciliter l'évacuation de l'eau interstitielle des résidus. L'inclusion sera connectée avec la digue de pourtour (digue externe) du prolongement du parc. L'eau interceptée par l'inclusion sera canalisée et évacuée vers la digue périphérique, puis vers l'extérieur du parc. Il est à noter que d'autres inclusions seront mises en place entre les cellules du parc à résidus.

L'aménagement d'un drain en limite nord du prolongement du parc à résidus est également prévu. Ce drain s'étendra le long de la partie basale du contact entre les résidus et les stériles. Il aura pour objectif d'intercepter les eaux en provenance du prolongement du parc à résidus. Ceci permettra de limiter l'épanchement d'eau interstitielle provenant des résidus vers l'intérieur de la halde à stériles, et de fait, de réduire l'infiltration d'eau vers les dépôts sous-jacents et l'aquifère de roc.

Un fossé sera aménagé en pied de talus nord (aval) de la halde à stériles. Celui-ci servira principalement au captage des exfiltrations en provenance de la halde et à la canalisation des eaux de ruissellement locales. Ce fossé est ainsi intégré au modèle conceptuel.

Des modifications aux matériaux constituant le substrat des aires d'accumulation sont prévues et celles-ci sont également intégrées au modèle. D'abord, il est supposé qu'une partie du sable et gravier naturellement affleurant



(ou subaffleurant) sous le prolongement de la halde sera excavée en vue de servir de matériau de remblai pour utilisation dans d'autres secteurs de la propriété. À priori, l'hypothèse du retrait d'une partie de cette couche de matériau granulaire n'a pas d'incidence sur l'écoulement et la migration des contaminants par rapport au scénario où celle-ci serait laissée en place (non excavée). L'éventualité où cette couche de matériau granulaire ne serait pas excavée, ou seulement excavée en partie, n'aurait donc pas d'impact significatif sur les concentrations en contaminants dans les formations géologiques en place. De fait, le modèle peut être considéré comme valide et représentatif même sans excavation, ou dans le cas d'une excavation partielle.

Une autre modification anticipée au niveau du substrat de la halde est le nivellement préalable de la zone de banc d'emprunt située à proximité de la limite est du prolongement de la halde, où affleure le remblai principalement constitué de silt. Ce nivellement n'a pour but que d'uniformiser la surface, qui possède actuellement un profil irrégulier. Le modèle conceptuel considère donc une surface plane au niveau de ce banc d'emprunt. Autre modification importante incluse dans le modèle : l'amélioration du substrat sous le parc à résidus, dans les zones où il n'y a que peu ou pas d'argile naturellement en place. L'hypothèse est posée qu'une couche de remblai de faible perméabilité d'une épaisseur de 1,5 m sera mise en place en surface des terrains où moins d'un mètre d'argile est présent dans le profil stratigraphique sous-jacent. Cette couche de remblai de fondation à la base des aménagements est donc intégrée au modèle.

4.3 Description du système d'écoulement souterrain modélisé

L'extrémité amont de la coupe modélisée correspond au sommet de la colline située à l'est du bassin de polissage actuel, et qui forme le flanc nord de la vallée du ruisseau Raymond. Cette colline agit comme une zone de recharge préférentielle, et l'écoulement souterrain à partir de celle-ci s'effectue de façon radiale. Le sommet de la colline représente donc le point de départ de toute ligne d'écoulement s'étirant vers le nord et le nord-est du prolongement du parc à résidus.

En conditions naturelles, l'infiltration des eaux de précipitations s'effectue à travers la mince couche de sable et gravier recouvrant le roc, dans la portion convexe de la colline. L'eau percole verticalement jusqu'au roc, pour ensuite circuler horizontalement dans le roc. La séquence d'argile, de silt et de till présente au nord et au nord-est de la colline agit comme une barrière à l'infiltration d'eau en provenance de la surface, ce qui fait en sorte que la recharge en eau souterraine y est négligeable. Plus à l'aval, l'absence d'argile se traduit par une recharge plus importante. Elle demeure néanmoins faible là où le silt et le remblai silteux affleurent. Le contact hydraulique entre la partie superficielle du roc et les unités de sable fin et de till en place dans la portion aval de la coupe fait en sorte qu'il y a transfert dans ces unités d'une partie de l'eau souterraine qui circulait précédemment dans le roc. À l'aval de ces contacts, l'écoulement souterrain s'effectue en parallèle dans le sable fin, dans le roc et, dans une moindre mesure, dans le till en direction nord (aval). Il y a ensuite la possibilité de résurgence de l'eau souterraine circulant dans les dépôts meubles, au niveau de la rivière Malartic. La limite aval du modèle est d'ailleurs fixée à la rivière Malartic. En l'absence d'information suggérant le contraire, il est présumé que l'eau souterraine circulant dans le roc peut également faire résurgence dans la rivière Malartic, aux fins de la modélisation. Cette hypothèse n'a toutefois aucune influence sur l'écoulement souterrain et le transport de contaminants à l'intérieur du système modélisé.

L'ajout des résidus épaissis, des stériles, d'une couche de remblai de faible perméabilité sous les résidus en surface de certains terrains, de même que l'excavation du fossé, viennent modifier les conditions naturelles du système d'écoulement. Avec ces ajouts, la recharge du système s'effectue essentiellement à partir de la surface



des résidus épaissis et des stériles. Dans l'axe vertical, l'eau percole graduellement à travers les résidus épaissis ou les stériles, jusqu'à atteindre la surface du remblai ou des dépôts naturellement en place. Sous le parc à résidus, l'eau poursuit sa percolation verticale à travers l'argile jusqu'à atteindre les dépôts meubles sous-jacents et éventuellement, le roc. L'écoulement souterrain s'effectue ensuite dans le plan horizontal vers l'aval du modèle, de la même façon que l'écoulement en conditions naturelles. Cependant, il est important de noter que le mode de gestion des résidus favorise l'écoulement horizontal de l'eau interstitielle des résidus vers les fossés périphériques du parc, ce qui minimise l'écoulement dans l'axe vertical.

L'eau s'infiltrant dans les résidus épaissis s'écoule préférentiellement selon un axe incliné à subhorizontal. Ainsi, dans la portion aval (nord) du parc à résidus, l'eau s'écoule en direction de la halde (et du drain), plutôt que selon un axe vertical en direction de la base des résidus épaissis. L'eau interceptée au contact résidus-stériles sera retirée du système par le drain. Il est par ailleurs anticipé que la pénétration de l'eau interstitielle des résidus vers l'intérieur de la halde soit marginale. L'essentiel de l'écoulement à travers les stériles proviendra de la recharge en surface de la halde. Tel que mentionné précédemment, la circulation d'eau dans la halde se fait ensuite sur la base de celle-ci, en direction du pied de talus et du fossé collecteur aval.

La présence d'inclusions à l'intérieur du parc à résidus modifie localement les directions d'écoulement de l'eau et le bilan hydrique, dû au rôle drainant de celles-ci. Le long de la coupe du modèle conceptuel, il y a convergence vers l'inclusion de l'eau interstitielle initialement présente dans les résidus, de même que l'eau issue de la recharge et qui percole dans les résidus. L'eau circulant jusqu'à l'inclusion est ensuite retirée du système, ce qui reproduit ainsi son rôle drainant.

4.4 Identification des contaminants d'intérêt

Les résidus épaissis qu'il est prévu de mettre en place dans le prolongement du parc à résidus contiennent des éléments et des composés qui sont susceptibles de migrer vers les formations géologiques sous-jacentes à la faveur de l'écoulement souterrain. L'approche préconisée pour la modélisation consiste à identifier les contaminants dont la présence en solution dans les résidus épaissis peut atteindre les concentrations les plus élevées, par rapport aux concentrations limites recommandées par le MDDELCC pour la protection de l'eau souterraine (MENV, 1999). Ce sont ces contaminants qui seront jugés les plus problématiques en regard de la qualité de l'eau souterraine à l'aval des aires d'accumulation. Une fois identifiée, la modélisation aura comme objectif d'en simuler le comportement et la migration dans le système hydrogéologique.

La qualité de l'eau interstitielle dans les résidus générés par la Mine et accumulés dans le parc a été évaluée par le prélèvement d'échantillons dans un total de quatre puits d'observation aménagés dans les résidus. Ces prélèvements ont eu lieu à cinq reprises entre septembre 2013 et mai 2015. Les résultats analytiques obtenus de ces échantillonnages sont insérés à l'Annexe A du présent rapport.

La médiane des concentrations mesurées sur l'ensemble des échantillons prélevés a été calculée pour chaque élément et composé. Le ratio entre cette médiane (MC) et la concentration limite (CR) recommandée par le MDDELCC pour le paramètre correspondant a ensuite été établi. Le paramètre présentant le ratio MC/CR le plus élevé est les cyanures totaux (ratio de 93). Les métaux possédant un ratio MC/CR supérieur à 1 sont le cuivre (ratio de 18), le molybdène (ratio de 3) et le sodium (ratio de 2). Le sodium a été considéré comme un contaminant d'intérêt compte-tenu de la mobilité élevée de ce composé dans l'eau souterraine. Compte-tenu que le cuivre a un ratio MC/CR plus élevé que le molybdène et que ces deux composés ont une mobilité similaire dans l'eau souterraine (Batelle, 1989), seul le cuivre a été considéré comme contaminant d'intérêt pour les métaux.



Concernant les cyanures, CMGP prévoit de mettre en place un nouveau procédé de destruction des cyanures avec l'Acide de Caro. Selon l'information fournie par CMGP, ce procédé permet de réduire les concentrations en ferrocyanures de sorte que les concentrations en cyanures totaux dans l'eau interstitielle des résidus ne devraient pas excéder 20 mg/l. Cette dernière donnée a été utilisée comme valeur de référence dans le modèle hydrogéologique lors de la simulation du cas de base. Il est à noter que le procédé de destruction des cyanures avec l'Acide de Caro n'était pas en place lors du prélèvement des échantillons d'eau interstitielle des résidus dont les résultats sont présentés à l'Annexe A du présent rapport.

Par ailleurs, aucun contaminant en provenance des stériles n'est considéré pour le cas de base du modèle numérique étant donné que le programme de caractérisation géochimique a démontré que leur potentiel de lixiviation est faible, pourvu qu'il n'y ait pas de déclenchement des processus de génération d'acide (Golder, 2014d).

5.0 MODÈLE NUMÉRIQUE

Les contextes hydrogéologique et géochimique du site à l'étude sont relativement complexes, notamment de par la variabilité spatiale de la stratigraphie observée, l'incertitude reliée aux interactions et réactions chimiques et biochimiques des contaminants à travers les formations géologiques, ainsi que les modifications anticipées de l'aménagement des aires d'accumulation sur la recharge et les patrons d'écoulement souterrain. Leur conceptualisation et leur représentation à l'intérieur d'un modèle numérique reposent sur un certain nombre d'hypothèses, de simplifications et d'interprétations inhérentes à ce type de modélisation. À ceci s'ajoute le fait que le calage du modèle ne peut se faire sur des données réelles de transport de contaminants à l'échelle du secteur représenté, étant donné qu'il s'agit de simulations prédictives modélisant une situation future (l'impact hydrogéochimique relié à l'aménagement des aires d'accumulation). Il reste que la modélisation numérique demeure le meilleur outil analytique pour représenter et prédire le transport des contaminants dans un système possédant cette complexité. Les résultats des simulations prédictives qui sont présentés dans cette étude ne doivent toutefois pas être analysés en termes de valeurs absolues précises, mais plutôt en termes de tendances.

La modélisation numérique a été réalisée en deux étapes. Les conditions actuelles (soit avant la déposition des résidus épais et des stériles dans le secteur du prolongement) ont été simulées afin de vérifier que le modèle reproduit de façon générale le régime d'écoulement d'eau souterraine actuellement observé le long du tracé de la coupe. Par la suite, les résidus épais et les stériles ont été ajoutés au modèle afin d'effectuer des simulations prédictives de transport des contaminants. L'ajout des résidus épais dans le modèle s'est fait de façon progressive, en faisant apparaître une nouvelle couche de résidus à tous les 2 ans sur un total de 13 ans, durée supposée de la période d'exploitation du prolongement du parc à résidus. Cette discrétisation en une série de couches successives, dont l'épaisseur de chacune se situe entre 8 et 10 m, avait pour but de reproduire plus fidèlement le processus de dépôt des résidus épais ainsi prévu. À partir du temps $t = 13$ ans, la hauteur de résidus définie dans le modèle atteignait 380 m, soit l'élévation finale anticipée pour l'empilement de résidus. Pour leur part, les stériles ont été ajoutés de façon instantanée dans le modèle, étant donné l'absence d'impact hydraulique ou géochimique associé à un ajout de la sorte, plutôt qu'un ajout progressif. À noter que les modifications prévues à la fondation du parc à résidus, incluant la mise en place d'un remblai de fondation, ont été intégrées au modèle.



La recharge représente l'infiltration nette d'eau de précipitations en surface des terrains. Dans le modèle, elle est systématiquement appliquée à la frontière supérieure de la dernière couche de résidus épaissis ajoutée. Lorsqu'une nouvelle couche est ajoutée, la recharge précédemment appliquée à la surface de la couche sous-jacente est retirée et transférée à la surface de cette nouvelle couche. La valeur de la recharge appliquée en surface des résidus épaissis est maintenue constante tout au long des simulations. Dans le cas de la halde à stériles, cette valeur est définie comme variant dans le temps, afin de représenter l'impact hydrique de la mise en place d'un recouvrement final sur le dessus de la halde, lors de la restauration. Il est anticipé que ce recouvrement diminuera l'intensité de la recharge à travers la halde, en raison du contraste de perméabilité entre les stériles en surface de la halde et celle de la couche de recouvrement prévue. Des dépôts meubles provenant du décapage de certaines surfaces du site constitueront la base de cette couche de recouvrement, qui sera complétée par le dépôt d'un sol organique. Dans le modèle, des conditions de recharge précouvreurment final s'échelonnent entre le temps zéro et le temps « dix ans », moment anticipé pour le début de la restauration de la halde à stériles. Par la suite, des conditions de recharge réduite ont été définies pour la période « dix ans et plus ».

5.1 Logiciel de modélisation employé

Le modèle a été construit avec le logiciel Feflow – Finite Element Subsurface Flow System (Diersch, 2014). Celui-ci utilise la méthode des éléments finis pour résoudre les équations d'écoulement de l'eau souterraine. L'écoulement de l'eau souterraine a été simulé en régime permanent. Le modèle ne tient donc pas compte des fluctuations journalières ou saisonnières du niveau de la nappe phréatique. Les simulations du transport de contaminants ont été réalisées en régime transitoire sur une durée variable, pouvant atteindre jusqu'à 1 600 ans. Dans tous les cas, les simulations ont été minimalement prolongées jusqu'à l'atteinte d'une décroissance des concentrations en contaminants en tous points des formations géologiques sous-jacentes aux infrastructures d'accumulation.

5.2 Construction du maillage et conditions limites

Le modèle bidimensionnel en coupe a été discrétisé en 78 747 éléments finis triangulaires. Le modèle simule une coupe de 2 330 m de longueur et le maillage a été raffiné autour des lits d'argile et de silt, de même qu'au niveau du contact résidus épaissis-stériles (plan 5). La taille minimale des éléments est d'environ 1 m.

Les conditions limites suivantes ont été assignées au modèle :

- Charge hydraulique imposée dans les formations géologiques à une élévation de 303 m à la limite aval (nord) de la coupe. Cette valeur de charge correspond à l'élévation approximative moyenne du niveau d'eau local de la rivière Malartic;
- Flux nul à la limite sud de la coupe. Cette limite représente la ligne de partage des eaux observées sur la carte piézométrique présentée sur le plan 3, et qui est anticipée comme devant se maintenir dans le temps même après la mise en dépôt des résidus épaissis en ce point;

En conditions naturelles, c'est-à-dire avant la mise en place des résidus épaissis et des stériles, les taux de recharge suivants ont été appliqués en surface du modèle calé :

- Sable et gravier amont : 60 mm/an;
- Till : 25 mm/an;



- Silt : 5 mm/an;
- Argile : 0 mm/an. La recharge nulle est justifiée par le fait que l'aquifère de roc se retrouve en conditions captives artésiennes sous la couche d'argile, ce qui fait en sorte que la percolation d'eau de l'argile vers le roc est négligeable;
- Remblai de silt : 20 mm/an;
- Sable et gravier aval : 250 mm/an.

La mise en place des résidus épais et des stériles a pour effet de modifier la recharge du système, tout en créant des faces d'exfiltration qui n'existaient pas au préalable. En conditions d'exploitation (prérestauration) et en conditions postexploitation (postrestauration), les changements suivants ont été apportés aux conditions limites du modèle, par rapport aux conditions naturelles :

- Un taux de recharge de 250 mm/an a été assigné aux endroits où le sable et gravier affleure en surface du modèle (aval de la halde à stériles);
- Un taux de recharge de 75 mm/an a été assigné en surface des résidus épais, pour la phase d'exploitation (prérestauration). Cette valeur est similaire à celle estimée par bilan hydrologique dans le cadre de l'étude de modélisation similaire réalisée en 2009-2010 pour le parc à résidus du projet Canadian Malartic (Golder, 2010);
- Un taux de recharge de 170 mm/an a été assigné sur le dessus de la halde à stériles, pour la phase d'exploitation (prérestauration). Cette valeur correspond aux estimations d'infiltration profonde à travers la halde à stériles du modèle numérique de bilan d'eau développé pour le site de la Mine (Golder, 2014e);
- Un taux de recharge de 85 mm/an a été assigné au niveau des talus de la halde à stériles. Cette valeur représente la moitié du taux de recharge appliqué sur le dessus de la halde, ce qui permet de rendre compte de l'inclinaison de ces surfaces, et donc d'un coefficient de ruissellement significativement plus élevé que celui propre au-dessus de la halde;
- En phase postrestauration, un taux de recharge de 75 mm/an a été appliqué sur le dessus de la halde, afin de rendre compte de la diminution de l'infiltration à travers cette surface, due à la mise en place d'une couche de recouvrement. Au niveau des talus de la halde, le taux de recharge a été maintenu à 85 mm/an, en considérant que la mise en place d'un ensemenement hydraulique ne réduira pas significativement le taux de recharge;
- Des limites d'exfiltration ont été définies au pied des talus amont et aval de la halde à stériles. La limite d'exfiltration à l'amont a pour fonction de reproduire le rôle du drain qui sera aménagé le long du contact entre les résidus épais et les stériles, au pied de la halde. Elle a ainsi été définie dans le modèle par une série de nœuds d'éléments au contact avec la couche d'argile en place sous les résidus miniers. La limite d'exfiltration à l'aval reproduit quant à elle le rôle du fossé de drainage qui sera aménagé à cette position. Elle est représentée par une série de nœuds d'éléments s'étendant de la surface du sol jusqu'à une profondeur de 4 m, afin de reproduire l'extension verticale anticipée du fossé;
- Une zone d'exfiltration représentant l'inclusion de stériles a également été définie à l'intérieur des résidus, à l'intersection entre la position anticipée de l'inclusion et l'axe de la coupe modélisée. Elle est constituée



d'éléments possédant les mêmes propriétés que celles de la halde à stériles, étant donné que les inclusions dans le parc à résidus seront vraisemblablement constituées de stériles. Ces éléments s'étendent de la surface du terrain naturel jusqu'à une élévation de 355 m, et ce, sur environ 10 m de large dans l'axe de la coupe modélisée. Ces dimensions correspondent approximativement à celles anticipées pour la section transversale de l'inclusion dans la coupe modélisée. Des nœuds d'exfiltration ont également été ajoutés au contact de l'inclusion avec la surface du terrain naturel, afin de reproduire le rôle drainant de celle-ci.

5.3 Paramètres hydrauliques du modèle

Les conductivités hydrauliques retenues dans le modèle hydrogéologique pour le cas de base (scénario de référence du modèle) sont les valeurs présentées au tableau 3. Ces valeurs proviennent pour la plupart de mesures réalisées sur le terrain ou en laboratoire et sont jugées représentatives des matériaux observés. L'unité de roc a été subdivisée en trois zones à perméabilité distincte, de façon à reproduire la décroissance de la conductivité hydraulique avec la profondeur. Les trois zones correspondent aux tranches de roc s'étendant respectivement de 0 à 15 m, de 15 à 100 m et de 100 à 200 m de profondeur. La conductivité hydraulique attribuée à la tranche de profondeur 0-15 m représente la moyenne des valeurs mesurées par essais de perméabilité aux trois puits aménagés dans le roc à proximité de l'axe de la coupe (BH-11-11, BH-11-06, BH-11-17R) (Golder, 2012a; 2014a). Les conductivités hydrauliques attribuées aux tranches 15-100 m et 100-200 m représentent la moyenne des valeurs obtenues par essais de perméabilité de type « packers » en forage à l'intérieur de chacun des intervalles de profondeur correspondant, et ce, dans des lithologies similaires, en différents points de la propriété (Golder, 2008; 2012b).

Pour les dépôts glaciolacustres (silt et argile naturelle), une anisotropie verticale de 10 a été utilisée, ce qui est une valeur typique pour ces dépôts. Une anisotropie verticale de 10 a également été appliquée aux résidus épais. Dans le cas des résidus épais, l'anisotropie est à la fois causée par le mode de dépôt en couches successives, qui confère une certaine stratification aux résidus, et à l'effet de consolidation progressive des résidus, qui a tendance à en diminuer la perméabilité verticale davantage que la perméabilité horizontale, en raison de la drainance latérale active durant le processus de consolidation. Aucune anisotropie n'est considérée pour le remblai de fondation, étant donné que son mode de mise en place anticipé ne créera pas de structure stratifiée dans le plan horizontal, comme c'est le cas pour l'argile naturelle, par exemple.



Tableau 3: Paramétrage du modèle - Cas de base

Unités hydrostratigraphiques	Paramètres d'écoulement				Paramètres de transport					
	Conductivité hydraulique	Anisotropie	Emmagasinement spécifique	Porosité totale	Porosité de transport	Coefficient d'adsorption	Constante de dégradation	Diffusion moléculaire	Dispersivité longitudinale	Dispersivité transversale
	(m/s)	(-)	(1/m)	(-)	(-)	(ml/g)	(1/j)	(m ² /s)	(m)	(m)
Roc de surface (0-15 m)	2,0E-06	1	1,0E-05	0,01	0,01	0	2,0E-06	1,0E-09	12,5	1,25
Roc intermédiaire (15-100 m)	4,0E-07	1	1,0E-05	0,01	0,01	0	2,0E-06	1,0E-09	12,5	1,25
Roc profond (100-200 m)	5,0E-08	1	1,0E-05	0,01	0,01	0	2,0E-06	1,0E-09	12,5	1,25
Sable et gravier	2,0E-05	1	1,0E-05	0,35	0,25	0	2,0E-06	1,0E-09	12,5	1,25
Argile	5,0E-09	0,1	1,0E-05	0,5	0,1	CN totaux : 4 Cu : 485 Na : 0 Ni : 4140 ml/g	2,0E-06	1,0E-09	0,1	0,01
Silt	6,4E-08	0,1	1,0E-05	0,4	0,2	CN totaux : 4 Cu : 485 Na : 0 Ni : 4140 ml/g	2,0E-06	1,0E-09	0,1	0,01
Till	4,8E-07	1	1,0E-05	0,3	0,2	CN totaux : 0,4 Cu : 4,19 Na : 0 Ni : 1,22 ml/g	2,0E-06	1,0E-09	0,1	0,01
Remblai silteux	6,4E-07	1	1,0E-05	0,3	0,2	CN totaux : 4 Cu : 485 Na : 0 Ni : 4140 ml/g	2,0E-06	1,0E-09	0,1	0,01
Sable fin à moyen	2,0E-04	1	1,0E-05	0,35	0,25	0	2,0E-06	1,0E-09	12,5	1,25
Sable fin, un peu de silt	2,0E-06	1	1,0E-05	0,35	0,25	0	2,0E-06	1,0E-09	12,5	1,25
Résidus	1,0E-07	0,1	1,0E-05	0,38	0,1	0	2,0E-06	1,0E-09	12,5	1,25
Stériles	5,0E-05	1	1,0E-05	0,385	0,3	0	2,0E-06	1,0E-09	12,5	1,25
Remblai de faible perméabilité (fondation)	5,0E-09	1	1,0E-05	0,45	0,1	CN totaux : 4 Cu : 485 Na : 0 Ni : 4140 ml/g	2,0E-06	1,0E-09	0,1	0,01



Les propriétés capillaires utilisées pour les unités hydrostratigraphiques reposent sur le modèle de Van Genuchten modifié. Des valeurs génériques ont été appliquées pour chaque paramètre du modèle. Ces valeurs sont identiques pour chacune des unités. Cette simplification est jugée sans impact significatif sur les concentrations simulées dans les formations géologiques sous et à l'aval des aires d'accumulation, en raison du fait que celles-ci demeurent saturées, à l'exception de deux minces franges de silt et de sable et gravier en position superficielle. Le tableau 4 présente les valeurs assignées à chaque paramètre capillaire du modèle de Van Genuchten modifié.

Tableau 4: Paramétrage capillaire du modèle de Van Genuchten appliqué aux différentes unités hydrostratigraphiques

Paramètre (unités)	Valeur
α (1/m)	2
n (-)	1,37
m (-)	0,27
δ (-)	2

5.4 Définition de la source de contaminant

Sur la base de l'évaluation exposée à la section 4.4, les concentrations sources suivantes ont été considérées dans le modèle (tableau 5) pour le prolongement du parc à résidus :

Tableau 5: Concentrations sources en contaminants considérées dans le modèle hydrogéologique

Paramètres	Concentrations (mg/L)
Cyanures totaux	20
Sodium	0,17
Cuivre	451

5.5 Coefficient d'adsorption, de dispersion et de dégradation

Le tableau 6 présente un sommaire des paramètres d'entrée spécifiques à la simulation du transport des contaminants pour le cas de base. Le coefficient de dispersivité longitudinale pour les unités de dépôts meubles perméables (sable et gravier, sable fin, stériles) et pour le roc a été estimé à partir de la compilation effectuée par Gelhar et al. (1992). La même valeur a été appliquée pour les résidus épaissis. Une valeur marginalement supérieure à 0 a été retenue pour le coefficient de dispersivité longitudinale des unités de dépôts meubles peu perméables (argile, silt, till, remblai silteux), étant donné que la dispersion hydrodynamique de telles formations est généralement négligeable (Franz and Rowe, 1993).

Comme le modèle est en coupe (2-D), il n'intègre pas de dispersion latérale, ce qui contribue à rendre l'approche prudente.

Pour les cyanures totaux, un coefficient d'adsorption de 4 ml/g a été assigné aux unités de dépôts meubles peu perméables, soit le silt et l'argile. Cette valeur a été obtenue suite à des essais d'adsorption effectués en laboratoire dont les résultats sont présentés à l'Annexe B. Un coefficient d'adsorption de 0,4 ml/g a été assigné à l'unité de till. Il s'agit d'une valeur prudente tirée de la littérature (Battelle, 1989; Smith et Mudder, 2001;



USEPA, 1999). Pour le cuivre, un coefficient d'adsorption de 485 ml/g et de 4,19 ml/g a été assigné respectivement aux dépôts peu perméables (argile et silt) et au till. La première valeur provient des essais d'adsorption présentés à l'Annexe B alors que la seconde provient de la littérature (Battelle, 1989, valeur correspondant à celle d'un sol contenant moins de 10 % de particules fines). Finalement, l'adsorption a été négligée pour le sodium. Le coefficient d'adsorption représente le ralentissement de la migration de la contamination dans l'eau souterraine causé par l'absorption et l'adsorption sur le sol.

Les cyanures se retrouvent sous la forme de plusieurs complexes différents dans l'eau interstitielle des résidus, de même que sous la forme d'ions libres. La dégradation naturelle des cyanures est simplifiée dans le modèle: plutôt que de tenter de représenter la dégradation de chaque type de composé cyanuré, seule est considérée la dégradation des ferrocyanures, qui représente généralement le complexe cyanuré le plus stable dans l'eau souterraine. À l'autre bout du spectre, les cyanures libres (sous forme ionique) se dégradent rapidement, en plus de pouvoir se volatiliser (Meeussen et al., 1992). Aux fins de la modélisation, il est donc considéré que tous les cyanures totaux sont présents sous la forme de ferrocyanures seulement, ce qui représente une hypothèse très prudente. La constante de dégradation retenue est déterminée à l'aide du modèle de demi-vie des ferrocyanures présenté dans Meeussen et al. (1992), où celle-ci est fonction du pH et du potentiel d'oxydo-réduction (ORP) de l'eau souterraine. Les valeurs retenues pour ces deux paramètres physico-chimiques (pH = 6,90; ORP = -75 mV) représentent des moyennes des mesures effectuées aux puits PZ-11-18R et BH08-38 dans le cadre du suivi de la qualité des eaux souterraines de 2012 (Golder, 2013). Ces deux puits sont localisés à la limite aval actuelle du parc à résidus, à proximité du prolongement des aires d'accumulation. Une demi-vie de 280 ans a été déterminée pour les ferrocyanures, ce qui correspond à une constante de dégradation de $6,8 \times 10^{-6}$ 1/j. Cette constante a ensuite été ajustée à la baisse pour tenir compte du différentiel de température entre la température de référence considérée par Meussen et al. (1992), à savoir 15 °C, et la température moyenne de l'eau souterraine aux puits PZ-11-18R et BH08-38, en l'occurrence 8 °C. La constante de dégradation ainsi obtenue ($2,0 \times 10^{-6}$ 1/j) a été appliquée sur l'ensemble des formations géologiques en place et sur les résidus épaissis. Elle représente le taux auquel se dégradent les cyanures totaux présents dans l'eau, lorsqu'elle circule à travers ces milieux. La dégradation naturelle du cuivre et du sodium n'a pas été considérée, car ces composés sont de nature inorganique.

Tableau 6: Sommaire des propriétés de dispersivité et de diffusion

Paramètres	Valeur
Dispersivité longitudinale (α_L) – dépôts meubles perméables, roc, résidus épaissis, stériles	12,5 m
Dispersivité longitudinale (α_L) – dépôts meubles peu perméables	0,1 m
Dispersivité transversale (α_T)	0,1x α_L
Diffusion moléculaire	$1,0 \times 10^{-9}$ m ² /s

5.6 Calage du modèle numérique d'écoulement – conditions naturelles

Le modèle a été calé en régime permanent en utilisant comme valeurs cibles les données piézométriques mesurées entre le 1^{er} et le 12 septembre 2012 aux puits aménagés à proximité de l'axe de la coupe (BH-11-11, BH-1109, BH-11-06, BH-11-17D, BH-11-17R). Le calage a été réalisé en effectuant plusieurs simulations ayant chacune un ensemble de paramètres hydrauliques différents, jusqu'à ce que la différence entre les charges hydrauliques simulées et observées soit minimisée. La conductivité hydraulique du sable et gravier ainsi que du



sable fin, de même que les taux d'infiltration au niveau des zones de sable et gravier, de till, de silt, d'argile et de remblai silteux sont les paramètres qui ont été modifiés au cours du processus de calage. Les conductivités hydrauliques calées et les taux de recharge qui ont donné le meilleur ajustement entre les charges simulées et observées sont respectivement présentés au tableau 3 et à la section 3.3.

Le modèle a été considéré comme calé lorsque l'erreur absolue devenait inférieure à 5 % de la variation totale des niveaux d'eau observés à l'intérieur du domaine modélisé (Anderson et Woessner, 1991). La différence entre la charge hydraulique minimale et celle maximale observée à l'intérieur du domaine modélisé étant de 17,60 mètres (320,60 m-303,00 m), l'erreur absolue ciblée est donc de 0,88 m. L'erreur absolue du modèle calibré est de 0,61 m, soit 3,5 % par rapport à la différence entre les charges hydrauliques minimales et maximales observées à l'intérieur du domaine modélisé.

La figure 1 présente l'ajustement entre les charges hydrauliques mesurées et simulées pour le modèle d'écoulement calé.

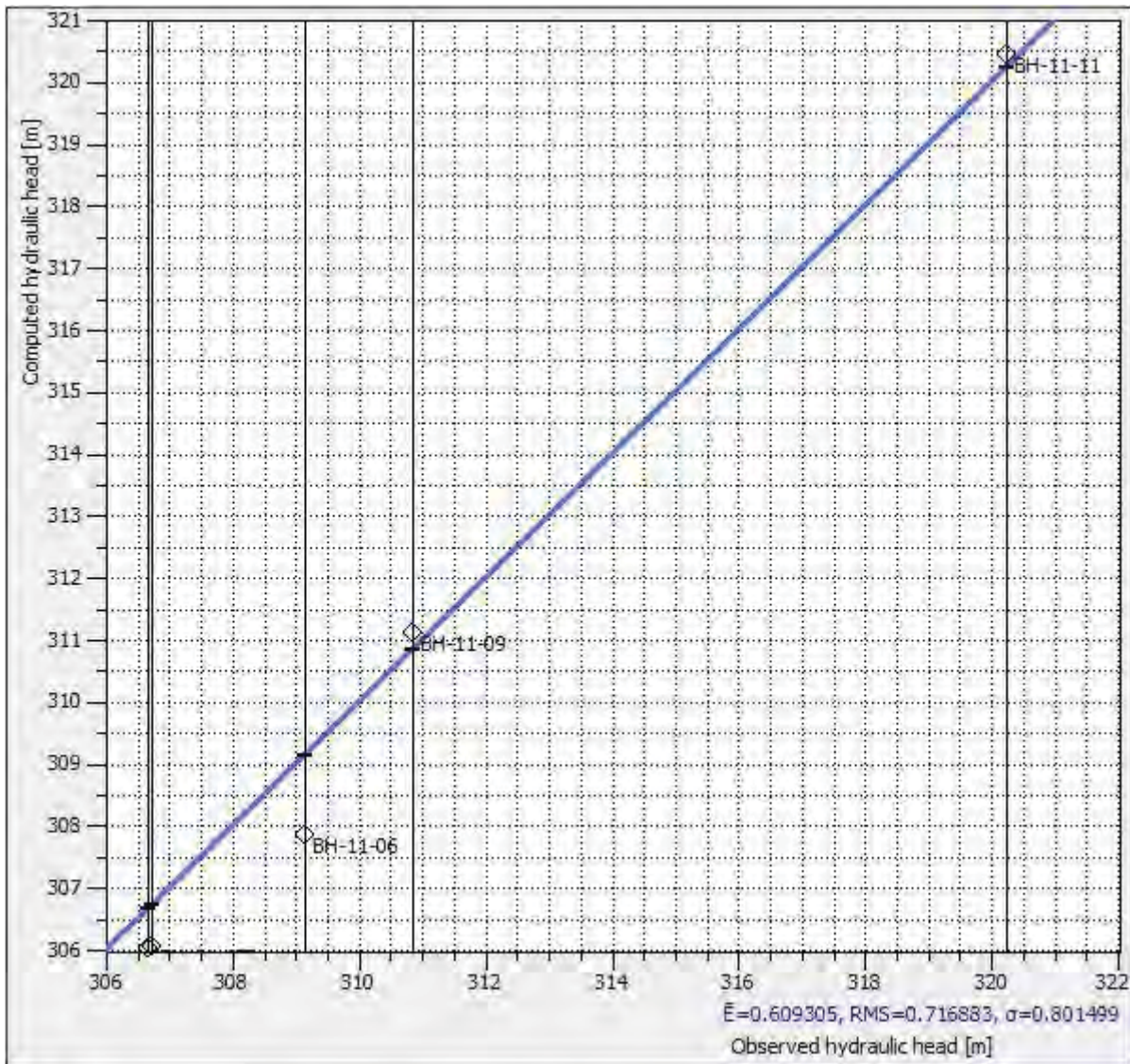


Figure 1: Comparaison entre les charges hydrauliques mesurées et simulées - modèle d'écoulement calé

6.0 RESULTATS DE MODELISATION

La modélisation du transport de contaminants a consisté à simuler la migration des cyanures totaux, du cuivre et du sodium dans le système hydrogéologique local, à partir des résidus épaissis en place dans le prolongement proposé du parc à résidus.

De façon générale, les simulations montrent qu'il y a une augmentation progressive des concentrations dans l'aquifère de roc, jusqu'à l'atteinte d'un maximum de concentration. Il y a ensuite décroissance graduelle de la concentration, à un taux généralement plus faible que lors de la phase d'augmentation. Le moment où le maximum



de concentration est atteint, de même que la valeur de celui-ci, est fonction de la position du point de référence (ou point d'observation) dans l'espace modélisé, par rapport à la source, en l'occurrence le parc à résidus.

Le détail des résultats des simulations prédictives, de même que ceux de l'analyse de sensibilité effectuée sur le modèle numérique, est présenté aux sections suivantes.

6.1 Simulations prédictives – Cyanures totaux

6.1.1 Cas de base

Les résultats du cas de base du modèle de transport des contaminants sont présentés. Ce scénario inclut la présence d'une couche de remblai de faible perméabilité d'une épaisseur de 1,5 m en place en surface des terrains où l'argile est naturellement absente, ou d'épaisseur inférieure à 1 m. Le remblai possède la même conductivité hydraulique équivalente que celle de l'argile naturelle dans le plan horizontal, mais aucun facteur de réduction de cette conductivité hydraulique dans le plan vertical, comme c'est le cas pour l'argile naturelle, tel que décrit à la section 3.3. La conductivité hydraulique du remblai de faible perméabilité a été augmentée d'un facteur de 10 lors de l'analyse de sensibilité présentée à la section suivante.

La figure 2 présente l'évolution des concentrations en cyanures totaux en fonction du temps pour des points d'observation fictifs situés au niveau de l'aquifère de roc, respectivement :

- 1) à la limite aval du prolongement proposé de la halde à stériles, qui elle-même se trouve à l'aval hydraulique du prolongement proposé du parc à résidus;
- 2) à 150 m à l'aval hydraulique du prolongement proposé de la halde à stériles; et
- 3) à 300 m à l'aval hydraulique du prolongement proposé de la halde à stériles.

Dans les trois cas, la position du point d'observation dans le plan vertical correspond à la profondeur à laquelle la concentration la plus élevée a été atteinte le long du profil vertical concerné.

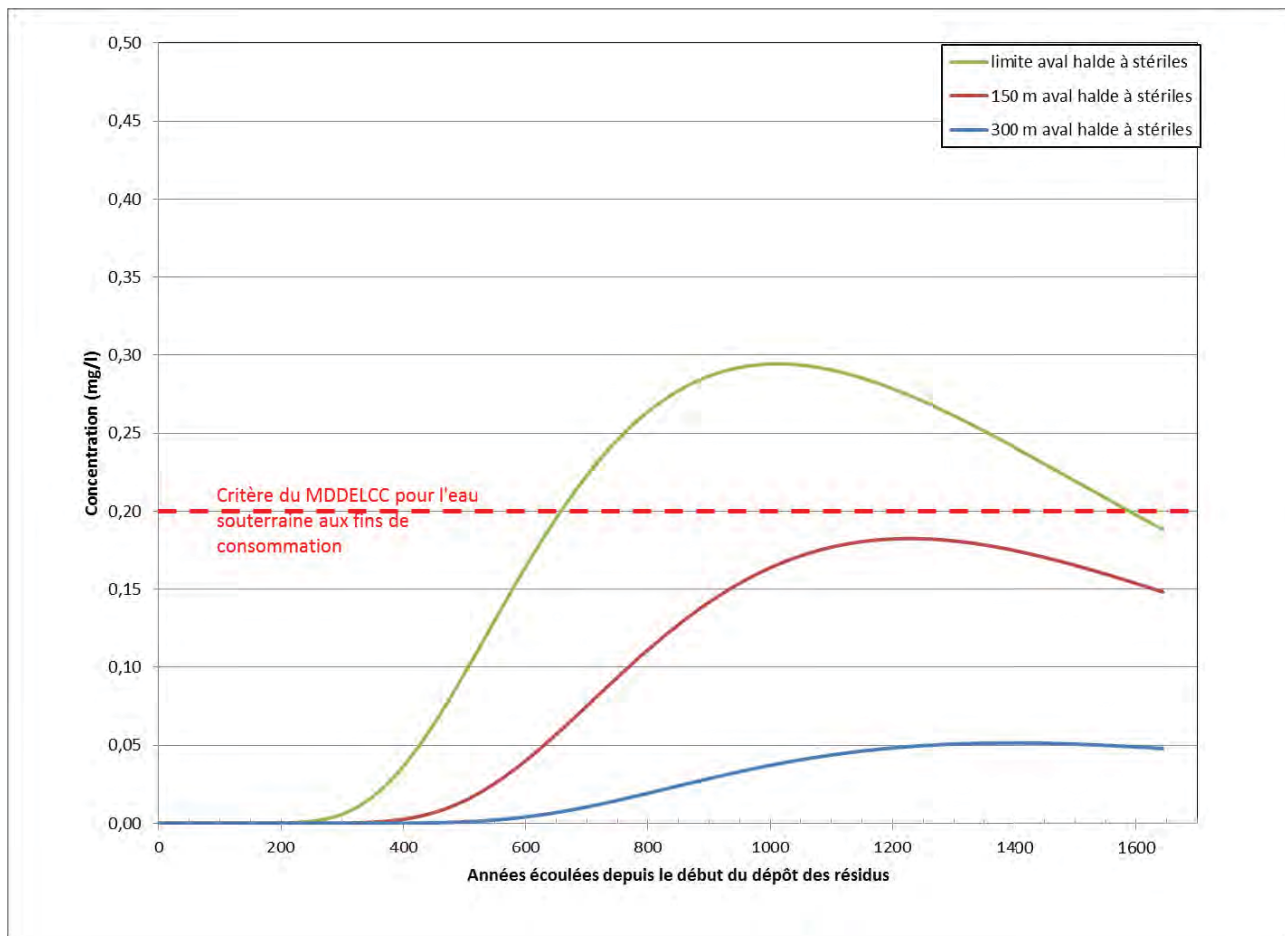


Figure 2: Variation temporelle des concentrations en cyanures totaux dans l'aquifère de roc – cas de base

La figure 2 illustre que la concentration maximale en cyanures totaux à la limite aval de la halde à stériles atteindrait un peu moins de 0,3 mg/l. Cette concentration serait atteinte environ 75 ans après le début de l'opération du parc à résidus. La concentration maximale à 150 m de la halde à stériles atteindrait 0,18 mg/l, soit une concentration légèrement inférieure au critère à des fins de consommation du MDDELCC (0,20 mg/l). Cette concentration serait atteinte environ 1 200 ans après le début de l'opération du parc à résidus. La concentration maximale à 300 m à l'aval de la halde atteindrait 0,05 mg/l. Cette valeur maximale serait atteinte environ 1 300 ans après le début de l'opération du parc à résidus. Selon les résultats du cas de base, l'extension du parc à résidus proposé ne causera pas de dégradation significative de la qualité de l'eau souterraine à plus de 150 m de la limite aval de la halde à stériles, le long de la coupe modélisée.

À la suite de l'atteinte du maximum de concentration, les concentrations en cyanures totaux diminueraient graduellement en chaque position, étant donné que l'eau interstitielle dans les nouveaux résidus épaissis est graduellement remplacée par de l'eau d'infiltration propre des précipitations. Ainsi, considérant que le modèle est basé sur plusieurs hypothèses prudentes, aucun impact n'est appréhendé sur les récepteurs d'eau souterraine pour le parc à résidus.



6.1.2 Analyse de sensibilité

Une analyse de sensibilité a été effectuée d'abord sur les paramètres jugés comme ayant la plus grande influence sur les résultats de modélisation. Ceux-ci sont respectivement la constante de dégradation des cyanures totaux, la conductivité hydraulique de la couche de remblai de faible perméabilité destinée à l'amélioration du substrat, et la recharge en surface des résidus épaissis. L'objectif de l'analyse était d'évaluer l'impact d'une variation de la valeur attribuée à ces paramètres dans le cas de base sur les résultats de la modélisation, en l'occurrence les concentrations maximales simulées à l'aval du parc à résidus.

Par la suite, l'analyse de sensibilité a ciblé le coefficient d'adsorption des unités de dépôts meubles peu perméables (soit le silt et l'argile), la porosité de l'argile et les paramètres capillaires des résidus afin de vérifier leurs effets sur les résultats de la modélisation.

6.1.2.1 Constante de dégradation

Le scénario #1 considère une constante de dégradation (λ) nulle, ce qui représente un scénario peu réaliste pour les cyanures totaux, mais qui seraient représentatifs pour les contaminants qui ne se dégradent pas. Comme l'illustre la figure 3, les concentrations maximales en cyanures totaux prédites par le scénario #1 seraient 2 à 3 fois supérieures à celles prédites avec le cas de base.

Le scénario #2 considère plutôt une constante de dégradation cinq fois plus élevée ($\lambda = 1 \times 10^{-5} \text{ 1/j}$) que celle du cas de base. Comme l'illustre la figure 4, les concentrations maximales en cyanures totaux prédites par le scénario #1 seraient 5 à 6 fois inférieures à celles prédites avec le cas de base. Ce scénario a notamment pour but de simuler le rôle actif joué par l'horizon de matière organique de surface dans la dégradation biologique et chimique des cyanures totaux, rôle qui n'était pas considéré dans le cas de base.

Ensemble, les scénarios #1 et #2 permettent d'apprécier la variabilité des concentrations simulées en regard du paramètre de dégradation. L'emploi d'une constante de dégradation visant à intégrer le rôle de l'horizon de la matière organique dans la dégradation des cyanures totaux générerait des concentrations encore plus faibles dans l'aquifère de roc, et bien en deçà du critère de l'eau souterraine aux fins de consommation du MDDELCC (0,20 mg/l). À noter que les rapports de proportion obtenus entre les concentrations prédites pour un scénario sans dégradation (scénario #1) et celles prédites pour le cas de base permettent de fournir un ordre de grandeur de la contribution de la dégradation au processus de migration modélisé.

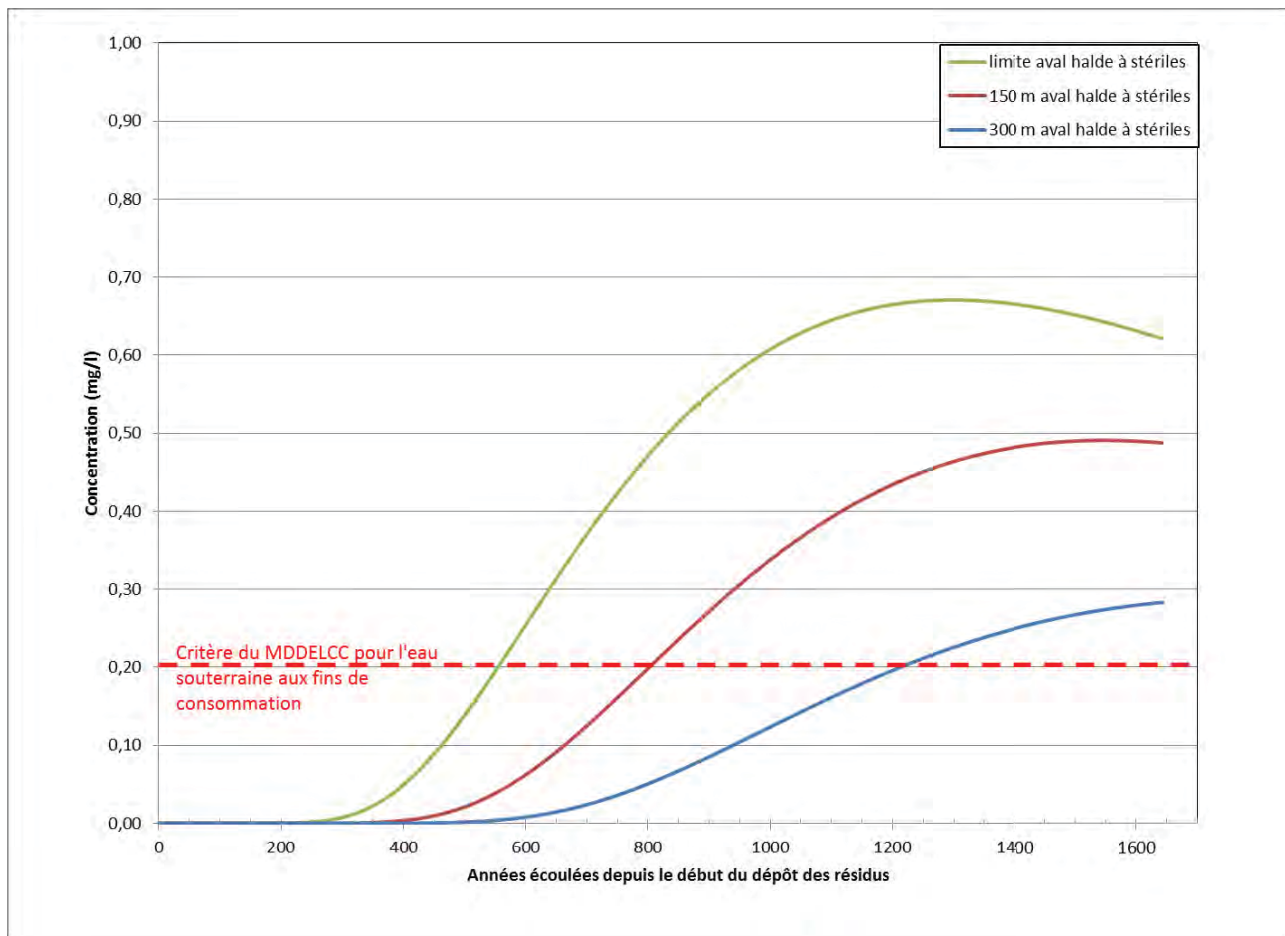


Figure 3: Variation temporelle des concentrations en cyanures totaux dans l'aquifère de roc – scénario #1 : $\lambda = 0$

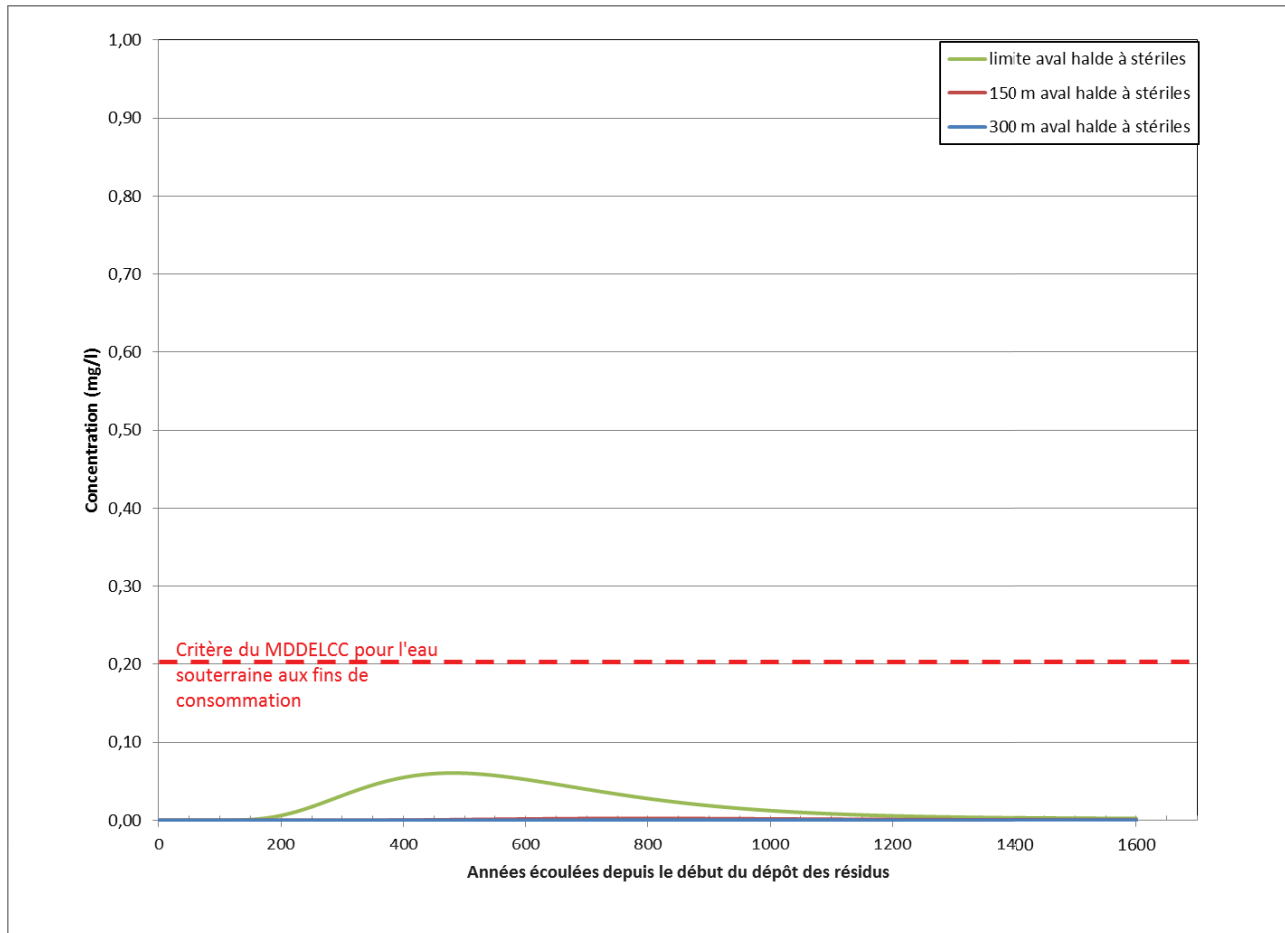


Figure 4: Variation temporelle des concentrations en cyanures totaux dans l'aquifère de roc – scénario #2 : $\lambda = 1 \times 10^{-5} \text{ 1/j}$

6.1.2.2 Conductivité hydraulique du remblai de fondation

Le scénario #3 considère que le remblai de fondation mis en place pour améliorer le substrat possède une conductivité hydraulique (K) supérieure d'un ordre de grandeur à celle du cas de base, soit $5 \times 10^{-8} \text{ m/s}$ au lieu de $5 \times 10^{-9} \text{ m/s}$. La pertinence de tester ce scénario réside dans le fait qu'une certaine incertitude existe quant à la conductivité hydraulique, ou perméabilité, réelle que pourra avoir le remblai de fondation, par rapport à la conductivité hydraulique des matériaux non remaniés naturellement en place, qui serviront pour l'amélioration du substrat. Le choix d'une valeur plus grande vise à considérer une situation où la mise en place de matériaux préalablement excavés ne permettrait pas de recréer une couche à perméabilité équivalente.

L'évolution des concentrations en cyanures totaux simulées dans l'eau souterraine à l'aval du parc à résidus pour le scénario #3 est présentée sur la figure 5. Cette figure indique que la concentration maximale en cyanures totaux à la limite aval de la halde à stériles augmente peu pour le scénario #3 par rapport au cas de base et demeure sous le critère aux fins de consommation du MDDELCC à 150 m à l'aval de la halde à stériles.



Il apparaît que la conductivité hydraulique, ou perméabilité, du remblai de fondation a une influence limitée à modérée sur les concentrations en cyanures totaux migrant dans les formations géologiques sous-jacentes et à l'aval du parc à résidus. L'augmentation des concentrations en cyanures totaux dans l'aquifère de roc, découlant d'une augmentation d'un ordre de grandeur de la conductivité hydraulique du remblai de fondation, s'avère relativement faible, et ces concentrations y demeurent sous la valeur du critère applicable. Ceci indique qu'une certaine tolérance est admissible quant à la conductivité hydraulique réelle que possédera le remblai de fondation, suite à sa mise en place, et qu'une déviation de celle-ci d'un ordre de grandeur par rapport à la conductivité hydraulique de l'argile naturelle n'aurait pas d'impact significatif sur la qualité de l'eau souterraine à l'aval des aires d'accumulation.

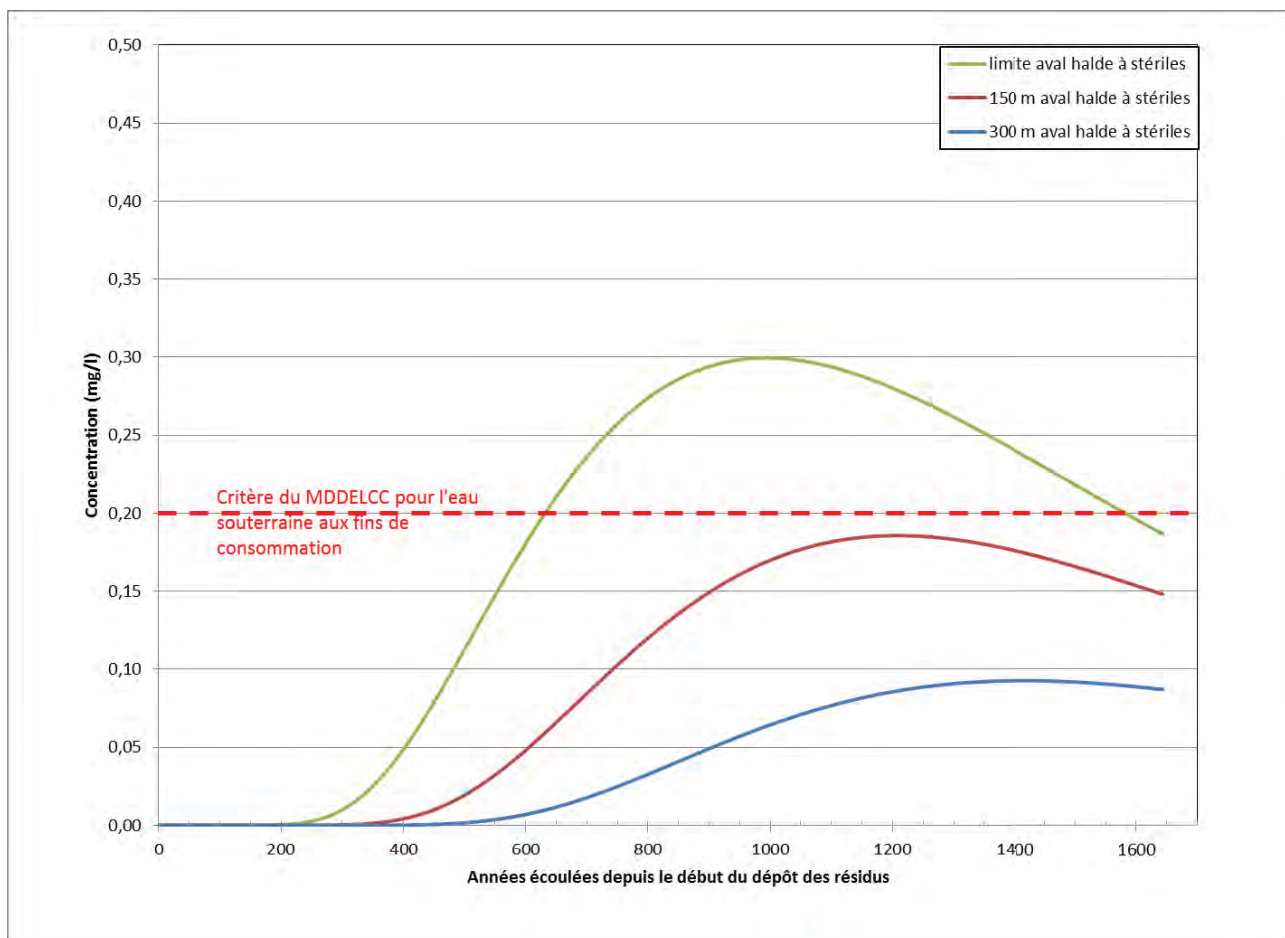


Figure 5: Variation temporelle des concentrations en cyanures totaux dans l'aquifère de roc – scénario #3 : K remblai de fondation X 10

6.1.2.3 Infiltration au niveau des résidus épais

Le scénario #4 considère une recharge en surface des résidus épais correspondant au double de celle appliquée dans le cas de base. Ceci correspond à un taux de recharge de 150 mm/an. Il s'agit d'une valeur dans la plage supérieure du spectre des taux de recharge possibles en surface des résidus épais. Le scénario #5



considère une recharge en surface des résidus épais égale à la moitié de celle appliquée dans le cas de base. Ceci correspond à un taux de recharge de 37,5 mm/an. Dans ce cas, il s'agit d'une valeur dans la plage inférieure du spectre.

L'évolution des concentrations en cyanures totaux dans l'eau souterraine à l'aval du parc à résidus pour les scénarios #4 et #5 est présentée aux figures 6 et 7, respectivement. À la limite aval de la halde à stériles, la concentration maximale en cyanures totaux augmente d'environ 15 % pour le scénario #4 (recharge du cas de base X 2) et diminue d'environ 20 % pour le scénario #5 (recharge du cas de base / 2), par rapport au cas de base.

À 150 m à l'aval de la halde à stériles, la concentration maximale en cyanures totaux augmente d'environ 20 % pour le scénario #4 (recharge du cas de base X 2) et diminue d'environ 20 % pour le scénario #5 (recharge du cas de base / 2), par rapport au cas de base.

Ces résultats montrent que les concentrations simulées par le modèle sont relativement moins sensibles au taux de recharge appliqué qu'à la constante de dégradation. Ceci confère une certaine robustesse au modèle, étant donné que la recharge est généralement un paramètre possédant un niveau d'incertitude relativement élevé. Ils soulignent par ailleurs l'importance du rôle que jouent les inclusions du parc à résidus dans le retrait de la masse de cyanures totaux présente dans les résidus. Il apparaît donc comme critique le fait que ces inclusions puissent jouer leur rôle drainant efficacement et de façon durable.

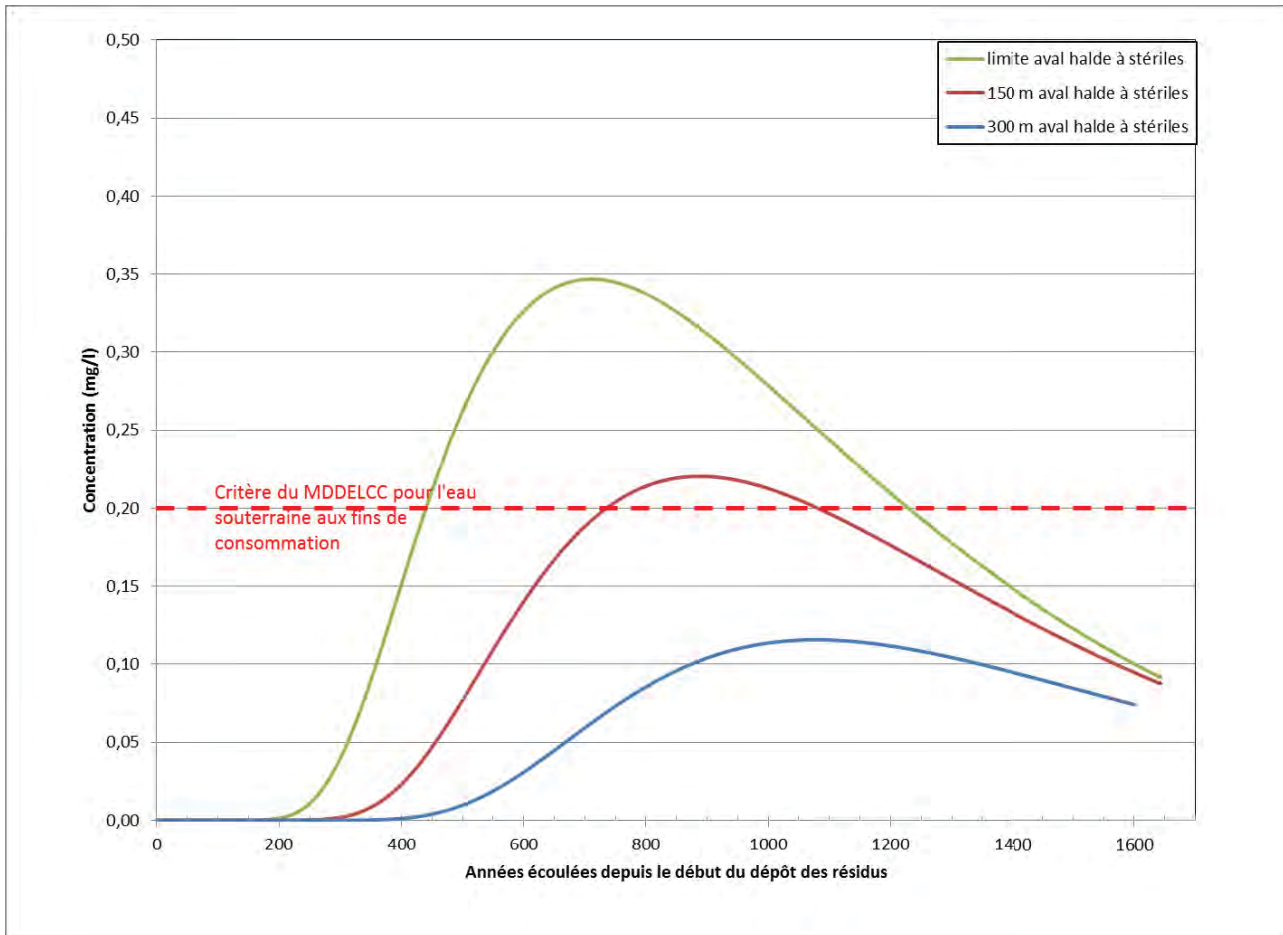


Figure 6: Variation temporelle des concentrations en cyanures totaux dans l'aquifère de roc – scénario #4 : Recharge X 2

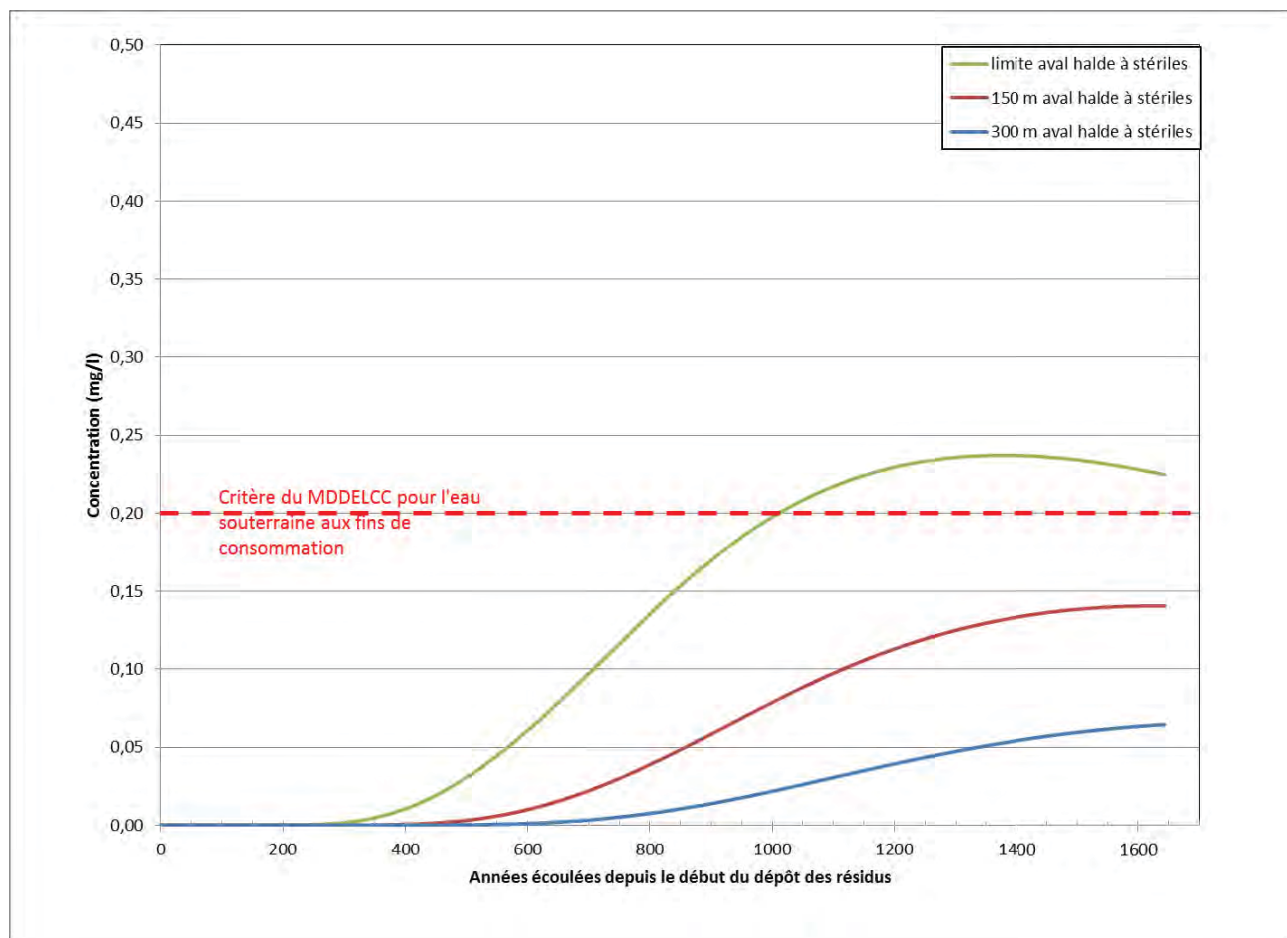


Figure 7: Variation temporelle des concentrations en cyanures totaux dans l'aquifère de roc – scénario #5 : Recharge / 2

6.1.2.4 Coefficient d'adsorption

Le scénario #6 de l'analyse de sensibilité du modèle a été réalisé avec un coefficient d'adsorption plus faible pour les cyanures dans les dépôts peu perméables (silt et argile), équivalent à un coefficient de retard de 5 (ce coefficient de retard varie de 14 à 18 pour le cas de base). Les résultats de ce scénario sont présentés sur la figure 8 ci-dessous. Il est à noter que ce scénario est très conservateur, car le facteur de retard est plus faible que l'intervalle obtenu à partir de valeurs de la littérature (coefficient de retard variant entre 7 et 60 selon Smith et Mudder, 2001). Comme l'illustre la figure 8 ci-dessous, les concentrations maximales en cyanures totaux prédites par ce scénario seraient environ 1,5 fois supérieures à celles prédites avec le cas de base. Bien qu'il soit très conservateur, ce scénario permet d'apprécier la variabilité des concentrations simulées en regard du coefficient de retard. Le suivi de la qualité des eaux souterraines en aval des aires d'accumulation de résidus permettra de confirmer les prédictions du modèle. À noter que CMGP prévoit mettre en place un procédé de destruction des cyanures avec l'acide de Caro. Ce procédé permettra de réduire les concentrations en ferrocyanures, l'espèce de cyanures la plus difficile à dégrader, de sorte que les cyanures résiduels seront plus faciles à dégrader, ce qui confirme l'approche conservatrice de la modélisation de transport de contaminants.

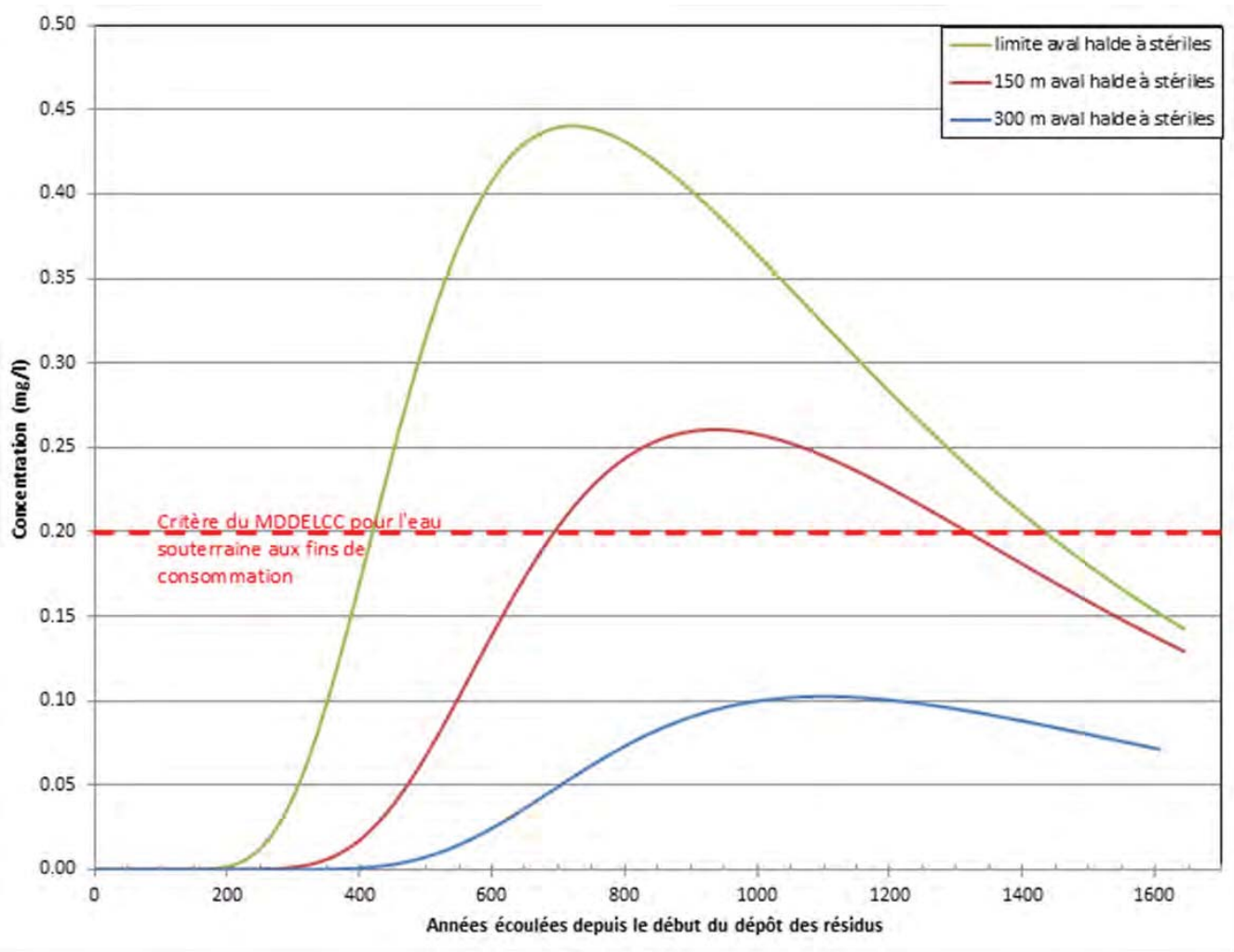


Figure 8: Variation temporelle des concentrations en cyanures totaux dans l'aquifère de roc – scénario #6 : Coefficient de retard des dépôts peu perméables = 5

6.1.2.5 Porosité de l'argile

Le scénario #7 de l'analyse de sensibilité a été fait en utilisant une porosité de l'argile deux fois plus faible (5%) que pour le cas de base. Comme illustré sur la figure 9 ci-dessous, les résultats montrent que ce paramètre a peu d'influence sur la migration des contaminants prédite par le modèle, car le pic des concentrations est légèrement plus faible que le cas de base modélisé.

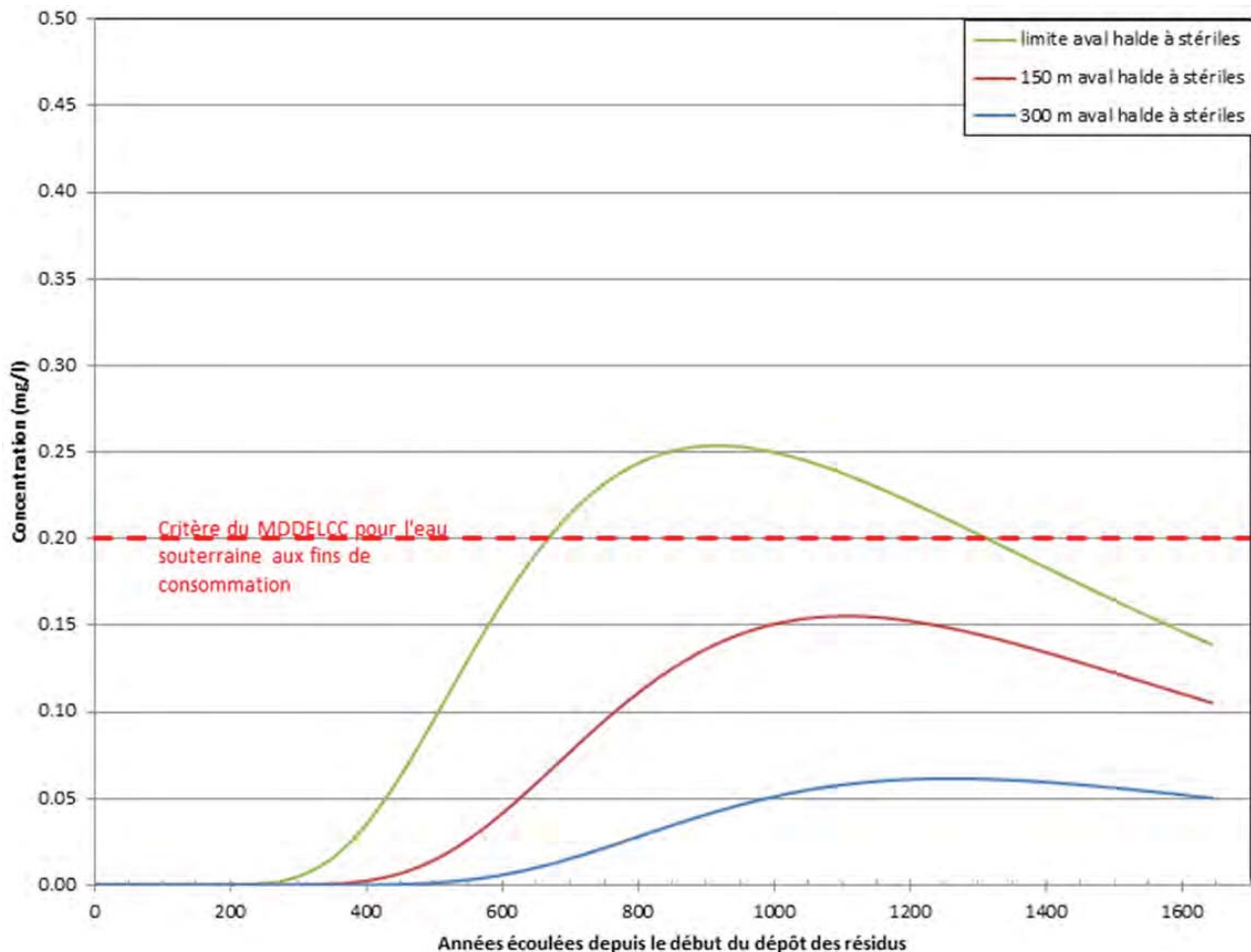


Figure 9: Variation temporelle des concentrations en cyanures totaux dans l'aquifère de roc – scénario #7 : Porosité de l'argile divisée par 2

6.1.2.6 Paramètres capillaires des résidus

Pour cette étude de modélisation, des paramètres capillaires génériques ont été appliqués pour chaque paramètre du modèle (section 5.3). Ces valeurs, qui influent sur l'écoulement non saturé, sont identiques pour chacune des unités hydrostratigraphiques. Cette simplification est jugée sans impact significatif sur les concentrations prédites, en raison du fait que le transport de la contamination s'effectue en très grande majorité en milieu saturé (moins de 1% de l'écoulement se fait en milieu non saturé).

Par ailleurs, les données de laboratoire disponibles pour les résidus indiquent une frange capillaire importante, ce qui implique que l'eau dans les résidus serait moins mobile que ce qui a été modélisé. Le fait d'utiliser les paramètres capillaires Van Genuchten par défaut est donc une simplification conservatrice. Dans le cadre de l'analyse de sensibilité (scénario #8), une vérification a été faite avec le modèle en utilisant les données obtenues en laboratoire pour les résidus (Golder 2014e et tableau 7). Comme illustré sur la figure 10 ci-dessous, les résultats montrent que le pic de concentration à l'aval est similaire, la seule différence notable étant que ce pic est observé plus tard dans le temps en utilisant les paramètres obtenus en laboratoire.



Tableau 7: Paramétrage capillaire du modèle de Van Genuchten appliqué aux résidus épais pour le scénario #8 de l'analyse de sensibilité

Paramètre (unités)	Valeur
α (1/m)	0,1
n (-)	1,9
m (-)	0,47
δ (-)	2

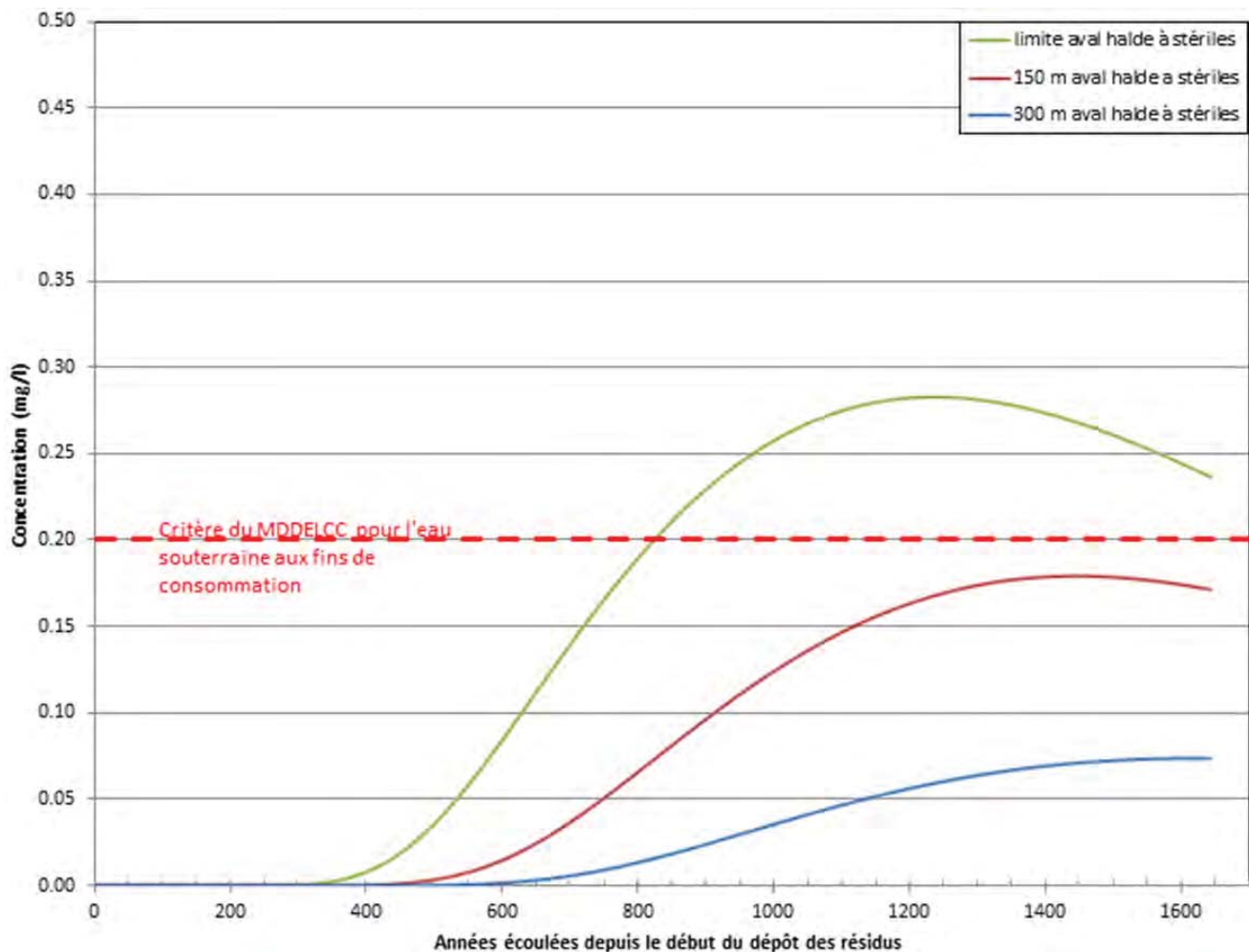


Figure 10: Variation temporelle des concentrations en cyanures totaux dans l'aquifère de roc – scénario #8 : Paramètres capillaires modifiées pour les résidus épais



6.2 Simulations prédictives – Sodium

La figure 11 montre l'évolution des concentrations simulées en sodium dans l'eau souterraine en fonction du temps. Il est observé sur cette figure que les concentrations en sodium n'excèderaient pas le critère aux fins de consommation du MDDELCC à la limite aval de la halde à stériles.

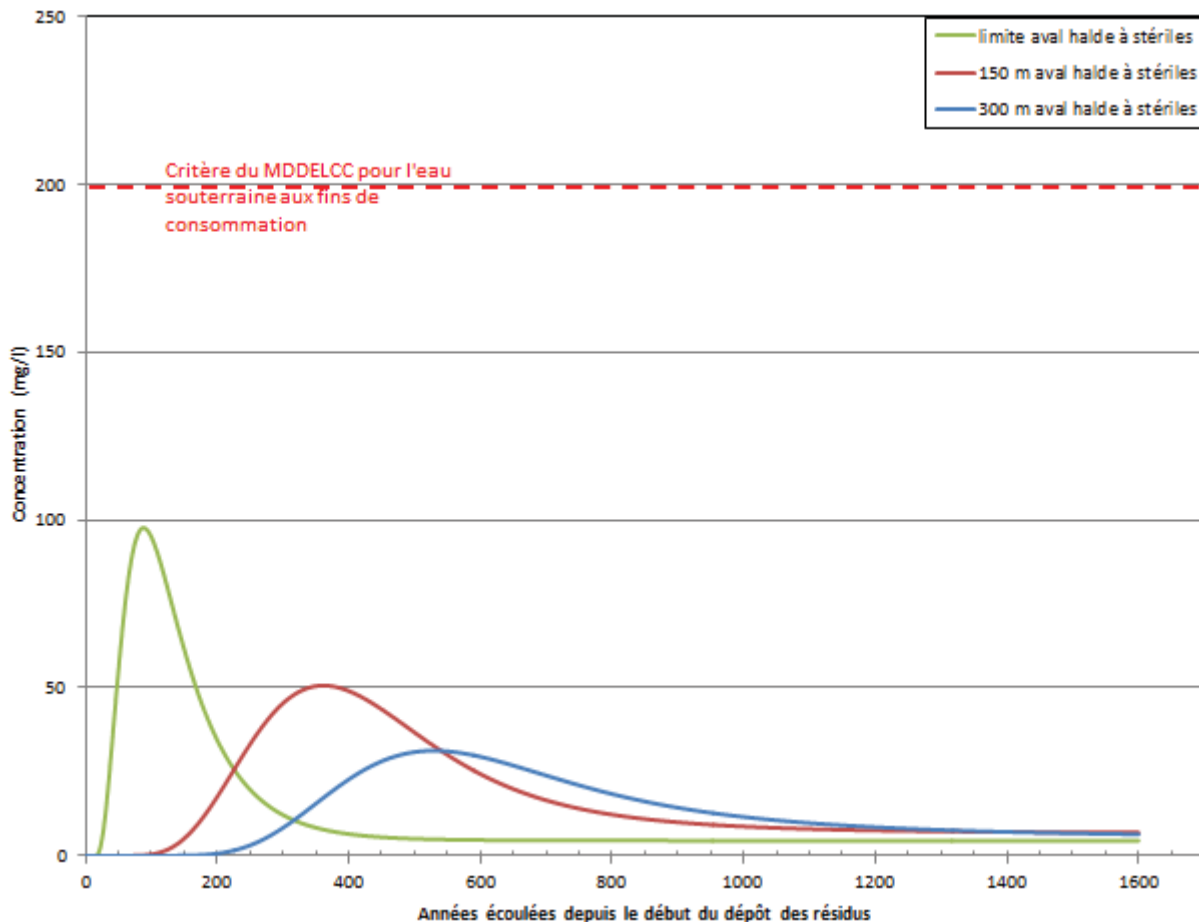


Figure 11: Variation temporelle des concentrations en sodium dans l'aquifère de roc

6.3 Simulations prédictives – Cuivre

6.3.1 Cas de base

La figure 12 montre l'évolution des concentrations simulées en cuivre dans l'eau souterraine en fonction du temps pour le cas de base, qui considère seulement le prolongement du parc à résidus comme source potentielle de contamination (aucun contaminant en provenance des stériles n'est considéré). Il est observé sur cette figure que les concentrations en cuivre à la limite aval de la halde à stériles sont très faibles (inférieures à 5×10^{-6} mg/L) et n'excèderaient pas le critère RESIE du MDDELCC.

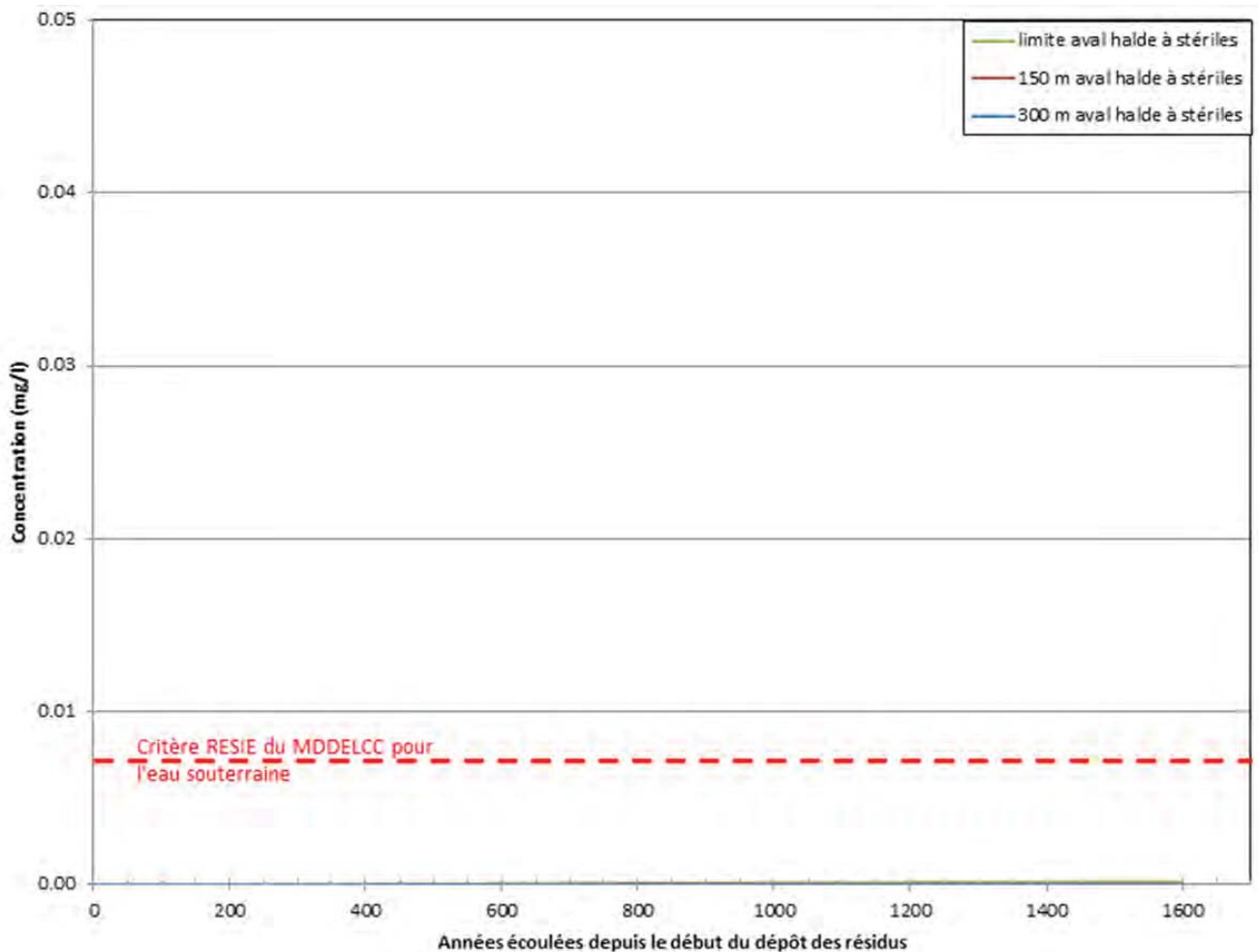


Figure 12: Variation temporelle des concentrations en cuivre dans l'aquifère de roc en considérant seulement le prolongement du parc à résidus comme source potentielle de contamination des eaux souterraines (Cas de base). Les concentrations maximales simulées pour ce cas sont inférieures à 5×10^{-6} mg/L

6.3.2 Analyse de sensibilité

Un scénario d'analyse de sensibilité a été effectué en considérant une source additionnelle de contamination en métaux dans le prolongement de la halde à stériles.

6.3.2.1 Définition des concentrations sources dans la halde à stériles

L'identification des contaminants d'intérêt pour la halde à stériles a considéré les résultats de l'analyse des métaux extractibles et des essais de lixiviation (SPLP et TCLP) réalisés sur 41 échantillons de minerai ainsi que sur 245 échantillons de stériles. Des statistiques ont été calculées sur les résultats des essais SPLP et TCLP pour chaque paramètre analysé, pour l'ensemble des échantillons. Lorsque la concentration d'un paramètre était sous la limite de détection, une valeur égale à la moitié de la limite de détection a été attribuée pour le calcul des



statistiques. Pour chacun des paramètres, le ratio entre la moyenne des concentrations (M_C) et le critère le plus restrictif (C_R) a été calculé (M_C/C_R). Les contaminants d'intérêt sont ceux qui présentent un ratio M_C/C_R supérieur à 1 et qui excédait le critère A de la Politique lors de l'analyse des métaux extractibles. Le tableau 8 présente les contaminants d'intérêt et leurs statistiques.

Tableau 8: Contaminants d'intérêt pour la halde à stériles

Essai	Paramètre	Concentration Médiane ⁽¹⁾ (mg/L)	Concentration Moyenne (mg/L)	Critère ⁽²⁾ RESIE ⁽³⁾ (mg/L)	Critère ⁽²⁾ FC ⁽⁴⁾ (mg/L)	Ratio M_C/C_R ⁽⁵⁾
SPLP	Zn	<i>0,003</i>	0,063	0,067	5	0,95
	Ni	<i>0,001</i>	0,0032	0,26	0,02	0,16
	Cu	<i>0,001</i>	0,0018	0,0073	1	0,24
	Pb	<i>0,001</i>	0,0020	0,034	0,01	0,20
TCLP	Ni	0,021	0,058	0,26	0,02	2,9
	Cu	0,0015	0,011	0,0073	1	1,5
	Pb	0,015	0,025	0,034	0,01	2,5

⁽¹⁾ : les valeurs en italiques correspondent à la limite de détection du paramètre. Ceci signifie que le paramètre était non-détection dans plus de la moitié des échantillons analysés

⁽²⁾ : critères de la Politique de protection des sols et de réhabilitation des terrains contaminés, MENV (1999)

⁽³⁾ : résurgence dans les eaux de surface ou infiltration dans les égouts

⁽⁴⁾ : fin de consommation

⁽⁵⁾ : moyenne des concentrations / critère le plus restrictif

Les essais SPLP donnent généralement des résultats plus représentatifs des processus hydrochimiques susceptibles de se produire dans un empilement tel que la halde à stériles projetée, par rapport aux résultats des essais TCLP. En effet, l'essai TCLP est réalisé en milieu acétique, ce qui n'est pas représentatif des conditions qui prévalent dans un empilement de stériles ou de minerai. Dans une optique d'utiliser une approche de modélisation prudente, les résultats des essais TCLP ont néanmoins été analysés et interprétés.

L'analyse des essais SPLP a révélé qu'aucun paramètre ne présente une moyenne des concentrations excédant le critère le plus restrictif (un ratio M_C/C_R supérieur à 1. Le ratio M_C/C_R maximal évalué est de 0,95, et il correspond au zinc. À titre indicatif, les données propres au nickel, au cuivre et au plomb sont également rapportées, dans le tableau 8. Sur la base des résultats des essais SPLP, il apparaît que le lixiviat qui pourra percoler de la halde à stériles vers les formations géologiques sous-jacentes respectera les critères de qualité de l'eau souterraine les plus restrictifs.

Les ratios calculés à partir des résultats des essais TCLP montrent que le cuivre, le nickel et le plomb présentent des ratios M_C/C_R supérieurs à 1. Considérant que le nickel présente le ratio M_C/C_R le plus élevé des deux types de matériaux testés, ce contaminant a été retenu pour l'analyse de sensibilité. En raison de sa mobilité généralement élevée, et significativement plus grande que celle du plomb, le cuivre a également été retenu. Deux scénarios d'analyse de sensibilité ont donc été développés : un pour la simulation de la migration du nickel (scénario #9), et un autre pour le cuivre (scénario #10).

Les concentrations sources considérées pour le prolongement de la halde à stériles sont présentés au tableau 9. Une concentration source égale à la concentration moyenne en nickel et en cuivre obtenue lors des essais TCLP a été imposée dans l'ensemble de la masse de la halde à stériles, à son stade ultime de développement. Cette concentration représente ainsi une masse finie de contaminants disponible à la migration. Une concentration



initiale égale à zéro a été définie pour le reste des unités du modèle. Les concentrations simulées n'incluent donc pas les teneurs de fond, soit celles pouvant déjà être présentes dans l'environnement. Ainsi, la concentration « réelle » correspondrait à la somme de la valeur simulée et de la teneur de fond. Toutefois, les teneurs de fond pour les contaminants d'intérêts sont généralement sous les limites de détection du laboratoire et leur contribution n'est donc pas jugée significative. Pour le prolongement du parc à résidus, les concentrations sources ont été définies sur la moyenne des résultats d'analyses obtenue à partir d'échantillons d'eau interstitielle prélevés à cinq reprises entre septembre 2013 et mai 2015 à partir de quatre puits d'observation (voir section 4.4)

Tableau 9: Concentrations sources en contaminants considérées pour la simulation incluant le prolongement de la halde à stériles comme source additionnelle de contamination

Paramètres	Concentration source parc à résidus – Cas de base (mg/L)	Concentration source halde à stériles – Source additionnelle pour l'analyse de sensibilité (mg/L)
Nickel	0,053	0,058
Cuivre	451	0,011

6.3.2.2 Résultats

Les figures 13 et 14 montrent respectivement l'évolution des concentrations simulées en nickel et en cuivre dans l'eau souterraine en fonction du temps en considérant le prolongement de la halde à stériles comme source additionnelle de contamination des eaux souterraines. Il est observé sur ces figures que les concentrations en nickel et en cuivre à la limite aval de la halde à stériles seraient faibles et n'excèderaient pas les critères RESIE et fins de consommation du MDDELCC.

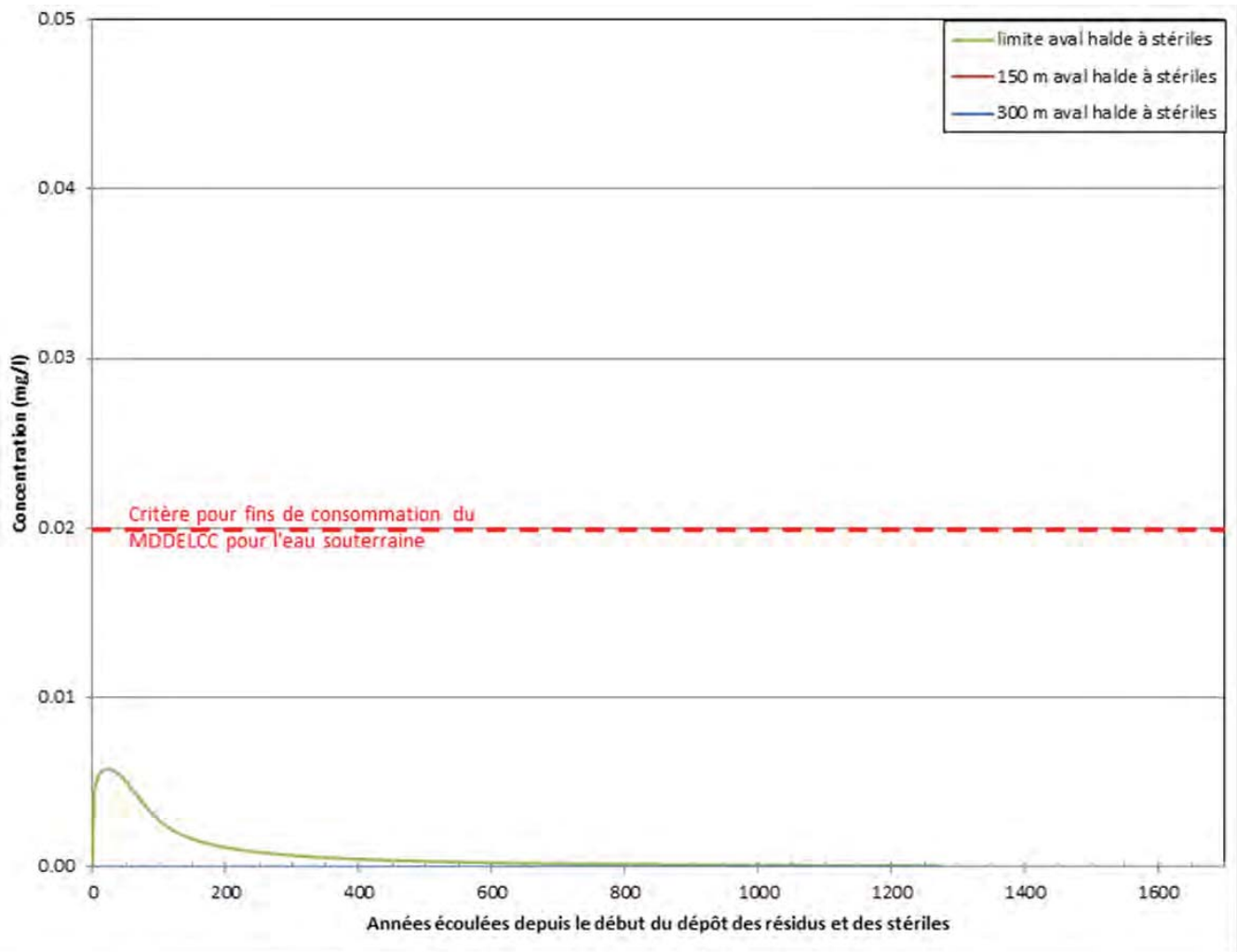


Figure 13: Variation temporelle des concentrations en nickel dans l'eau souterraine en considérant la halde à stériles comme source additionnelle de contamination des eaux souterraines – scénario #9

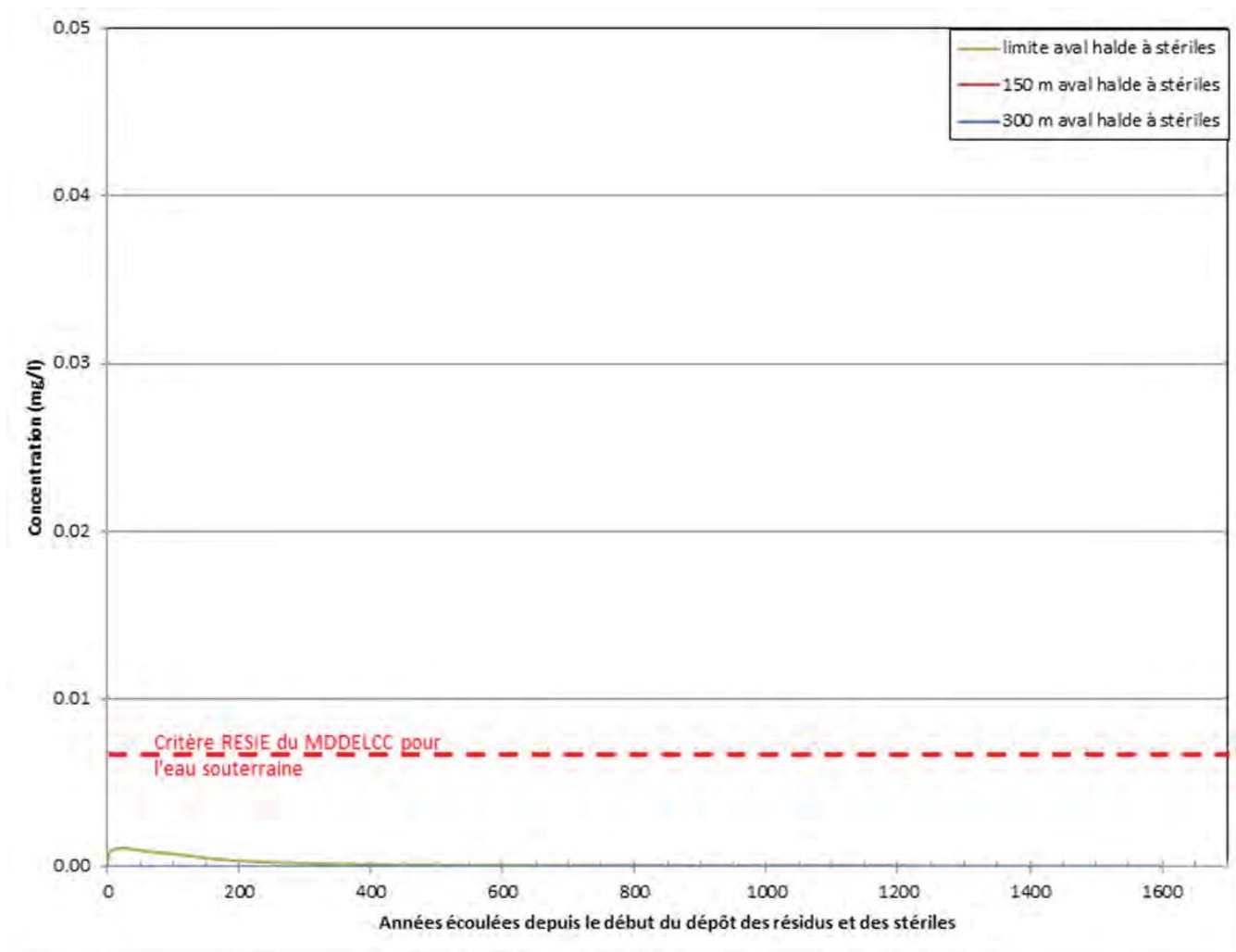


Figure 14: Variation temporelle des concentrations en cuivre dans l'eau souterraine en considérant la halde à stériles comme source additionnelle de contamination des eaux souterraines – scénario #10

6.4 Limites du modèle

Le modèle d'écoulement et de transport développé dans le cadre du présent mandat constitue une simplification du système hydrogéologique auquel s'ajouteront les résidus épaissis et stériles qui seront mis en place dans le prolongement des aires d'accumulation.

Une des principales simplifications est la représentation du système à l'aide d'un modèle en deux dimensions en coupe. Cette simplification ne permet pas d'intégrer la variabilité spatiale des unités hydrostratigraphiques et des flux d'eau aux limites du système dans la simulation de l'écoulement et du transport des contaminants. De fait, le



processus de migration est supposé être uniforme dans l'espace, alors qu'il devrait plutôt varier en relation avec les variations de la stratigraphie, de même qu'avec la variation des flux d'eau entrant ou sortant.

Bien que le choix de l'axe de coupe modélisée soit basé sur des critères prudents, il s'avère possible que l'écoulement et le transport de contaminants selon d'autres axes puissent générer des concentrations différentes de celles simulées pour le cas de base. En contrepartie, la représentation du système à l'aide d'un modèle en deux dimensions s'avère une approche prudente, en raison du fait que cela suppose un système dont l'extension transversale est infinie. Cette simplification a pour effet de négliger l'écoulement divergeant perpendiculairement à l'axe de la coupe et la dispersion transversale, ce qui peut engendrer une surestimation des concentrations simulées.

Une autre simplification considérée prudente est l'absence de l'horizon de matière organique dans le modèle développé, alors que celui-ci favorise l'adsorption des contaminants, de même que la biodégradation des cyanures. De plus, le modèle considère que tous les cyanures totaux sont présents sous la forme de ferrocyanures seulement, ce qui représente une hypothèse très prudente.

À la lumière des simplifications et hypothèses exposées précédemment, il apparaît que le modèle d'écoulement et de transport développé permet de simuler de façon suffisamment prudente la migration des contaminants pour servir d'outil d'aide à la décision, en vue de guider la conception et l'aménagement du prolongement du parc à résidus et de la halde à stériles dans le secteur ciblé.

7.0 CONCLUSIONS ET RECOMMANDATIONS

Une étude hydrogéologique a été réalisée afin de déterminer si le prolongement du parc à résidus épaissis et de la halde à stériles, le mode de gestion de ces matériaux et l'approche d'amélioration du substrat du parc à résidus qui est envisagée permettront de respecter les objectifs de protection des eaux souterraines. Un modèle hydrogéologique conceptuel a été développé et inclut une interprétation de la stratigraphie locale, sur laquelle se superposent les résidus épaissis puis les stériles. Le modèle inclut une couche de remblai de faible perméabilité d'une épaisseur de 1,5 m à la base des résidus épaissis sous lesquels l'argile naturelle est absente ou d'épaisseur inférieure à 1 m. Cette couche est destinée à améliorer le niveau de protection des eaux souterraines circulant dans l'aquifère de roc sous-jacent.

Le modèle hydrogéologique conceptuel a permis la construction d'un modèle numérique à partir duquel le transport des cyanures totaux, contaminants jugés d'intérêt prioritaire, a été simulé, afin d'évaluer les impacts potentiels du prolongement du parc à résidus et de la halde à stériles sur la qualité de l'eau souterraine. Le cas de base du modèle numérique prédit une concentration maximale en cyanures totaux de 0,18 mg/l dans l'aquifère de roc à 150 m à aval de la halde à stériles. Cette concentration est ainsi inférieure au critère à des fins de consommation du MDDELCC (0,2 mg/l) pour les cyanures totaux. Pour les deux autres contaminants d'intérêt, soit le sodium et le cuivre, les concentrations prédites dans l'eau souterraine à la limite aval de la halde à stériles sont inférieures aux critères du MDDELCC.

L'analyse de sensibilité réalisée sur le cas de base a montré l'importance du processus de dégradation dans la migration des cyanures totaux. Également, l'analyse de sensibilité a montré que la perméabilité du remblai destiné à l'amélioration du substrat avait une influence limitée à modérée sur la migration des contaminants. Ainsi, bien



que la qualité de la mise en place du remblai s'avère importante, une certaine tolérance quant à la variabilité de sa conductivité hydraulique finale est admissible. Un autre aspect investigué dans le cadre de l'analyse est l'influence de la recharge en surface des résidus épais sur la migration des cyanures totaux. Il a été montré que le modèle s'avérait robuste relativement à la variabilité de la recharge en surface des résidus épais. Il s'avère néanmoins recommandé de continuer à gérer l'aire d'accumulation de façon à minimiser l'infiltration d'eau à sa surface.

Les résultats de la modélisation indiquent que le concept du prolongement du parc à résidus et de la halde à stériles, combinée à l'approche d'amélioration du substrat de ces aménagements présentement envisagée, permettront de respecter les objectifs de protection des eaux souterraines de la Directive 019. De fait, le modèle prédit qu'il n'y aura aucune dégradation significative de la qualité de l'eau souterraine de l'aquifère de roc à plus de 150 m à l'aval de la halde à stériles, le long de la coupe modélisée. Ainsi, considérant l'approche prudente de modélisation et le mode de gestion des résidus proposé, aucun impact aux récepteurs d'eau souterraine n'est appréhendé pour le parc à résidus et la halde à stériles.

Préalablement au prolongement du parc à résidus, il est recommandé de mettre en place une couche de remblai de faible perméabilité d'une épaisseur d'au moins 1,5 m aux emplacements où l'argile naturelle est absente ou d'épaisseur inférieure à 1 m. De plus, le programme de surveillance des eaux souterraines de la Mine devrait inclure de nouveaux puits aménagés à l'aval du prolongement de la halde à stériles afin de valider les prédictions du modèle et prévenir les impacts aux récepteurs d'eau souterraine.



8.0 RÉFÉRENCES

- Anderson, M.P., and Woessner, W.W., 1992. *Applied groundwater modeling – Simulation of flow and advective transport*. Academic Press inc., Harcourt Brace Jovanovich, Publishers. 381 p.
- Battelle Memorial Institute. 1989. *Chemical Databases for the Multimedia Environmental Pollutant Assessment System (MEPAS)*. Version 1. December 1989.
- Diersch, H.-J. G., 2014. *FEFLOW – Finite element modeling of flow, mass and heat transport in porous and fractured media*. Springer, Berlin Heidelberg, XXXV, 996p.
- Franz, T.J., and Rowe, R.K., 1993. *Simulation of groundwater flow and contaminant transport at a landfill site using models*. International Journal for Numerical and Analytical Methods in Geomechanics. Vol. 17- 7, pp. 435-455.
- Gelhar, L.W., Welty, C. and Rehfeldt, K.W., 1992. *A critical review of data on field-scale dispersion in aquifers*. Water Resource Research. 28(7) , pp. 1955-1974
- Golder Associés Ltée, 2008. *Évaluation du débit d'exhaure et des impacts potentiels sur les niveaux des eaux souterraines, Osisko Exploration Malartic, Québec, Canada*. N° Réf. 07-1221-0028-2400
- Golder Associés Ltée, 2009a. *Projet Canadian Malartic – Impacts potentiels du parc à résidus sur la qualité de l'eau souterraine, Corporation minière Osisko, Malartic, Québec*. N° réf. 07-1221-0028-3900
- Golder Associés Ltée, 2009b. *Estimation par modélisation numérique du débit d'eau s'exfiltrant du parc à résidus vers le roc - Corporation minière Osisko, Malartic, (Québec)*. N° réf.07-1221-0028-3700
- Golder Associés Ltée, 2009c. *Rapport factuel d'investigation géotechnique pour le parc à résidus miniers, Projet Canadian Malartic, Corporation minière Osisko, Malartic, Québec*. N° réf. 07-1221-0028-3300
- Golder Associés Ltée, 2009d. *Estimation par solution analytique du taux d'exfiltration du bassin de polissage vers le roc, Corporation minière Osisko, Malartic, Québec*. N° réf. 07-1221-0028-3302
- Golder Associés Ltée, 2009e. *Modélisation des impacts potentiels du bassin sud-est sur la qualité de l'eau souterraine – Projet Canadian Malartic, Corporation minière Osisko, Malartic, Québec*. N° réf. 07-1221-0028-3800
- Golder Associés Ltée, 2010. *Évaluation des effets potentiels du nouveau parc à résidus miniers sur la qualité de l'eau souterraine – Projet Canadian Malartic - Corporation minière Osisko, Malartic (Québec)*. N° réf. 07-1221-0028-3800-2
- Golder Associés Ltée, 2012a. *Rapport factuel d'investigation géotechnique – secteur à l'est du parc à résidus de la Mine*. No réf. 001-11-1221-0105
- Golder Associés Ltée, 2012b. *Investigation des piliers de surface de la mine Barnat-Sladen*. N° réf. 017-10-1221-0123
- Golder Associés Ltée, 2013. *Suivi des eaux souterraines 2012 – Mine Canadian Malartic, Malartic (Québec)*. N° réf. 004-10-1221-4002



- Golder Associés Ltée. 2014a. *Évaluation de la qualité des eaux souterraines dans le secteur du prolongement de la halde à stériles et du parc à résidus, Mine Canadian Malartic, Québec.* N° réf. 002-10-1221-0107-6002
- Golder Associés Ltée, 2014b. *Analyse de la stratigraphie en regard du niveau de protection des eaux souterraines requis pour le prolongement du parc à résidus et de la halde à stériles.* N° réf. 026-13-1221-0020-3040
- Golder Associés Ltée, 2014c. *Rapport de caractérisation de l'eau interstitielle des résidus de la mine Canadian Malartic.* N° réf. 072-13-1221-0020-2020-RF-Rev0
- Golder Associés Ltée. 2014d. *Programme de caractérisation géochimique 2012-2013, Mine Canadian Malartic, Malartic, Québec .* N° réf. 046-13-1221-0020-5010
- Golder Associés Ltée. 2014e. *Plan conceptuel de gestion des eaux et bilan d'eau – Conditions ultimes d'opération.* N° réf. 021-13-1221-0020-3020 Rev 0
- Golder Associés Ltée. 2014f. *Rapport de caractérisation des résidus miniers, Mine Canadian Malartic, Malartic, Québec .* N° réf. 046-13-1221-0020-5010
- Meeussen, J.C.L., Keizer, M.G. and De Haan, F.A.M. 1992. *The chemical stability and decomposition rate of iron cyanide complexes in soil solutions.* Environmental Science and Technology. 26 (3), pp. 511-516.
- Ministère de l'Environnement et de la Faune du Québec (MEF), 1999. *Guide de classification des eaux souterraines du Québec.* Direction des politiques de l'eau. 12 p.
- Ministère de l'Environnement du Québec (MENV), 1999. *Politique de protection et de réhabilitation des sols et des terrains contaminés.* Direction des politiques du secteur industriel, Service des lieux contaminés, 124 pages. Dernière mise à jour : novembre 2001.
- Ministère du Développement durable, de l'Environnement et des Parcs (MDDEP), 2012. *Directive 019 sur l'industrie minière.* Direction des politiques de l'eau, Services des eaux industrielles. Mars 2012.
- Smith, A. and Mudder, T. 2001. *The Chemistry and Treatment of Cyanidation Wastes.* Mining Journal Books Ltd. Second Edition.
- US Environmental Protection Agency (USEPA). 1999. *Partition Coefficients for Metals in Surface Water, Soil and Wastes.* June 1999.



9.0 SIGNATURES

GOLDER ASSOCIÉS LTÉE

Michel Mailloux, ing., M.Sc.
Hydrogéologue, associé

Pierre Groleau, ing., M.Sc.
Hydrogéologue, associé principal


MM/PG/

Golder, Golder Associés et le concept GA sur son logo sont des marques de commerce de Golder Associates Corporation.

n:\actif\2013\1221\13-1221-0020 osisko - expansion mine malartic\6 livrables émis\062 étude de modélisation\062-13-1221-0020-2020-rev4.docx



LÉGENDE

 EMPREINTE PROJÉTÉE DE LA FOSSE, DU PARC À RÉSIDUS ET DE LA HALDE À STÉRILES

NOTES

PROJECTION UTM, ZONE 17, SYSTÈME DE RÉFÉRENCE NAD 83

RÉFÉRENCE

PHOTOS LIDAR FOURNIES PAR CMGP (JUIN 2011 ET AOÛT 2012)

CONFIDENTIEL

CLIENT
CANADIAN MALARTIC GP

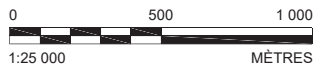
PROJET
ÉTUDE DE MODÉLISATION HYDROGÉOLOGIQUE DES IMPACTS POTENTIELS SUR LA QUALITÉ DE L'EAU SOUTERRAINE DU PROLONGEMENT DE LA HALDE À STÉRILES ET DU PARC À RÉSIDUS, MINE CANADIAN MALARTIC, QUÉBEC - RAPPORT DE MODÉLISATION

CONSULTANT

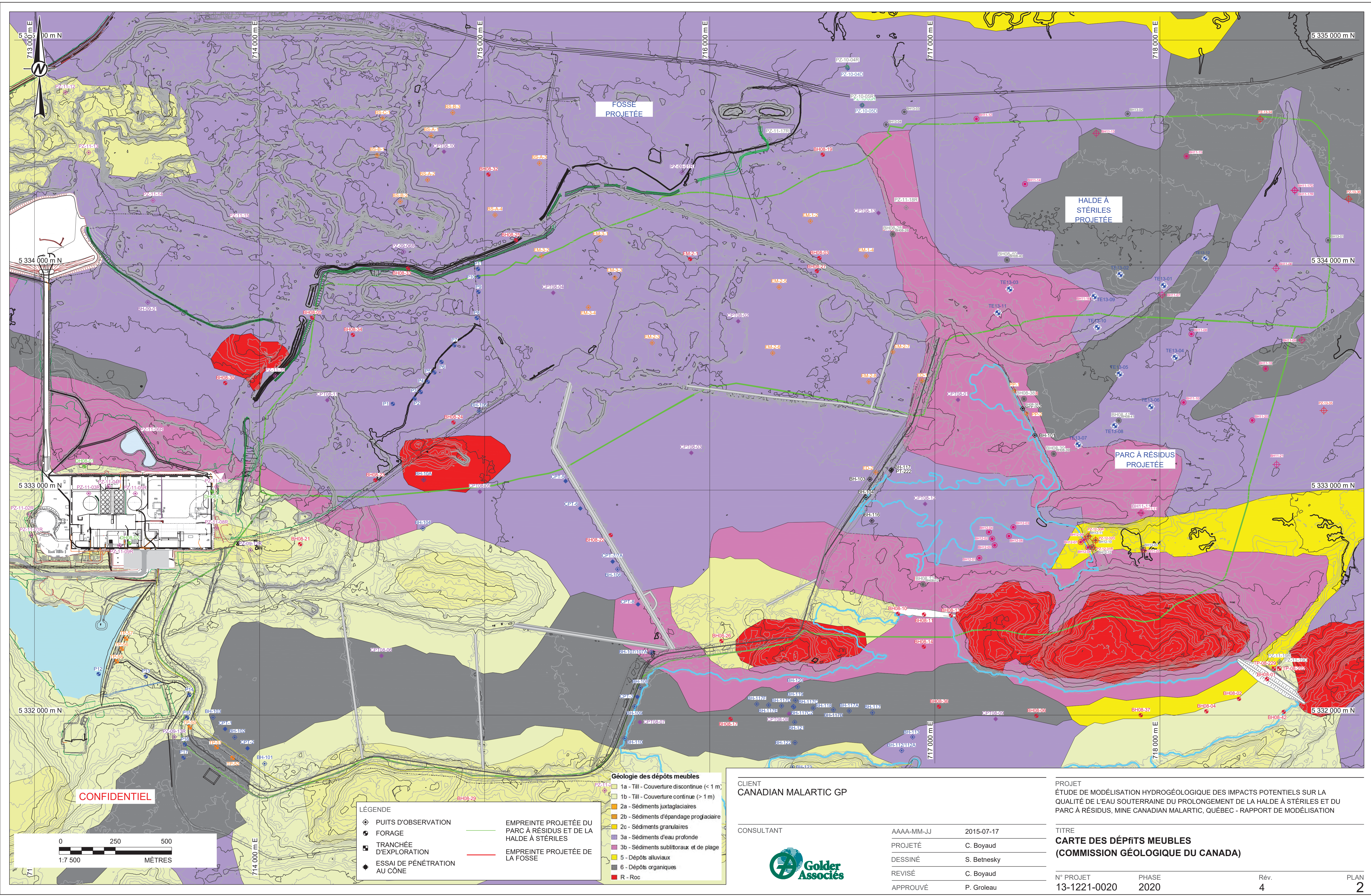
AAAA-MM-JJ 2015-07-17
 PROJÉTÉ C. Boyaud
 DESSINÉ S. Betnesky
 RÉVISÉ C. Boyaud
 APPROUVÉ P. Groleau

TITRE
LOCALISATION DES AMÉNAGEMENTS PROJÉTÉS

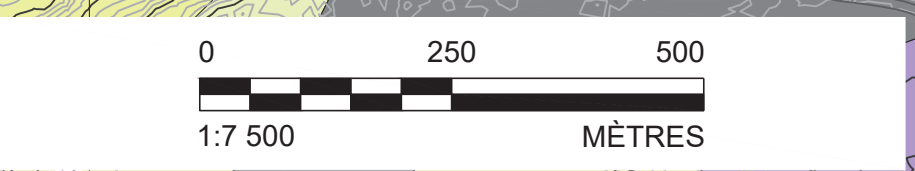
N° PROJET 13-1221-0020 PHASE 2020 Rév. 4 PLAN 1



25 mm - SILA MESURE NE CORRESPOND PAS À L'ÉCHELLE. LA TAILLE DE LA FEUILLE A ÉTÉ MODIFIÉE ANSI A



CONFIDENTIEL



- LÉGENDE**
- PUIS D'OBSERVATION
 - FORAGE
 - TRANCHÉE D'EXPLORATION
 - ◆ ESSAI DE PÉNÉTRATION AU CÔNE
 - EMPREINTE PROJÉTÉE DU PARC À RÉSIDUS ET DE LA HALDE À STÉRILES
 - EMPREINTE PROJÉTÉE DE LA FOSSE

- Géologie des dépôts meubles**
- 1a - Till - Couverture discontinue (< 1 m)
 - 1b - Till - Couverture continue (> 1 m)
 - 2a - Sédiments juxtaglaciaires
 - 2b - Sédiments d'épandage proglaciaire
 - 2c - Sédiments granulaires
 - 3a - Sédiments d'eau profonde
 - 3b - Sédiments sublittoraux et de plage
 - 5 - Dépôts alluviaux
 - 6 - Dépôts organiques
 - R - Roc

CLIENT
CANADIAN MALARTIC GP

CONSULTANT	AAAA-MM-JJ	2015-07-17
	PROJÉTÉ	C. Boyaud
	DESSINÉ	S. Betnesky
	REVISÉ	C. Boyaud
	APPROUVÉ	P. Groleau



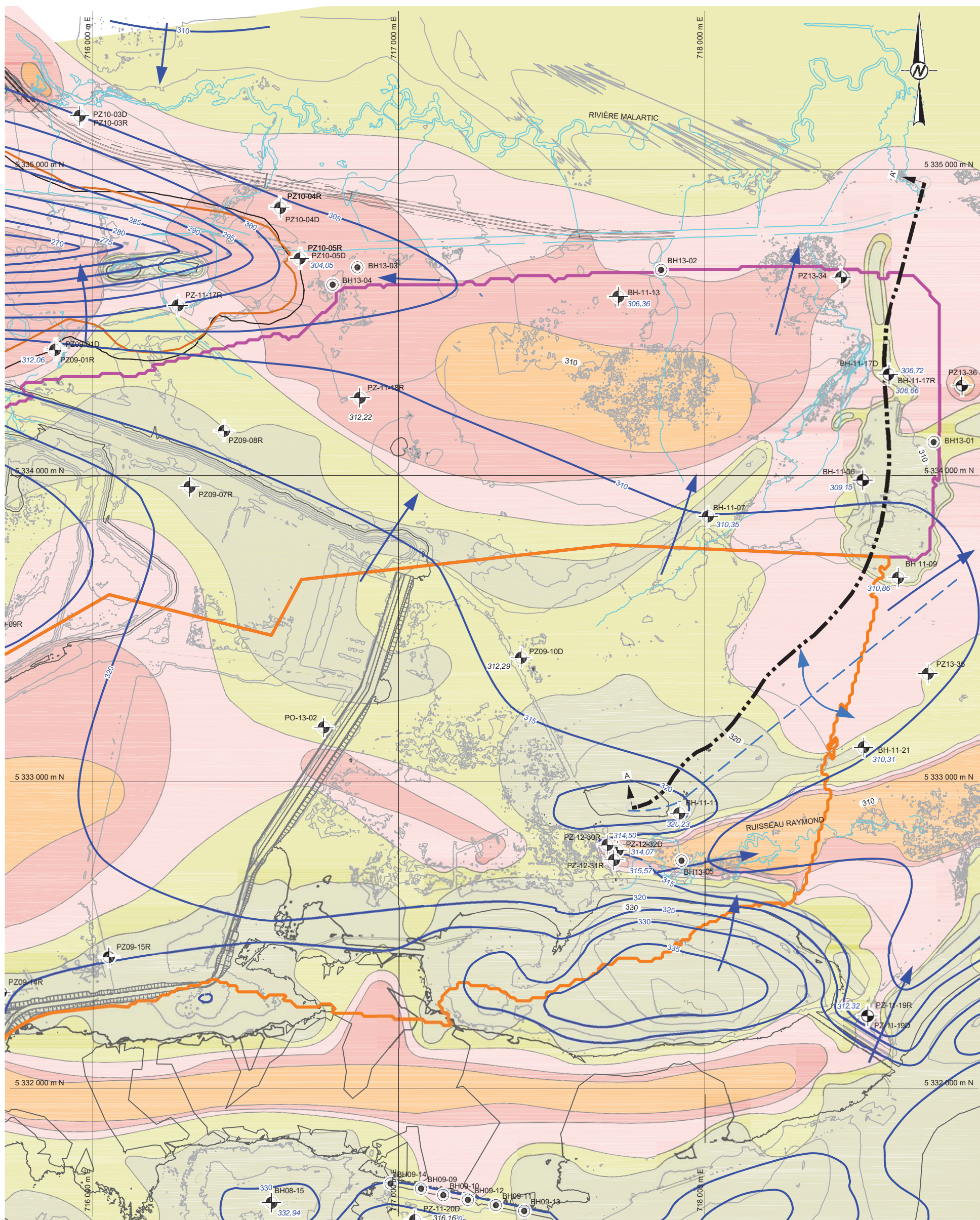
PROJET
ÉTUDE DE MODÉLISATION HYDROGÉOLOGIQUE DES IMPACTS POTENTIELS SUR LA QUALITÉ DE L'EAU SOUTERRAINE DU PROLONGEMENT DE LA HALDE À STÉRILES ET DU PARC À RÉSIDUS, MINE CANADIAN MALARTIC, QUÉBEC - RAPPORT DE MODÉLISATION

TITRE
CARTE DES DÉPÔTS MEUBLES
(COMMISSION GÉOLOGIQUE DU CANADA)

N° PROJET	PHASE	Rév.	PLAN
13-1221-0020	2020	4	2

Chemin: I:\galerie_gis\gallMontreal\SIG\CAD\PROJET\SIS\KOP\PRODUCTION\13-1221-0020\2020\2020A | Nom du fichier: 13-1221-0020-2020-002.dwg

25 mm | SI LA MESURE NE CORRESPOND PAS À L'ÉCHELLE, LA TAILLE DE LA FEUILLE A ÉTÉ MODIFIÉE ANS/D



LÉGENDE

- PUIS D'OBSERVATION
- EMPREINTE DU PARC À RÉSIDUS PROJETÉ
- EMPREINTE DE LA HALDE À STÉRILES PROJETÉE
- COURBE ISOPIÈZE (m)
- ÉLEVATION DU NIVEAU D'EAU SOUTERRAINE (m) (SEPTEMBRE 2012)
- DIRECTION D'ÉCOULEMENT DE L'EAU SOUTERRAINE
- LIGNE DE PARTAGE DES EAUX SOUTERRAINES

ÉPAISSEUR DE SOLS COHÉRENTS

- 0 à 1 m
- 1 à 2,5 m
- 2,5 à 5 m
- 5 à 10 m
- >10 m

CONFIDENTIEL

CLIENT
CANADIAN MALARTIC GP

CONSULTANT

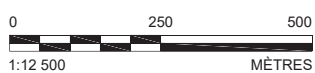


AAAA-MM-JJ 2015-07-17
 PROJETÉ C. Boyaud
 DESSINÉ S. Betnesky
 REVISÉ C. Boyaud
 APPROUVÉ P. Groleau

PROJET
ÉTUDE DE MODÉLISATION HYDROGÉOLOGIQUE DES IMPACTS POTENTIELS SUR LA QUALITÉ DE L'EAU SOUTERRAINE DU PROLONGEMENT DE LA HALDE À STÉRILES ET DU PARC À RÉSIDUS, MINE CANADIAN MALARTIC, QUÉBEC - RAPPORT DE MODÉLISATION

TITRE
INTERPRÉTATION DE L'ÉPAISSEUR DES SOLS COHÉRENTS ET DE LA PIÉZOMÉTRIE DU ROC ET LOCALISATION DE LA COUPE MODÉLISÉE

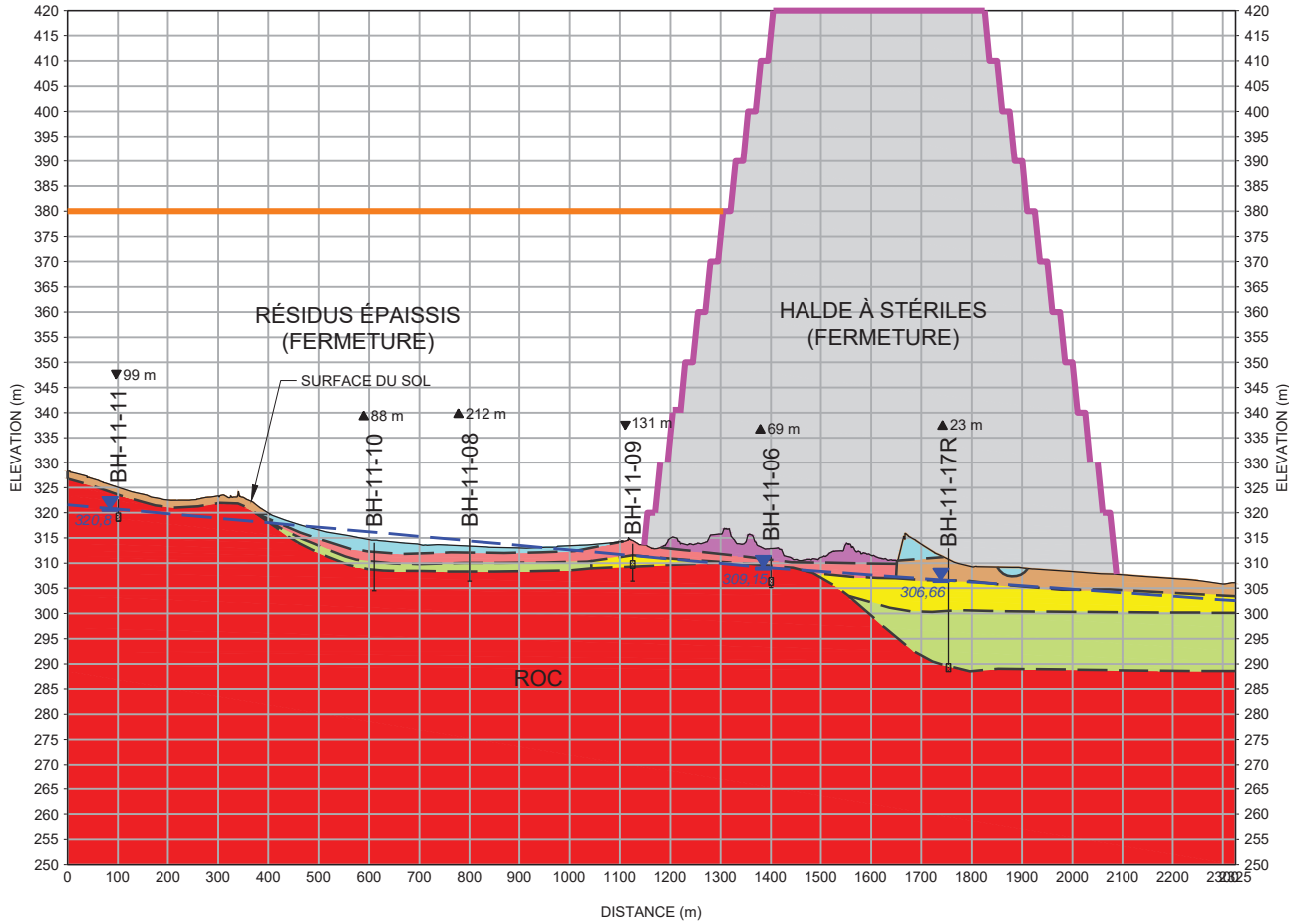
N° PROJET 13-1221-0020 PHASE 2020 Rév. 4 PLAN 3



SI LA MESURE NE CORRESPOND PAS À L'ÉCHELLE, LA TAILLE DE LA FEUILLE A ÉTÉ MODIFIÉE: ANS B 25 mm

A
X: 717762,03
Y: 5332915,46

A'
X: 718717,15
Y: 5334957,69



LÉGENDE

- BH-11-10 FORAGE / PUIITS
- ▲ 88 m DISTANCE DU FORAGE / PUIITS PAR RAPPORT À L'AXE DE LA COUPE

PIÉZOMÉTRIE DU ROC

- SURFACE PIÉZOMÉTRIQUE
- ▼ 320,23 ÉLÉVATION DU NIVEAU DE L'EAU SOUTERRAINE (m)

STRATIGRAPHIE

- REMBLAI
- ARGILE
- SILT
- SABLE ET GRAVIER
- SABLE FIN
- TILL
- SOCLE ROCHEUX

CONFIDENTIEL

CLIENT
CANADIAN MALARTIC GP

PROJET
ÉTUDE DE MODÉLISATION HYDROGÉOLOGIQUE DES IMPACTS POTENTIELS SUR LA QUALITÉ DE L'EAU SOUTERRAINE DU PROLONGEMENT DE LA HALDE À STÉRILES ET DU PARC À RÉSIDUS, MINE CANADIAN MALARTIC, QUÉBEC - RAPPORT DE MODÉLISATION

CONSULTANT

AAAA-MM-JJ 2015-07-17
PROJETÉ C. Boyaud
DESSINÉ S. Betnesky
REVISÉ C. Boyaud
APPROUVÉ P. Groleau

TITRE
COUPE STRATIGRAPHIQUE LE LONG DE L'AXE MODÉLISÉ

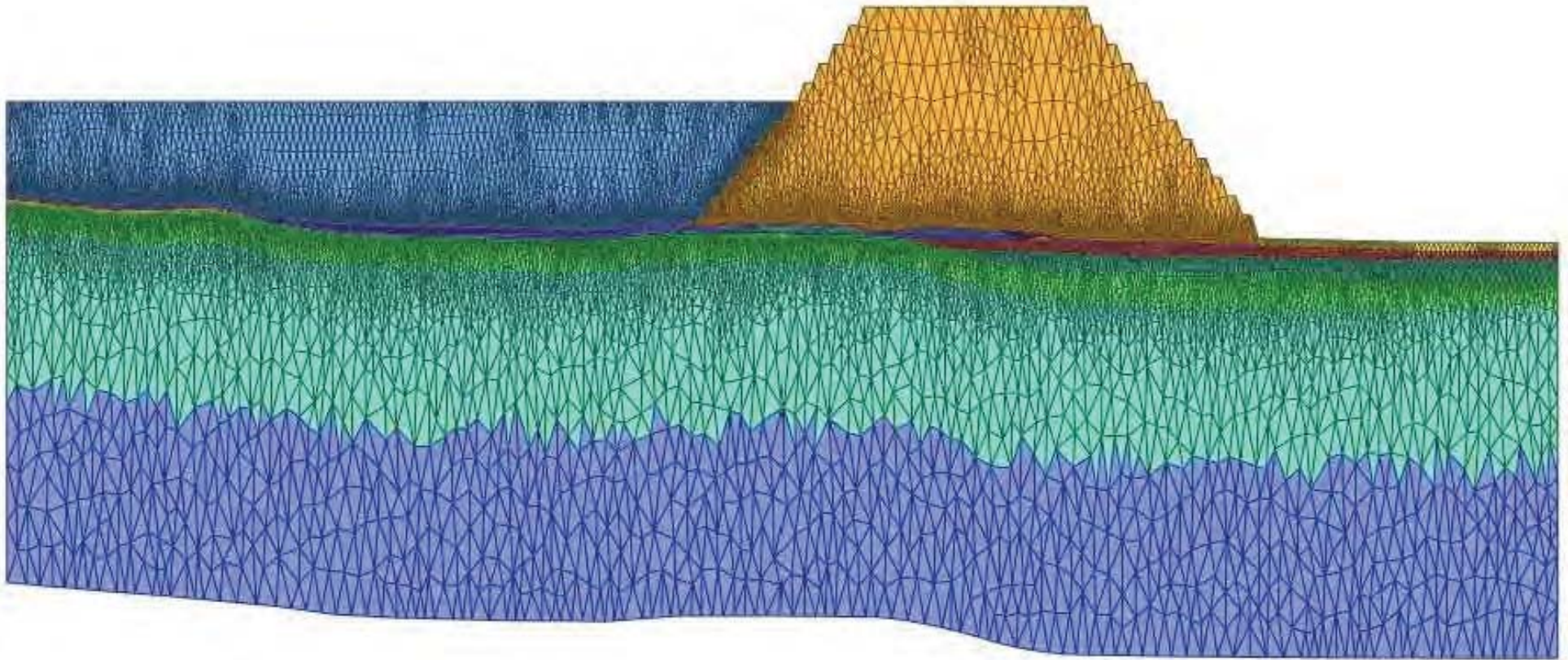


N° PROJET 13-1221-0020 PHASE 2020 Rév. 4 PLAN 4

SIL LA MESURE NE CORRESPOND PAS À L'ÉCHELLE, LA TAILLE DE LA FEUILLE A ÉTÉ MODIFIÉE ANSI A

25 mm

MAILLAGE D'ÉLÉMENTS FINIS UTILISÉS POUR LE MODÈLE BIDIMENSIONNEL EN COUPE



EXAGÉRATION VERTICALE = 4X

CONFIDENTIEL

CLIENT
CANADIAN MALARTIC GP

CONSULTANT



AAAA-MM-JJ	2015-07-17
PROJETÉ	C. Boyaud
DESSINÉ	S. Betnesky
REVISÉ	C. Boyaud
APPROUVÉ	P. Groleau

PROJET
ÉTUDE DE MODÉLISATION HYDROGÉOLOGIQUE DES IMPACTS POTENTIELS SUR LA QUALITÉ DE L'EAU SOUTERRAINE DU PROLONGEMENT DE LA HALDE À STÉRILES ET DU PARC À RÉSIDUS, MINE CANADIAN MALARTIC, QUÉBEC - RAPPORT DE MODÉLISATION

TITRE
MAILLAGE D'ÉLÉMENTS FINIS UTILISÉ POUR LE MODÈLE BIDIMENSIONNEL EN COUPE

N° PROJET	PHASE	Rév.	PLAN
13-1221-0020	2020	4	5

SIL LA MESURE NE CORRESPOND PAS A L'ECHELLE, LA TAILLE DE LA FEUILLE A ÉTÉ MODIFIÉE. ANSI A 26 mm



ANNEXE A

Concentrations mesurées dans l'eau interstitielle des résidus de la mine Canadian Malartic

Sommaire des résultats analytiques pour les échantillons d'eau prélevés aux puits d'observation installés dans les résidus miniers

Paramètres	Unités	Critères		PO-13-01				PO-13-02				PO-14-03A		PO-14-03B		PO-14-04A			PO-14-04B		
		Fin de consommation	RESIE	PO-13-01-020913***	PO-13-01-20140114	PO-13-01-20140918	PO-13-01	PO-13-02-020913	PO-13-02-201404114	PO-13-02-20140918	PO-13-02	PO-14-03A-20141123	PO-14-03A	PO-14-03B-20141123	PO-14-03B	PO-14-04A-20141123	PO-14-04A	PO-14-04A	PO-14-04B-20141123	PO-14-04B	PO-14-04B
				02/09/2013	01/14/2014	18/09/2014	07/05/2015	02/09/2013	01/14/2014	18/09/2014	07/05/2015	23/11/2014	07/05/2015	23/11/2014	07/05/2015	23/11/2014	10/03/2015	07/05/2015	23/11/2014	10/03/2015	07/05/2015
METEAUX																					
Aluminium (Al)	µg/L	-	750	250000	77	180	72	1100	30	120	33	40	41	20	1300	90	60	33	90	40	57
Antimoine (Sb)	µg/L	6	-	<20	5	5,1	1,6	<20	<3	2,2	1,7	8,1	8,7	6,8	4,7	9,4	13	8,4	6,1	5,6	4,1
Argent (Ag)	µg/L	100	0,62	<10	<0,3	<0,1	<0,10	<10	<0,3	<0,1	<0,10	0,039	<0,10	0,006	<0,10	0,073	< 0,002	<0,10	0,527	<0,002	<0,10
Arsenic (As)	µg/L	25	340	70	6	4,8	2,4	<50	3	4	2,7	5,4	5,1	1,6	4,7	3,7	4,1	4,2	5	5,1	4,5
Baryum (Ba)	µg/L	1000	5300 +	2800	53	44	37	60	48	36	28	31,2	31	40,7	26	23,5	22	21	25,8	25,5	22
Cadmium (Cd)	µg/L	5	2,1	<10	<1	<0,2	<0,20	<10	<1	<0,2	<0,20	0,038	<0,20	0,108	<0,20	0,044	0,078	<0,20	0,072	0,086	<0,20
Calcium (Ca)	µg/L	-	-	-	26000	29000	34000	-	120000	60000	56000	27500	36000	85400	99000	31000	24200	20000	49400	57000	51000
Chrome (Cr)	µg/L	50	-	2300	<5	0,53	<0,5	10	<5	<0,5	<0,50	< 0,03	<0,50	0,07	17	0,12	< 0,03	0,52	0,11	<0,03	0,79
Cobalt (Co)	µg/L	-	500	310	74	68	49	20	<20	14	4,6	39	49	29,4	18	42,2	43,2	48	71,6	52,2	54
Cuivre (Cu)	µg/L	1000	7,3 +	1100	<3	24	<0,50	38	<3	1,3	<0,50	81,3	46	7,62	<0,50	41,4	30	23	848	108	65
Magnésium (Mg)	µg/L	-	-	-	290	460	500	-	4100	610	2400	2120	2100	3820	7400	1400	1230	1800	3910	5640	1600
Manganèse (Mn)	µg/L	50	-	9300	<3	1,1	0,56	60	6	1,8	2	3,02	1,8	194	560	1,44	0,54	1,3	3,42	3,3	1,1
Molybdène (Mo)	µg/L	70	2000	200	240	310	260	150	120	180	120	152	210	280	270	133	131	160	224	259	190
Nickel (Ni)	µg/L	20	260 +	1000	13	7,3	2,4	20	<10	2,2	1,2	4	1,6	2,7	7,7	2,6	2,2	1,3	31,9	1,6	1,7
Plomb (Pb)	µg/L	10	34 +	330	<1	0,91	<0,10	<10	<1	0,18	<0,10	0,05	<0,10	0,09	16	0,11	<0,01	<0,10	0,16	0,08	<0,10
Potassium (K)	µg/L	-	-	-	120000	130000	140000	-	180000	180000	130000	135000	140000	141000	140000	128000	115000	120000	126000	111000	110000
Sélénium (Se)	µg/L	10	20	<50	2	1,5	<1,0	<50	<1	<1	<1,0	2	1,5	1	<1,0	2	2	1,7	5	3	2,2
Sodium (Na)	µg/L	200000	-	220000	490000	540000	570000	320000	450000	490000	340000	462000	480000	493000	530000	434000	471000	410000	436000	434000	420000
Zinc (Zn)	µg/L	5000	67 +	1200	<5	<5	<5,0	<20	<5	<5	<5,0	<2	<5,0	4	15	3	< 2	<5,0	6	3	8,3
CONVENTIONNELS																					
Azote ammoniacal (N-NH3)	mg/L	-	21*	15	23	24	22	22	16	23	24	61,4	48	33,4	46	49,5	48,1	42	45,5	36,2	39
Cyanates	mg/L	-	-	-	-	-	0,78	-	-	-	<0,05	56	42	2,2	2	63	64	31	30	12	39
Cyanures libres (CN-)	mg/L	-	0,022	0,37	0,17	0,47	0,024	0,42	<0,01	0,007	0,009	< 2	2,2	<2	0,11	< 2	<2	0,59	< 2	< 2	0,28
Cyanures Totaux (CN)	mg/L	0,2	-	7,5	23	14	11	3,1	1,8	1	3,1	66,5	69	10,6	4,3	66,6	33,8	49	53,4	35,9	43
Fluorure (F)	mg/L	1,5	4	0,9	2,5	2,4	-	1,8	1,5	1,5	-	1,63	-	1,39	-	1,76	1,83	-	1,52	1,42	-
Phosphore total (P)	mg/L	-	3	13	9	<0,05	1	0,06	1,2	<0,05	0,03	< 0,03	0,05	0,72	0,88	3,18	0,22	0,07	1,8	0,06	3,6
Nitrates (N-NO3-)	mg/L	-	200	12	<0,04	<0,02	<0,1	2	<0,04	<0,02	<0,04	9,89	1,7	0,05	0,26	2,17	2,02	8,2	3,64	1,65	6,9
Nitrites (N-NO2-)	mg/L	1	0,6**	2,5	0,05	1,2	<0,1	<0,2	<0,04	<0,02	<0,04	3,58	5,3	<0,06	0,02	11,7	12	6,5	6,7	3,9	5,6
Thiocyanate	mg/L	-	-	-	-	-	51	-	-	-	1,5	26	32	25	18	36	36	44	29	19	50
Mesures stabilisées																					
pH	-	-	-	8,24	10,38	9,32	10,44	9,44	9,98	9,48	10,22	10,16	10,11	-	9,23	10,46	10,68	9,86	10,2	9,62	10,39
Température	°C	-	-	15,05	5,34	9,5	12,3	13,02	5,39	7,3	11,6	7	12,8	-	12	3,6	2	5,7	4	1	8,8
Conductivité (µS/cm)	µS/cm	-	-	1691	2850	3100	3136	1759	3289	2900	2269	2616	2892	-	2346	2321	2625	1866	2416	2621	2654

Notes:

- : Non analysé / pas de valeur
- + : Critère établi pour une dureté de 50 mg/L (CaCO₃)
- * : Valeur maximale du critère, établie en fonction du pH et de la température (T); correspondant à 1 X le critère de vie aquatique, effet aigu, à pH=6,94 et T=13,9 °C (MDDEFP, 2013)
- ** : Valeurs de pH et température mesurées le 12 septembre 2007 par Genivar (2008) dans la rivière Malartic à l'aval du prolongement de la halde à stériles proposée
- ** : Critère correspondant à 1 X le critère de vie aquatique, effet aigu, établi pour un cours d'eau récepteur dont la concentration en chlorures est > 10 mg/L (MDDEFP, 2013)
- *** : Échantillon contenant des résidus dans l'eau prélevée

: Résultat dépassant le critère RESIE

: Résultat dépassant le critère pour fin de consommation

: Résultat dépassant le critère pour fin de consommation et le critère RESIE



ANNEXE B

**Détermination des coefficients d'adsorption de l'argile silteuse
pour les paramètres d'intérêt**



MEMORANDUM

TO Michel Mailloux and Christian Boyaud

DATE February 9, 2015

FROM Jennifer Cole and Valerie Bertrand

PROJECT No. 1403061/5030/5033

CALCULATED DISTRIBUTION COEFFICIENT (Kd) – CMPG MALARCTIC

1.0 INTRODUCTION

The objective of this study is to calculate the distribution coefficients (Kd) for various parameters of interest in groundwater at the Malarctic site, including total cyanide (CN-T), weak acid dissociable cyanide (CN-WAD), calcium, copper, nickel, sodium, and zinc. Of particular interest are elements that augment chemical retention in soil (increase Kd): the content of clay minerals and organic matter, the presence of iron and aluminum hydroxides and the current chemical charge of the clay.

This memo documents samples collected, analyses completed, and the results of the Kd calculations.

2.0 SAMPLE COLLECTION

One sample of natural clay (TE-14-03) was collected in an area northeast of the Tailings Storage Facility (TSF) area of the Malarctic Project (Golder, 2014a), outside of the area of influence of the TSF in terms of groundwater and surface water flow. This sample was used in analytical testing in order to calculate Kd values for the clay.

Two samples of TSF pore water were collected for analysis from two monitoring wells located in the TSF and approximately 1750 m apart, including:

- PO-13-01 – 5.7 - 10.1 mbgs; and,
- PO-13-02 – 5.2 - 7.2 mbgs.

Samples were collected by Golder technicians under the supervision of Christian Boyaud (Golder, 2014b).

3.0 ANALYTICAL TESTING

The clay sample was subjected to the following tests:

- Trace metal analysis by ICP-MS (4 acid digest);
- Total organic carbon;
- Semi-quantitative mineralogical analyses by x-ray diffraction (XRD) and evaluation of the XRD patterns by the Rietveld method;
- Sequential Extraction tests following Tessier (1979); and,
- Batch adsorption tests, where the groundwater sample was used as the leach solution.

All testing was completed at SGS Canada Inc. (Lakefield, Ontario).



3.1 Sequential Extraction Tests

Sequential extraction tests were completed following Tessier (1979). The test was conducted for all prescribed steps, including the following: Soluble; Exchangeable and Adsorbed; Metal Carbonates; Easily Reducible and Iron Oxides; Organic matter; and Residual metals. Leachates were analyzed at each stage metals, reported as µg/g as calculated based on the leachate concentration, sample weight and volume for each step.

3.2 Batch Adsorption Tests

The procedure followed for the equilibrium batch adsorption tests is attached.

The water collected from PO-13-01 was selected for use in the equilibrium batch test because of the higher cyanide concentrations in it compared with the sample from PO-13-02, which appeared to have high concentrations of particulates (especially aluminum, iron, manganese) and associated metals (i.e. chromium, titanium).

4.0 RESULTS

Soil chemistry, mineralogy, sequential extraction and batch test results are attached.

A summary of the composition of the clay sample is provided in Table 1, for data relevant to sorption surfaces (i.e. clay minerals, iron oxides, and organic carbon).

Table 1: Summary of Composition of Clay Sample

Solid Composition		TE-14-03
Potential Sorption Surfaces	Total Organic Carbon	0.17%
	Clay Minerals (chlorite)	13%
	Iron-Reducible Phase as FeOOH ¹	8.6%

Notes:

1 - Calculated from Tessier extraction results for the Easily Reducible/Iron Oxide phase, assuming all Fe content is FeOOH

A summary of distribution coefficients and supporting information is provided in Table 2.

Attachments: Batch Sorption Test Procedure Tabulated Results: Soil Chemistry, Mineralogy, Sequential Extraction and Batch Test
SGS Certificates of Analysis

References

Golder, 2014a. Rapport Factuel D'Investigation – Bassin de Pompage Nord-est. Présenté à: Canadian Malartic GP. Décembre 2014. N° de référence: 013-14-03061-3000-RF-RevA.

Golder, 2014b. Rapport de caractérisation de l'eau interstitielle des résidus de la mine Canadian Malartic. Présenté à: Canadian Malartic General Partnership. Novembre 2014. N° de référence: 070-13-1221-0020-2020-RF-Rev0.

Tessier, AI, Campbell, P.G.C., and M. Bisson. 1979. Sequential Extraction Procedure for the Speciation of Particulate Trace Metals. Analytical Chemistry Vol. 51(7):844-851.

\\golder.gds\gall\Ottawa\Active\2014\0_Mining\14-03061 CMPG - Osisko Batch Tests\Malartic_Internal Memo_Kd calculations_9Feb2015.docx





MEMORANDUM

Table 2: Summary of Tessier Results, Batch Test Results, and Distribution Coefficients

Parameters	Tessier Extraction Results						Initial Leach Solution (mg/L) ²	Batch Test Results Range for Stages 1-5 (mg/L) ²	Average Calculated Kd (mL/g) ³
	Fraction 1	Fraction 2	Fraction 3	Fraction 4	Fraction 5	Fraction 6			
	Water Soluble Metals	Exchan-geable Metals	Metals Bound to Carbonates	Metals Bound to Fe and Mn Oxides	Bound to Organic Material	Residual Metals			
pH	-	-	-	-	-	-	9.3	9.1 - 9.4	-
Cyanide (total)	-	-	-	-	-	-	20	17 - 22	4
Cyanide (WAD)	-	-	-	-	-	-	0.51	0.3 - 0.4	21
Calcium	1.0%	5.2%	6.1%	2.2%	4.8%	81%	137	27 - 47	207
Copper	3.7%	0.4%	8.6%	19%	33%	35%	0.18	0.02 - 0.03	485
Sodium	0.1%	0.01%	87%	0.9%	0.04%	12%	508	506 - 523	0.5
Nickel	2.0%	0.3%	3.7%	18%	6.2%	70%	0.16	0.002 - 0.003	4140
Zinc	1.8%	0.3%	0.6%	15%	9.6%	73%	0.21	0.001 - 0.02	2243

Notes:

- 1 - As proportion per fraction of total extracted concentration
- 2 - Except pH which is unitless
- 3 - Average of the Kd values calculated for each leach stage

BATCH ADSORPTION TEST PROCEDURES

To be carried out at room temperature, approximately 20°C using a procedure whereby the fresh contaminated groundwater is successively equilibrated with the same specimen of natural, uncontaminated soil, while keeping track of the cumulative incremental adsorbed concentration and equilibrium solution phase concentration at the end of each equilibration. Five equilibrations will be completed for each sample, to yield a five-point adsorption isotherm from which can be calculated an adsorption coefficient (K_d value) and the total adsorption capacity of the soil.

1. Measure approximately 15 g (dry weight) of natural soils provided by Golder and place it in a 500 ml glass centrifuge bottle;
2. Add approximately 300 ml of the leachate provided by Golder to the bottle containing the soil and allow the mixture to equilibrate for a period of 24 hours with periodic agitation;
3. After 24 hours equilibration period, separate the solution by centrifuging (and filter (45µm filter) for dissolved metals analysis);
4. Analyze the solution for:
 - a. pH, Eh, conductivity, alkalinity, sulphate, F;
 - b. ICP-MS for low level detection for the suite of dissolved parameters to include, as a minimum: Ag, Al, As, B, Ba, Cd, Co, Cr, Cu, Fe, Mo, Ni, Pb, Sb, Se, U, Zn;
5. Add another 300 ml of fresh leachate (measure pH, Eh of leachate before addition to soil) to the same natural soil and let equilibrate for 24 hours with periodic agitation;
6. Repeat steps 3 and 4;
7. Repeat steps 5 and 6 for a total of 5 extractions, analyzing the solution after equilibration for each of the 5 times; and,
8. Report water chemistry and leachate volume added after each step, report soil dry weight measured before and after the test.

Parameter	Units	PO-13-01	PO-13-02
pH	no unit	9.3	9.2
Alkalinity	mg/L as CaCO ₃	94	74
Conductivity	µS/cm	3060	2890
Redox Potential	mV	-86	48
Fluoride	mg/L	2.5	1.3
Sulphate	mg/L	1200	1300
Cyanide (total)	mg/L	20	1.4
Cyanide (free)	mg/L	< 2	< 2
Cyanide (WAD)	mg/L	0.51	0.020
Silver	mg/L	0.00033	0.0024
Aluminum	mg/L	48	148
Arsenic	mg/L	0.016	0.017
Barium	mg/L	0.61	2.0
Beryllium	mg/L	0.0020	0.0048
Boron	mg/L	0.072	0.072
Bismuth	mg/L	0.0030	0.0092
Calcium	mg/L	137	312
Cadmium	mg/L	0.0011	0.0021
Cobalt	mg/L	0.092	0.18
Chromium	mg/L	0.44	1.3
Copper	mg/L	0.18	0.81
Iron	mg/L	82	306
Potassium	mg/L	182	309
Lithium	mg/L	0.052	0.17
Magnesium	mg/L	41	142
Manganese	mg/L	1.7	5.2
Molybdenum	mg/L	0.21	0.16
Sodium	mg/L	508	483
Nickel	mg/L	0.16	0.58
Lead	mg/L	0.061	0.17
Antimony	mg/L	0.0036	< 0.0002
Selenium	mg/L	< 0.01	< 0.01
Tin	mg/L	0.0014	0.0023
Strontium	mg/L	1.6	4.3
Titanium	mg/L	4.0	14
Thallium	mg/L	0.00080	0.0032
Uranium	mg/L	0.0054	0.014
Vanadium	mg/L	0.18	0.57
Tungsten	mg/L	0.11	0.093
Yttrium	mg/L	0.033	0.075
Zinc	mg/L	0.21	0.76

Mineral/ Compound	Formula	TE-14-03 OCT4500-01 (wt %)
Quartz	SiO ₂	24.1
Albite	NaAlSi ₃ O ₈	31.2
Microcline	KAlSi ₃ O ₈	8.1
Anorthite	CaAl ₂ Si ₂ O ₈	6.3
Chlorite	(Fe, ₁ Mg, ₁ Mn) ₅ Al(Si ₃ Al)O ₁₀ (OH) ₈	12.7
Muscovite	KAl ₂ (AlSi ₃ O ₁₀)(OH) ₂	6.3
Tremolite	Ca ₂ Mg ₅ Si ₈ O ₂₂ (OH) ₂	7.3
Dolomite	CaMg(CO ₃) ₂	3.8
Calcite	CaCO ₃	0.1
Total		99.9

Parameter	Units	TE-14-03					
		Fraction 1 Water Soluble Metals	Fraction 2 Exchangeable Metals	Fraction 3 Metals Bound to Carbonates	Fraction 4 Metals Bound to Fe and Mn Oxides	Fraction 5 Bound to Organic Material	Fraction 6 Residual metals
Ag	µg/g	< 0.01	< 0.01	< 0.01	0.010	< 0.01	0.15
Al	µg/g	640	64	170	1200	2000	76000
As	µg/g	< 0.5	< 0.5	< 0.5	< 0.5	< 0.5	< 0.5
Ba	µg/g	5.6	0.50	42	16	6.8	440
Be	µg/g	0.010	< 0.01	0.020	0.12	0.020	0.97
B	µg/g	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	12
Bi	µg/g	< 2	< 2	< 2	5.0	< 2	57
Ca	µg/g	250	1300	1500	540	1200	20000
Cd	µg/g	< 0.02	< 0.02	< 0.02	0.030	0.020	0.080
Co	µg/g	0.19	0.020	0.49	2.9	0.98	7.5
Cr	µg/g	1.4	< 0.5	0.80	2.3	2.8	69
Cu	µg/g	0.90	0.10	2.1	4.6	8.1	8.6
Fe	µg/g	460	41	280	3200	1200	32000
K	µg/g	200	420	890	220	140	22000
Li	µg/g	< 0.3	< 0.3	< 0.3	1.1	1.1	15
Mg	µg/g	210	150000	2900	920	520	15000
Mn	µg/g	11	26	51	120	32	440
Na	µg/g	140	32	200000	2000	81	28000
Ni	µg/g	0.70	< 0.1	1.3	6.4	2.2	25
Pb	µg/g	0.19	< 0.05	< 0.05	0.74	2.2	8.9
P	µg/g	8.0	< 3	< 3	59	440	110
Si	µg/g	900	210	320	1100	1500	18000
U	µg/g	0.039	< 0.002	0.28	0.22	0.22	0.62
V	µg/g	1.5	0.30	0.50	3.9	3.9	75
Y	µg/g	< 0.2	< 0.2	1.0	1.0	2.1	< 2
Zn	µg/g	1.2	< 0.2	0.40	9.9	6.3	48

Parameter	Units	PO-13-01	TE-14-03					
		Initial Leach Solution	Batch Adsorption Test					
			Stage 1	Stage 2	Stage 3	Stage 4	Stage 5	
Sample weight	g	not applicable	15	15	15	15	15	
Volume Leach Solution Added	mL		294	294	294	294	294	
Volume Leach Solution Recovered	mL		287	289	286	288	280	
% Moisture (wet wt) Before	%		29	not applicable				
Initial pH	no unit		9.8	9.9	9.8	9.9	9.8	
Final pH	no unit		9.3	9.1	9.3	9.4	9.4	
pH	no unit	9.3	9.1	9.3	9.4	9.4	9.3	
Conductivity	µS/cm	3060	2910	2940	3010	3060	3080	
Alkalinity	mg/L as CaCO ₃	94	73	80	87	89	91	
Redox Potential	mV	-86	112	96	95	94	98	
Fluoride	mg/L	2.5	2.3	2.5	2.5	2.5	2.4	
Sulphate	mg/L	1200	1100	1100	1200	1200	1200	
Cyanide (total)	mg/L	20	22	18	17	19	18	
Cyanide (free)	mg/L	< 2	< 2	< 2	< 2	< 2	< 2	
Cyanide (WAD)	mg/L	0.51	0.37	0.41	0.39	0.33	0.39	
Silver	mg/L	0.00033	0.000010	0.000017	0.000018	0.000029	0.000051	
Aluminum	mg/L	48	0.40	0.93	0.93	0.61	0.67	
Arsenic	mg/L	0.016	0.0091	0.0094	0.0084	0.0087	0.0084	
Barium	mg/L	0.61	0.26	0.22	0.19	0.19	0.17	
Boron	mg/L	0.072	0.043	0.040	0.045	0.068	0.064	
Beryllium	mg/L	0.0020	< 0.000007	0.0000070	< 0.000007	< 0.000007	< 0.000007	
Bismuth	mg/L	0.0030	< 0.000007	< 0.000007	0.000022	< 0.000007	< 0.000007	
Calcium	mg/L	137	47	33	29	28	27	
Cadmium	mg/L	0.0011	< 0.000003	< 0.000003	0.00017	< 0.000003	< 0.000003	
Cobalt	mg/L	0.092	0.067	0.069	0.066	0.077	0.076	
Chromium	mg/L	0.44	0.00068	0.0016	0.0018	0.00098	0.0011	
Copper	mg/L	0.18	0.017	0.016	0.015	0.017	0.035	
Iron	mg/L	82	6.1	6.4	6.4	6.5	6.5	
Potassium	mg/L	182	104	117	129	142	144	
Lithium	mg/L	0.052	0.0054	0.0038	0.0033	0.0040	0.0037	
Magnesium	mg/L	41	4.7	2.5	1.7	1.2	1.1	
Manganese	mg/L	1.7	0.030	0.024	0.020	0.016	0.016	
Molybdenum	mg/L	0.21	0.29	0.29	0.27	0.31	0.31	
Sodium	mg/L	508	506	519	523	513	522	
Nickel	mg/L	0.16	0.0025	0.0027	0.0027	0.0021	0.0021	
Lead	mg/L	0.061	0.00029	0.00054	0.00063	0.00040	0.00036	
Antimony	mg/L	0.0036	0.0058	0.0058	0.0057	0.0060	0.0057	
Selenium	mg/L	< 0.01	0.0030	0.0030	0.0030	0.0020	0.0020	
Tin	mg/L	0.0014	0.00012	0.00012	0.000070	0.00024	0.00017	
Strontium	mg/L	1.6	0.73	0.67	0.68	0.75	0.80	
Titanium	mg/L	4.0	0.015	0.034	0.036	0.023	0.024	
Thallium	mg/L	0.00080	0.000028	0.000032	0.000036	0.000024	0.000024	
Uranium	mg/L	0.0054	0.00095	0.00063	0.00066	0.0011	0.00092	
Vanadium	mg/L	0.18	0.053	0.058	0.058	0.056	0.051	
Tungsten	mg/L	0.11	0.11	0.11	0.11	0.13	0.13	
Yttrium	mg/L	0.033	0.00089	0.0017	0.0014	0.0011	0.00082	
Zinc	mg/L	0.21	0.0010	0.0060	0.015	0.0060	0.0080	



SGS Canada Inc.

P.O. Box 4300 - 185 Concession St.
Lakefield - Ontario - K0L 2H0
Phone: 705-652-2000 FAX: 705-652-6365

01-October-2014

Golder Associates Limited

Attn : Jennifer Cole

32 Steacie Drive
Kanata, ON
K2K 2A9,

Phone: 613-592-9600
Fax:613-592-9601

Date Rec. : 23 September 2014
LR Report: CA12642-SEP14
Reference: CMPG/Osisko
PO#14-03061

Copy: #1

CERTIFICATE OF ANALYSIS

Final Report

Analysis	3: Analysis Approval Date	4: Analysis Approval Time	5: PO-13-01	6: PO-13-02
Sample Date & Time			18-Sep-14 15:30	18-Sep-14 16:45
Temperature Upon Receipt [°C]	---	---	8.0	8.0
pH [no unit]	29-Sep-14	15:18	9.34	9.16
Alkalinity [mg/L as CaCO3]	29-Sep-14	15:18	94	74
Conductivity [µS/cm]	29-Sep-14	15:18	3060	2890
Redox Potential [mV]	29-Sep-14	15:43	-86	48
Fluoride [mg/L]	25-Sep-14	16:24	2.48	1.32
Sulphate [mg/L]	01-Oct-14	09:35	1200	1300
Cyanide (total) [mg/L]	24-Sep-14	08:39	19.9	1.35
Cyanide (free) [mg/L]	24-Sep-14	08:30	< 2	< 2
Cyanide (WAD) [mg/L]	24-Sep-14	08:30	0.51	0.02
Silver (total) [mg/L]	25-Sep-14	13:01	0.00033	0.00241
Aluminum (total) [mg/L]	24-Sep-14	16:04	48.1	148
Arsenic (total) [mg/L]	25-Sep-14	13:01	0.016	0.017
Barium (total) [mg/L]	25-Sep-14	13:01	0.612	1.95
Beryllium (total) [mg/L]	25-Sep-14	13:01	0.0020	0.0048
Boron (total) [mg/L]	25-Sep-14	13:01	0.072	0.072
Bismuth (total) [mg/L]	25-Sep-14	13:01	0.0030	0.0092
Calcium (total) [mg/L]	24-Sep-14	16:04	137	312
Cadmium (total) [mg/L]	25-Sep-14	13:01	0.00113	0.00213
Cobalt (total) [mg/L]	25-Sep-14	13:01	0.0922	0.183
Chromium (total) [mg/L]	25-Sep-14	13:01	0.441	1.30
Copper (total) [mg/L]	25-Sep-14	13:01	0.178	0.811
Iron (total) [mg/L]	24-Sep-14	16:04	82.1	306
Potassium (total) [mg/L]	24-Sep-14	16:04	182	309
Lithium (total) [mg/L]	25-Sep-14	13:01	0.0518	0.171
Magnesium (total) [mg/L]	24-Sep-14	16:04	40.6	142
Manganese (total) [mg/L]	25-Sep-14	13:01	1.74	5.21
Molybdenum (total) [mg/L]	25-Sep-14	13:01	0.209	0.164
Sodium (total) [mg/L]	24-Sep-14	16:04	508	483



SGS Canada Inc.

P.O. Box 4300 - 185 Concession St.
Lakefield - Ontario - K0L 2H0
Phone: 705-652-2000 FAX: 705-652-6365

08-October-2014

Golder Associates

Attn : Christian Boyaud

1170, boulevard Lebourgneuf, bureau 200
Quebec, QC
G2K 2E3,

Phone: +1 418 781 0285
Fax:+1 418 781 0290

Date Rec. : 23 September 2014
LR Report: CA12634-SEP14
Reference: CMPG/Osisko
PO#14-03061

Copy: #1

CERTIFICATE OF ANALYSIS

Final Report

Analysis	3: Analysis Approval Date	4: Analysis Approval Time	5: TE-14-03
Sample Date & Time			18-Sep-14 15:30
Total Organic Carbon [%]	08-Oct-14	09:07	0.170
Mercury [µg/g]	07-Oct-14	14:02	< 0.05
Silver [µg/g]	07-Oct-14	09:00	0.26
Aluminum [µg/g]	07-Oct-14	10:43	77000
Arsenic [µg/g]	07-Oct-14	09:00	1.2
Barium [µg/g]	07-Oct-14	09:00	580
Beryllium [µg/g]	07-Oct-14	09:00	1.2
Bismuth [µg/g]	07-Oct-14	09:00	0.17
Calcium [µg/g]	07-Oct-14	10:43	22000
Cadmium [µg/g]	07-Oct-14	09:00	0.22
Cobalt [µg/g]	07-Oct-14	09:00	14
Chromium [µg/g]	07-Oct-14	09:00	60
Copper [µg/g]	07-Oct-14	09:00	26
Iron [µg/g]	07-Oct-14	10:43	37000
Potassium [µg/g]	07-Oct-14	10:43	20000
Lithium [µg/g]	07-Oct-14	09:00	32
Magnesium [µg/g]	07-Oct-14	10:43	17000
Manganese [µg/g]	07-Oct-14	09:00	600
Molybdenum [µg/g]	07-Oct-14	09:00	0.4
Nickel [µg/g]	07-Oct-14	09:00	42
Lead [µg/g]	07-Oct-14	09:00	11
Antimony [µg/g]	07-Oct-14	09:00	< 0.8
Selenium [µg/g]	07-Oct-14	09:00	4.9
Tin [µg/g]	07-Oct-14	09:00	1.3
Strontium [µg/g]	07-Oct-14	09:00	290

SGS Canada Inc.

P.O. Box 4300 - 185 Concession St.
Lakefield - Ontario - K0L 2H0
Phone: 705-652-2000 FAX: 705-652-6365

LR Report : CA12634-SEP14

Analysis	3: Analysis Approval Date	4: Analysis Approval Time	5: TE-14-03
Titanium [µg/g]	07-Oct-14	09:00	2300
Thallium [µg/g]	07-Oct-14	09:00	0.47
Uranium [µg/g]	07-Oct-14	09:00	1.4
Vanadium [µg/g]	07-Oct-14	09:00	80
Yttrium [µg/g]	07-Oct-14	09:00	9.6
Zinc [µg/g]	07-Oct-14	09:00	62

*Brian Graham B.Sc.
Project Specialist
Environmental Services, Analytical*

SGS Canada Inc.

P.O. Box 4300 - 185 Concession St.
 Lakefield - Ontario - KOL 2H0
 Phone: 705-652-2000 FAX: 705-652-6365

LR Report : CA12642-SEP14

Analysis	3: Analysis Approval Date	4: Analysis Approval Time	5: PO-13-01	6: PO-13-02
Nickel (total) [mg/L]	25-Sep-14	13:01	0.164	0.578
Lead (total) [mg/L]	25-Sep-14	13:01	0.0614	0.167
Antimony (total) [mg/L]	25-Sep-14	13:01	0.0036	< 0.0002
Selenium (total) [mg/L]	25-Sep-14	13:01	< 0.01	< 0.01
Tin (total) [mg/L]	25-Sep-14	13:01	0.0014	0.0023
Strontium (total) [mg/L]	24-Sep-14	16:04	1.58	4.31
Titanium (total) [mg/L]	25-Sep-14	13:01	4.03	13.9
Thallium (total) [mg/L]	25-Sep-14	13:01	0.00080	0.00322
Uranium (total) [mg/L]	25-Sep-14	13:01	0.00543	0.0139
Vanadium (total) [mg/L]	25-Sep-14	13:01	0.179	0.567
Tungsten (total) [mg/L]	25-Sep-14	13:01	0.114	0.0928
Yttrium (total) [mg/L]	25-Sep-14	13:01	0.0327	0.0750
Zinc (total) [mg/L]	24-Sep-14	16:04	0.207	0.757

 Brian Graham B.Sc.
 Project Specialist
 Environmental Services, Analytical

SGS Canada Inc.

P.O. Box 4300 - 185 Concession St.
 Lakefield - Ontario - K0L 2H0
 Phone: 705-652-2000 FAX: 705-652-6365

29-October-2014

Golder Associates Ltd

Attn : Christian Boyaud

1170, boul, Lebourgneuf, bureau 200
 Quebec, ON
 G2K 2E3,

Phone: +1 418 781 0285
 Fax: +1 418 781 0290

Date Rec. : 23 September 2014
LR Report: CA12636-SEP14
Reference: Tessier Leach
 CMPG/Osisko
 PO#14-03061

Copy: #1

CERTIFICATE OF ANALYSIS

Final Report

Analysis	3: Analysis Approval Date	4: Analysis Approval Time	5: TE-14-03
Sample Date & Time			18-Sep-14 15:30
Silver [µg/g]	29-Oct-14	09:44	< 0.01
Aluminum [µg/g]	29-Oct-14	09:19	640
Arsenic [µg/g]	29-Oct-14	09:44	< 0.5
Barium [µg/g]	29-Oct-14	09:19	5.6
Beryllium [µg/g]	29-Oct-14	09:19	0.01
Boron [µg/g]	29-Oct-14	09:19	< 1
Bismuth [µg/g]	29-Oct-14	09:19	< 2
Calcium [µg/g]	29-Oct-14	09:19	250
Cadmium [µg/g]	29-Oct-14	09:44	< 0.02
Cobalt [µg/g]	29-Oct-14	09:44	0.19
Chromium [µg/g]	29-Oct-14	09:44	1.4
Copper [µg/g]	29-Oct-14	09:44	0.9
Iron [µg/g]	29-Oct-14	09:19	460
Potassium [µg/g]	29-Oct-14	09:19	200
Lithium [µg/g]	29-Oct-14	09:18	< 0.3
Magnesium [µg/g]	29-Oct-14	09:18	210
Manganese [µg/g]	29-Oct-14	09:18	11
Molybdenum [µg/g]	29-Oct-14	09:18	< 1
Sodium [µg/g]	29-Oct-14	09:18	140
Nickel [µg/g]	29-Oct-14	09:44	0.7
Lead [µg/g]	29-Oct-14	09:44	0.19
Phosphorus (total) [µg/g]	29-Oct-14	09:18	8
Antimony [µg/g]	29-Oct-14	09:44	< 0.8
Selenium [µg/g]	29-Oct-14	09:44	< 0.7
Tin [µg/g]	29-Oct-14	09:18	< 1
Silicon [ug/L]	29-Oct-14	09:18	900

SGS Canada Inc.

P.O. Box 4300 - 185 Concession St.
 Lakefield - Ontario - K0L 2H0
 Phone: 705-652-2000 FAX: 705-652-6365

LR Report : CA12636-SEP14

Analysis	3: Analysis Approval Date	4: Analysis Approval Time	5: TE-14-03
Thallium [µg/g]	29-Oct-14	09:18	< 2
Uranium [µg/g]	29-Oct-14	09:44	0.039
Vanadium [µg/g]	29-Oct-14	09:18	1.5
Tungsten [µg/g]	29-Oct-14	09:18	< 1
Yttrium [µg/g]	29-Oct-14	09:18	< 0.2
Zinc [µg/g]	29-Oct-14	09:18	1.2

*Brian Graham B.Sc.
 Project Specialist
 Environmental Services, Analytical*

SGS Canada Inc.

P.O. Box 4300 - 185 Concession St.
 Lakefield - Ontario - K0L 2H0
 Phone: 705-652-2000 FAX: 705-652-6365

29-October-2014

Golder Associates Ltd

Attn : Christian Boyaud

1170, boul, Lebourgneuf, bureau 200
 Quebec, ON
 G2K 2E3,

Phone: +1 418 781 0285
 Fax: +1 418 781 0290

Date Rec. : 23 September 2014
LR Report: CA12637-SEP14
Reference: Tessier Leach
 CMPG/Osisko
 PO#14-03061

Copy: #1

CERTIFICATE OF ANALYSIS

Final Report

Analysis	3: Analysis Approval Date	4: Analysis Approval Time	5: TE-14-03
Sample Date & Time			18-Sep-14 15:30
Silver [µg/g]	29-Oct-14	09:44	< 0.01
Aluminum [µg/g]	29-Oct-14	09:20	64
Arsenic [µg/g]	29-Oct-14	09:44	< 0.5
Barium [µg/g]	29-Oct-14	09:20	0.5
Beryllium [µg/g]	29-Oct-14	09:20	< 0.01
Boron [µg/g]	29-Oct-14	09:20	< 1
Bismuth [µg/g]	29-Oct-14	09:20	< 2
Calcium [µg/g]	29-Oct-14	09:20	1300
Cadmium [µg/g]	29-Oct-14	09:44	< 0.02
Cobalt [µg/g]	29-Oct-14	09:44	0.02
Chromium [µg/g]	29-Oct-14	09:44	< 0.5
Copper [µg/g]	29-Oct-14	09:44	0.1
Iron [µg/g]	29-Oct-14	09:20	41
Potassium [µg/g]	29-Oct-14	09:20	420
Lithium [µg/g]	29-Oct-14	09:20	< 0.3
Magnesium [µg/g]	29-Oct-14	09:20	150000
Manganese [µg/g]	29-Oct-14	09:20	26
Molybdenum [µg/g]	29-Oct-14	09:20	< 1
Sodium [µg/g]	29-Oct-14	09:20	32
Nickel [µg/g]	29-Oct-14	09:44	< 0.1
Lead [µg/g]	29-Oct-14	09:45	< 0.05
Phosphorus (total) [µg/g]	29-Oct-14	09:45	< 3
Antimony [µg/g]	29-Oct-14	09:45	< 0.8
Selenium [µg/g]	29-Oct-14	09:45	< 0.7
Tin [µg/g]	29-Oct-14	09:19	< 1
Silicon [ug/L]	29-Oct-14	09:19	210

SGS Canada Inc.

P.O. Box 4300 - 185 Concession St.
 Lakefield - Ontario - K0L 2H0
 Phone: 705-652-2000 FAX: 705-652-6365

LR Report : CA12637-SEP14

Analysis	3: Analysis Approval Date	4: Analysis Approval Time	5: TE-14-03
Thallium [µg/g]	29-Oct-14	09:19	< 2
Uranium [µg/g]	29-Oct-14	09:45	< 0.002
Vanadium [µg/g]	29-Oct-14	09:19	0.3
Tungsten [µg/g]	29-Oct-14	09:19	< 1
Yttrium [µg/g]	29-Oct-14	09:19	< 0.2
Zinc [µg/g]	29-Oct-14	09:19	< 0.2

*Brian Graham B.Sc.
 Project Specialist
 Environmental Services, Analytical*

SGS Canada Inc.

P.O. Box 4300 - 185 Concession St.
 Lakefield - Ontario - K0L 2H0
 Phone: 705-652-2000 FAX: 705-652-6365

29-October-2014

Golder Associates Ltd

Attn : Christian Boyaud

1170, boul, Lebourgneuf, bureau 200
 Quebec, ON
 G2K 2E3,

Phone: +1 418 781 0285
 Fax: +1 418 781 0290

Date Rec. : 23 September 2014
LR Report: CA12638-SEP14
Reference: Tessier Leach
 CMPG/Osisko
 PO#14-03061

Copy: #1

CERTIFICATE OF ANALYSIS

Final Report

Analysis	3: Analysis Approval Date	4: Analysis Approval Time	5: TE-14-03
Sample Date & Time			18-Sep-14 15:30
Silver [µg/g]	29-Oct-14	09:45	< 0.01
Aluminum [µg/g]	29-Oct-14	09:20	170
Arsenic [µg/g]	29-Oct-14	09:45	< 0.5
Barium [µg/g]	29-Oct-14	09:20	42
Beryllium [µg/g]	29-Oct-14	09:20	0.02
Boron [µg/g]	29-Oct-14	09:20	< 1
Bismuth [µg/g]	29-Oct-14	09:20	< 2
Calcium [µg/g]	29-Oct-14	09:20	1500
Cadmium [µg/g]	29-Oct-14	09:45	< 0.02
Cobalt [µg/g]	29-Oct-14	09:45	0.49
Chromium [µg/g]	29-Oct-14	09:45	0.8
Copper [µg/g]	29-Oct-14	09:45	2.1
Iron [µg/g]	29-Oct-14	09:20	280
Potassium [µg/g]	29-Oct-14	09:20	890
Lithium [µg/g]	29-Oct-14	09:20	< 0.3
Magnesium [µg/g]	29-Oct-14	09:20	2900
Manganese [µg/g]	29-Oct-14	09:20	51
Molybdenum [µg/g]	29-Oct-14	09:20	< 1
Sodium [µg/g]	29-Oct-14	09:20	200000
Nickel [µg/g]	29-Oct-14	09:45	1.3
Lead [µg/g]	29-Oct-14	09:45	< 0.05
Phosphorus (total) [µg/g]	29-Oct-14	09:20	< 3
Antimony [µg/g]	29-Oct-14	09:45	< 0.8
Selenium [µg/g]	29-Oct-14	09:45	< 0.7
Tin [µg/g]	29-Oct-14	09:20	< 1
Silicon [ug/L]	29-Oct-14	09:20	320

SGS Canada Inc.

P.O. Box 4300 - 185 Concession St.
 Lakefield - Ontario - K0L 2H0
 Phone: 705-652-2000 FAX: 705-652-6365

LR Report : CA12638-SEP14

Analysis	3: Analysis Approval Date	4: Analysis Approval Time	5: TE-14-03
Thallium [µg/g]	29-Oct-14	09:20	< 2
Uranium [µg/g]	29-Oct-14	09:45	0.28
Vanadium [µg/g]	29-Oct-14	09:20	0.5
Tungsten [µg/g]	29-Oct-14	09:20	< 1
Yttrium [µg/g]	29-Oct-14	09:20	1.0
Zinc [µg/g]	29-Oct-14	09:20	0.4

*Brian Graham B.Sc.
 Project Specialist
 Environmental Services, Analytical*

SGS Canada Inc.

P.O. Box 4300 - 185 Concession St.
 Lakefield - Ontario - K0L 2H0
 Phone: 705-652-2000 FAX: 705-652-6365

29-October-2014

Golder Associates Ltd

Attn : Christian Boyaud

1170, boul, Lebourgneuf, bureau 200
 Quebec, ON
 G2K 2E3,

Phone: +1 418 781 0285
 Fax:+1 418 781 0290

Date Rec. : 23 September 2014
LR Report: CA12639-SEP14
Reference: Tessier Leach
 CMPG/Osisko
 PO#14-03061

Copy: #1

CERTIFICATE OF ANALYSIS

Final Report

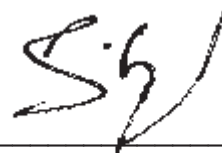
Analysis	3: Analysis Approval Date	4: Analysis Approval Time	5: TE-14-03
Sample Date & Time			18-Sep-14 15:30
Silver [µg/g]	29-Oct-14	09:45	0.01
Aluminum [µg/g]	29-Oct-14	09:21	1200
Arsenic [µg/g]	29-Oct-14	09:21	< 0.5
Barium [µg/g]	29-Oct-14	09:21	16
Beryllium [µg/g]	29-Oct-14	09:21	0.12
Boron [µg/g]	29-Oct-14	09:21	< 1
Bismuth [µg/g]	29-Oct-14	09:21	5
Calcium [µg/g]	29-Oct-14	09:21	540
Cadmium [µg/g]	29-Oct-14	09:45	0.03
Cobalt [µg/g]	29-Oct-14	09:45	2.9
Chromium [µg/g]	29-Oct-14	09:45	2.3
Copper [µg/g]	29-Oct-14	09:45	4.6
Iron [µg/g]	29-Oct-14	09:21	3200
Potassium [µg/g]	29-Oct-14	09:21	220
Lithium [µg/g]	29-Oct-14	09:21	1.1
Magnesium [µg/g]	29-Oct-14	09:21	920
Manganese [µg/g]	29-Oct-14	09:21	120
Molybdenum [µg/g]	29-Oct-14	09:21	< 1
Sodium [µg/g]	29-Oct-14	09:21	2000
Nickel [µg/g]	29-Oct-14	10:50	6.4
Lead [µg/g]	29-Oct-14	09:46	0.74
Phosphorus (total) [µg/g]	29-Oct-14	09:21	59
Antimony [µg/g]	29-Oct-14	09:45	< 0.8
Selenium [µg/g]	29-Oct-14	09:45	< 0.7
Tin [µg/g]	29-Oct-14	09:21	< 1
Silicon [ug/L]	29-Oct-14	09:21	1100

SGS Canada Inc.

P.O. Box 4300 - 185 Concession St.
Lakefield - Ontario - K0L 2H0
Phone: 705-652-2000 FAX: 705-652-6365

LR Report : CA12639-SEP14

Analysis	3: Analysis Approval Date	4: Analysis Approval Time	5: TE-14-03
Thallium [µg/g]	29-Oct-14	09:21	< 2
Uranium [µg/g]	29-Oct-14	09:46	0.22
Vanadium [µg/g]	29-Oct-14	09:21	3.9
Tungsten [µg/g]	29-Oct-14	09:21	< 1
Yttrium [µg/g]	29-Oct-14	09:21	1.0
Zinc [µg/g]	29-Oct-14	09:21	9.9



*Brian Graham B.Sc.
Project Specialist
Environmental Services, Analytical*

SGS Canada Inc.

P.O. Box 4300 - 185 Concession St.
 Lakefield - Ontario - K0L 2H0
 Phone: 705-652-2000 FAX: 705-652-6365

29-October-2014

Golder Associates Ltd

Attn : Christian Boyaud

1170, boul, Lebourgneuf, bureau 200
 Quebec, ON
 G2K 2E3,

Phone: +1 418 781 0285
 Fax: +1 418 781 0290

Date Rec. : 23 September 2014
LR Report: CA12640-SEP14
Reference: Tessier Leach
 CMPG/Osisko
 PO#14-03061

Copy: #1

CERTIFICATE OF ANALYSIS

Final Report

Analysis	3: Analysis Approval Date	4: Analysis Approval Time	5: TE-14-03
Sample Date & Time			18-Sep-14 15:30
Silver [µg/g]	29-Oct-14	09:46	< 0.01
Aluminum [µg/g]	29-Oct-14	09:22	2000
Arsenic [µg/g]	29-Oct-14	09:46	< 0.5
Barium [µg/g]	29-Oct-14	09:22	6.8
Beryllium [µg/g]	29-Oct-14	09:22	0.02
Boron [µg/g]	29-Oct-14	09:22	< 1
Bismuth [µg/g]	29-Oct-14	09:22	< 2
Calcium [µg/g]	29-Oct-14	09:22	1200
Cadmium [µg/g]	29-Oct-14	09:46	0.02
Cobalt [µg/g]	29-Oct-14	09:46	0.98
Chromium [µg/g]	29-Oct-14	09:46	2.8
Copper [µg/g]	29-Oct-14	09:46	8.1
Iron [µg/g]	29-Oct-14	09:22	1200
Potassium [µg/g]	29-Oct-14	09:22	140
Lithium [µg/g]	29-Oct-14	09:22	1.1
Magnesium [µg/g]	29-Oct-14	09:22	520
Manganese [µg/g]	29-Oct-14	09:22	32
Molybdenum [µg/g]	29-Oct-14	09:22	< 1
Sodium [µg/g]	29-Oct-14	09:22	81
Nickel [µg/g]	29-Oct-14	09:46	2.2
Lead [µg/g]	29-Oct-14	09:46	2.2
Phosphorus (total) [µg/g]	29-Oct-14	09:22	440
Antimony [µg/g]	29-Oct-14	09:46	< 0.8
Selenium [µg/g]	29-Oct-14	09:46	< 0.7
Tin [µg/g]	29-Oct-14	09:21	< 1
Silicon [µg/L]	29-Oct-14	09:21	1500

SGS Canada Inc.

P.O. Box 4300 - 185 Concession St.
 Lakefield - Ontario - K0L 2H0
 Phone: 705-652-2000 FAX: 705-652-6365

LR Report : CA12640-SEP14

Analysis	3: Analysis Approval Date	4: Analysis Approval Time	5: TE-14-03
Thallium [µg/g]	29-Oct-14	09:21	< 2
Uranium [µg/g]	29-Oct-14	09:46	0.22
Vanadium [µg/g]	29-Oct-14	09:21	3.9
Tungsten [µg/g]	29-Oct-14	09:21	< 1
Yttrium [µg/g]	29-Oct-14	09:21	2.1
Zinc [µg/g]	29-Oct-14	09:21	6.3



*Brian Graham B.Sc.
 Project Specialist
 Environmental Services, Analytical*

SGS Canada Inc.

P.O. Box 4300 - 185 Concession St.
 Lakefield - Ontario - K0L 2H0
 Phone: 705-652-2000 FAX: 705-652-6365

29-October-2014

Golder Associates Ltd

Attn : Christian Boyaud

1170, boul, Lebourgneuf, bureau 200
 Quebec, ON
 G2K 2E3,

Phone: +1 418 781 0285
 Fax:+1 418 781 0290

Date Rec. : 23 September 2014
LR Report: CA12641-SEP14
Reference: Tessier Leach -
 CMPG/Osisko
 PO#14-03061

Copy: #1

CERTIFICATE OF ANALYSIS

Final Report

Analysis	3: Analysis Approval Date	4: Analysis Approval Time	5: TE-14-03
Sample Date & Time			18-Sep-14 15:30
Silver [µg/g]	29-Oct-14	09:46	0.15
Aluminum [µg/g]	29-Oct-14	09:23	76000
Arsenic [µg/g]	29-Oct-14	09:46	< 0.5
Barium [µg/g]	29-Oct-14	09:23	440
Beryllium [µg/g]	29-Oct-14	09:23	0.97
Boron [µg/g]	29-Oct-14	09:23	12
Bismuth [µg/g]	29-Oct-14	09:23	57
Calcium [µg/g]	29-Oct-14	09:22	20000
Cadmium [µg/g]	29-Oct-14	09:46	0.08
Cobalt [µg/g]	29-Oct-14	09:46	7.5
Chromium [µg/g]	29-Oct-14	09:46	69
Copper [µg/g]	29-Oct-14	09:46	8.6
Iron [µg/g]	29-Oct-14	09:22	32000
Potassium [µg/g]	29-Oct-14	09:22	22000
Lithium [µg/g]	29-Oct-14	09:22	15
Magnesium [µg/g]	29-Oct-14	09:22	15000
Manganese [µg/g]	29-Oct-14	09:22	440
Molybdenum [µg/g]	29-Oct-14	09:22	< 1
Sodium [µg/g]	29-Oct-14	09:22	28000
Nickel [µg/g]	29-Oct-14	09:46	25
Lead [µg/g]	29-Oct-14	09:46	8.9
Phosphorus (total) [µg/g]	29-Oct-14	09:22	110
Antimony [µg/g]	29-Oct-14	09:46	< 0.8
Selenium [µg/g]	29-Oct-14	09:46	< 0.7
Tin [µg/g]	29-Oct-14	09:22	2
Silicon [ug/L]	29-Oct-14	09:22	18000

SGS Canada Inc.

P.O. Box 4300 - 185 Concession St.
 Lakefield - Ontario - K0L 2H0
 Phone: 705-652-2000 FAX: 705-652-6365

LR Report : CA12641-SEP14

Analysis	3: Analysis Approval Date	4: Analysis Approval Time	5: TE-14-03
Thallium [µg/g]	29-Oct-14	09:22	< 2
Uranium [µg/g]	29-Oct-14	09:46	0.62
Vanadium [µg/g]	29-Oct-14	09:22	75
Tungsten [µg/g]	29-Oct-14	09:22	1
Yttrium [µg/g]	29-Oct-14	09:22	< 2
Zinc [µg/g]	29-Oct-14	09:22	48



*Brian Graham B.Sc.
 Project Specialist
 Environmental Services, Analytical*

SGS Canada Inc.

P.O. Box 4300 - 185 Concession St.
 Lakefield - Ontario - K0L 2H0
 Phone: 705-652-2000 FAX: 705-652-6365

24-October-2014

Golder Associates Ltd

Attn : Christian Boyaud

1170, boul, Lebourgneuf, bureau 200
 Quebec, ON
 G2K 2E3,

Date Rec. : 02 October 2014
LR Report: CA15039-OCT14
Reference: CMPG/Osisko
 PO#14-03061

Copy: #1

Phone: +1 418 781 0285
 Fax:+1 418 781 0290

CERTIFICATE OF ANALYSIS

Final Report

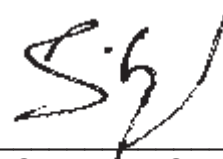
Analysis	3: Analysis Approval Date	4: Analysis Approval Time	5: TE-14-03
Sample Date & Time			18-Sep-14 15:30
Sample weight [g]	16-Oct-14	09:21	15
Volume Leach Solution Added [mL]	16-Oct-14	09:26	294
Volume Leach Solution Recovered [mL]	16-Oct-14	09:21	287
Initial pH	16-Oct-14	09:21	9.80
Final pH	16-Oct-14	09:21	9.33
% Moisture (wet wt) Before [%]	16-Oct-14	09:23	29.1
pH [no unit]	21-Oct-14	15:23	9.07
Conductivity [μ S/cm]	21-Oct-14	15:23	2910
Alkalinity [mg/L as CaCO ₃]	21-Oct-14	15:23	73
Redox Potential [mV]	22-Oct-14	08:48	112
Fluoride [mg/L]	17-Oct-14	13:28	2.28
Sulphate [mg/L]	23-Oct-14	13:08	1100
Cyanide (total) [mg/L]	21-Oct-14	14:01	21.7
Cyanide (free) [mg/L]	21-Oct-14	13:07	< 2
Cyanide (WAD) [mg/L]	21-Oct-14	13:07	0.37
Silver [mg/L]	22-Oct-14	10:40	0.000010
Aluminum [mg/L]	16-Oct-14	10:35	0.40
Arsenic [mg/L]	22-Oct-14	10:40	0.0091
Barium [mg/L]	22-Oct-14	10:40	0.260
Boron [mg/L]	22-Oct-14	10:40	0.0429
Beryllium [mg/L]	22-Oct-14	10:40	< 0.000007
Bismuth [mg/L]	22-Oct-14	10:40	< 0.000007
Calcium [mg/L]	16-Oct-14	10:35	46.7
Cadmium [mg/L]	22-Oct-14	10:39	< 0.000003
Cobalt [mg/L]	22-Oct-14	10:39	0.0667
Chromium [mg/L]	22-Oct-14	10:39	0.00068
Copper [mg/L]	22-Oct-14	10:39	0.0169
Iron [mg/L]	16-Oct-14	10:44	6.10
Potassium [mg/L]	17-Oct-14	09:37	104

SGS Canada Inc.

P.O. Box 4300 - 185 Concession St.
 Lakefield - Ontario - KOL 2H0
 Phone: 705-652-2000 FAX: 705-652-6365

LR Report : CA15039-OCT14

Analysis	3: Analysis Approval Date	4: Analysis Approval Time	5: TE-14-03
Lithium [mg/L]	22-Oct-14	10:39	0.00540
Magnesium [mg/L]	16-Oct-14	10:44	4.66
Manganese [mg/L]	22-Oct-14	10:39	0.0301
Molybdenum [mg/L]	22-Oct-14	10:39	0.290
Sodium [mg/L]	17-Oct-14	09:37	506
Nickel [mg/L]	22-Oct-14	10:39	0.0025
Lead [mg/L]	22-Oct-14	10:39	0.00029
Antimony [mg/L]	22-Oct-14	10:39	0.0058
Selenium [mg/L]	22-Oct-14	10:39	0.003
Tin [mg/L]	22-Oct-14	10:39	0.00012
Strontium [mg/L]	16-Oct-14	10:44	0.725
Titanium [mg/L]	22-Oct-14	10:39	0.0148
Thallium [mg/L]	22-Oct-14	10:39	0.000028
Uranium [mg/L]	22-Oct-14	10:39	0.000947
Vanadium [mg/L]	22-Oct-14	10:39	0.0533
Tungsten [mg/L]	22-Oct-14	10:39	0.112
Yttrium [mg/L]	22-Oct-14	10:39	0.000886
Zinc [mg/L]	22-Oct-14	10:39	0.001



*Brian Graham B.Sc.
 Project Specialist
 Environmental Services, Analytical*

SGS Canada Inc.

P.O. Box 4300 - 185 Concession St.
 Lakefield - Ontario - K0L 2H0
 Phone: 705-652-2000 FAX: 705-652-6365

24-October-2014

Golder Associates Ltd

Attn : Christian Boyaud

1170, boul, Lebourgneuf, bureau 200
 Quebec, ON
 G2K 2E3,

Date Rec. : 02 October 2014
LR Report: CA15040-OCT14
Reference: CMPG/Osisko
 PO#14-03061

Copy: #1

Phone: +1 418 781 0285
 Fax:+1 418 781 0290

CERTIFICATE OF ANALYSIS

Final Report

Analysis	3: Analysis Approval Date	4: Analysis Approval Time	5: TE-14-03
Sample Date & Time			18-Sep-14 15:30
Sample weight [g]	16-Oct-14	09:22	15
Volume Leach Solution Added [mL]	16-Oct-14	09:25	294
Volume Leach Solution Recovered [mL]	16-Oct-14	09:22	289
Initial pH	16-Oct-14	09:22	9.89
Final pH	16-Oct-14	09:22	9.46
pH [no unit]	21-Oct-14	15:23	9.29
Conductivity [µS/cm]	21-Oct-14	15:23	2940
Alkalinity [mg/L as CaCO3]	21-Oct-14	15:23	80
Redox Potential [mV]	22-Oct-14	08:49	96
Fluoride [mg/L]	17-Oct-14	13:28	2.48
Sulphate [mg/L]	23-Oct-14	13:09	1100
Cyanide (total) [mg/L]	21-Oct-14	14:01	17.6
Cyanide (free) [mg/L]	21-Oct-14	13:07	< 2
Cyanide (WAD) [mg/L]	21-Oct-14	13:07	0.41
Silver [mg/L]	22-Oct-14	10:40	0.000017
Aluminum [mg/L]	16-Oct-14	10:45	0.93
Arsenic [mg/L]	22-Oct-14	10:40	0.0094
Barium [mg/L]	22-Oct-14	10:40	0.215
Boron [mg/L]	22-Oct-14	10:40	0.0402
Beryllium [mg/L]	22-Oct-14	10:40	0.000007
Bismuth [mg/L]	22-Oct-14	10:40	< 0.000007
Calcium [mg/L]	16-Oct-14	10:45	32.5
Cadmium [mg/L]	22-Oct-14	10:40	< 0.000003
Cobalt [mg/L]	22-Oct-14	10:40	0.0687
Chromium [mg/L]	22-Oct-14	10:40	0.00164
Copper [mg/L]	22-Oct-14	10:40	0.0158
Iron [mg/L]	16-Oct-14	10:45	6.36
Potassium [mg/L]	17-Oct-14	09:38	117
Lithium [mg/L]	22-Oct-14	10:40	0.00377

SGS Canada Inc.

P.O. Box 4300 - 185 Concession St.
 Lakefield - Ontario - K0L 2H0
 Phone: 705-652-2000 FAX: 705-652-6365

LR Report : CA15040-OCT14

Analysis	3: Analysis Approval Date	4: Analysis Approval Time	5: TE-14-03
Magnesium [mg/L]	16-Oct-14	10:45	2.49
Manganese [mg/L]	22-Oct-14	10:40	0.0235
Molybdenum [mg/L]	22-Oct-14	10:40	0.287
Sodium [mg/L]	17-Oct-14	09:38	519
Nickel [mg/L]	22-Oct-14	10:40	0.0027
Lead [mg/L]	22-Oct-14	10:40	0.00054
Antimony [mg/L]	22-Oct-14	10:40	0.0058
Selenium [mg/L]	22-Oct-14	10:40	0.003
Tin [mg/L]	22-Oct-14	10:40	0.00012
Strontium [mg/L]	16-Oct-14	10:45	0.670
Titanium [mg/L]	22-Oct-14	10:40	0.0342
Thallium [mg/L]	22-Oct-14	10:40	0.000032
Uranium [mg/L]	22-Oct-14	10:40	0.000632
Vanadium [mg/L]	22-Oct-14	10:40	0.0580
Tungsten [mg/L]	22-Oct-14	10:40	0.113
Yttrium [mg/L]	22-Oct-14	10:40	0.00173
Zinc [mg/L]	22-Oct-14	10:40	0.006

*Brian Graham B.Sc.
 Project Specialist
 Environmental Services, Analytical*

SGS Canada Inc.

P.O. Box 4300 - 185 Concession St.
 Lakefield - Ontario - K0L 2H0
 Phone: 705-652-2000 FAX: 705-652-6365

24-October-2014

Golder Associates Ltd

Attn : Christian Boyaud

1170, boul, Lebourgneuf, bureau 200
 Quebec, ON
 G2K 2E3,

Date Rec. : 02 October 2014
LR Report: CA15041-OCT14
Reference: CMPG/Osisko
 PO#14-03061

Copy: #1

Phone: +1 418 781 0285
 Fax:+1 418 781 0290

CERTIFICATE OF ANALYSIS

Final Report

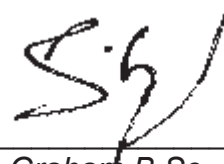
Analysis	3: Analysis Approval Date	4: Analysis Approval Time	5: TE-14-03
Sample Date & Time			18-Sep-14 15:30
Sample weight [g]	16-Oct-14	09:22	15
Volume Leach Solution Added [mL]	16-Oct-14	09:25	294
Volume Leach Solution Recovered [mL]	16-Oct-14	09:22	286
Initial pH	16-Oct-14	09:22	9.76
Final pH	16-Oct-14	09:22	9.54
pH [no unit]	21-Oct-14	15:23	9.35
Conductivity [µS/cm]	21-Oct-14	15:23	3010
Alkalinity [mg/L as CaCO3]	21-Oct-14	15:23	87
Redox Potential [mV]	22-Oct-14	08:49	95
Fluoride [mg/L]	17-Oct-14	13:28	2.48
Sulphate [mg/L]	23-Oct-14	13:09	1200
Cyanide (total) [mg/L]	21-Oct-14	14:01	16.5
Cyanide (free) [mg/L]	21-Oct-14	13:07	< 2
Cyanide (WAD) [mg/L]	21-Oct-14	13:07	0.39
Silver [mg/L]	22-Oct-14	15:43	0.000018
Aluminum [mg/L]	15-Oct-14	13:43	0.93
Arsenic [mg/L]	22-Oct-14	15:43	0.0084
Barium [mg/L]	22-Oct-14	15:43	0.192
Boron [mg/L]	22-Oct-14	15:43	0.0445
Beryllium [mg/L]	22-Oct-14	15:43	< 0.000007
Bismuth [mg/L]	22-Oct-14	15:43	0.000022
Calcium [mg/L]	15-Oct-14	13:43	28.6
Cadmium [mg/L]	22-Oct-14	15:43	0.000166
Cobalt [mg/L]	22-Oct-14	15:43	0.0664
Chromium [mg/L]	22-Oct-14	15:43	0.00182
Copper [mg/L]	22-Oct-14	15:43	0.0150
Iron [mg/L]	15-Oct-14	13:43	6.41
Potassium [mg/L]	16-Oct-14	11:52	129
Lithium [mg/L]	22-Oct-14	15:43	0.00325

SGS Canada Inc.

P.O. Box 4300 - 185 Concession St.
 Lakefield - Ontario - KOL 2H0
 Phone: 705-652-2000 FAX: 705-652-6365

LR Report : CA15041-OCT14

Analysis	3: Analysis Approval Date	4: Analysis Approval Time	5: TE-14-03
Magnesium [mg/L]	15-Oct-14	13:43	1.67
Manganese [mg/L]	22-Oct-14	15:43	0.0200
Molybdenum [mg/L]	22-Oct-14	15:43	0.273
Sodium [mg/L]	16-Oct-14	11:52	523
Nickel [mg/L]	22-Oct-14	15:43	0.0027
Lead [mg/L]	22-Oct-14	15:43	0.00063
Antimony [mg/L]	22-Oct-14	15:43	0.0057
Selenium [mg/L]	22-Oct-14	15:43	0.003
Tin [mg/L]	22-Oct-14	15:43	0.00007
Strontium [mg/L]	15-Oct-14	13:43	0.682
Titanium [mg/L]	22-Oct-14	15:43	0.0358
Thallium [mg/L]	22-Oct-14	15:43	0.000036
Uranium [mg/L]	22-Oct-14	15:43	0.000663
Vanadium [mg/L]	22-Oct-14	15:43	0.0575
Tungsten [mg/L]	22-Oct-14	15:43	0.113
Yttrium [mg/L]	22-Oct-14	15:43	0.00138
Zinc [mg/L]	22-Oct-14	15:43	0.015



*Brian Graham B.Sc.
 Project Specialist
 Environmental Services, Analytical*

SGS Canada Inc.

P.O. Box 4300 - 185 Concession St.
 Lakefield - Ontario - K0L 2H0
 Phone: 705-652-2000 FAX: 705-652-6365

29-October-2014

Golder Associates Ltd

Attn : Christian Boyaud

1170, boul, Lebourgneuf, bureau 200
 Quebec, ON
 G2K 2E3,

Date Rec. : 02 October 2014
LR Report: CA15042-OCT14
Reference: CMPG/Osisko
 PO#14-03061

Copy: #1

Phone: +1 418 781 0285
 Fax:+1 418 781 0290

CERTIFICATE OF ANALYSIS

Final Report

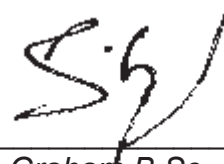
Analysis	3: Analysis Approval Date	4: Analysis Approval Time	5: TE-14-03
Sample Date & Time			18-Sep-14 15:30
Sample weight [g]	16-Oct-14	09:22	15
Volume Leach Solution Added [mL]	16-Oct-14	09:26	294
Volume Leach Solution Recovered [mL]	16-Oct-14	09:22	288
Initial pH	16-Oct-14	09:22	9.87
Final pH	16-Oct-14	09:22	9.50
pH [no unit]	21-Oct-14	15:23	9.35
Conductivity [μ S/cm]	21-Oct-14	15:23	3060
Alkalinity [mg/L as CaCO ₃]	21-Oct-14	15:23	89
Redox Potential [mV]	22-Oct-14	08:49	94
Fluoride [mg/L]	17-Oct-14	13:29	2.49
Sulphate [mg/L]	23-Oct-14	13:09	1200
Cyanide (total) [mg/L]	21-Oct-14	14:01	19.2
Cyanide (free) [mg/L]	21-Oct-14	13:07	< 2
Cyanide (WAD) [mg/L]	21-Oct-14	13:07	0.33
Silver [mg/L]	29-Oct-14	15:14	0.000029
Aluminum [mg/L]	24-Oct-14	13:52	0.61
Arsenic [mg/L]	29-Oct-14	15:14	0.0087
Barium [mg/L]	29-Oct-14	15:14	0.185
Boron [mg/L]	29-Oct-14	15:14	0.0675
Beryllium [mg/L]	29-Oct-14	15:14	< 0.000007
Bismuth [mg/L]	29-Oct-14	15:14	< 0.000007
Calcium [mg/L]	24-Oct-14	13:52	27.5
Cadmium [mg/L]	29-Oct-14	15:14	< 0.000003
Cobalt [mg/L]	29-Oct-14	15:14	0.0770
Chromium [mg/L]	29-Oct-14	15:14	0.00098
Copper [mg/L]	29-Oct-14	15:14	0.0169
Iron [mg/L]	24-Oct-14	13:52	6.49
Potassium [mg/L]	27-Oct-14	14:36	142
Lithium [mg/L]	29-Oct-14	15:14	0.00395

SGS Canada Inc.

P.O. Box 4300 - 185 Concession St.
 Lakefield - Ontario - K0L 2H0
 Phone: 705-652-2000 FAX: 705-652-6365

LR Report : CA15042-OCT14

Analysis	3: Analysis Approval Date	4: Analysis Approval Time	5: TE-14-03
Magnesium [mg/L]	24-Oct-14	13:52	1.20
Manganese [mg/L]	29-Oct-14	15:14	0.0159
Molybdenum [mg/L]	29-Oct-14	15:14	0.306
Sodium [mg/L]	27-Oct-14	14:36	513
Nickel [mg/L]	29-Oct-14	15:15	0.0021
Lead [mg/L]	29-Oct-14	15:15	0.00040
Antimony [mg/L]	29-Oct-14	15:15	0.0060
Selenium [mg/L]	29-Oct-14	15:15	0.002
Tin [mg/L]	29-Oct-14	15:15	0.00024
Strontium [mg/L]	24-Oct-14	13:53	0.750
Titanium [mg/L]	29-Oct-14	15:15	0.0232
Thallium [mg/L]	29-Oct-14	15:15	0.000024
Uranium [mg/L]	29-Oct-14	15:15	0.00108
Vanadium [mg/L]	29-Oct-14	15:15	0.0561
Tungsten [mg/L]	29-Oct-14	15:15	0.127
Yttrium [mg/L]	29-Oct-14	15:15	0.00111
Zinc [mg/L]	29-Oct-14	15:15	0.006



*Brian Graham B.Sc.
 Project Specialist
 Environmental Services, Analytical*

SGS Canada Inc.

P.O. Box 4300 - 185 Concession St.
 Lakefield - Ontario - K0L 2H0
 Phone: 705-652-2000 FAX: 705-652-6365

29-October-2014

Golder Associates Ltd

Attn : Christian Boyaud

1170, boul, Lebourgneuf, bureau 200
 Quebec, ON
 G2K 2E3,

Phone: +1 418 781 0285
 Fax:+1 418 781 0290

Date Rec. : 02 October 2014
LR Report: CA15043-OCT14
Reference: CMPG/Osisko
 PO#14-03061

Copy: #1

CERTIFICATE OF ANALYSIS

Final Report

Analysis	3: Analysis Approval Date	4: Analysis Approval Time	5: TE-14-03
Sample Date & Time			18-Sep-14 15:30
Sample weight [g]	16-Oct-14	09:22	15
Volume Leach Solution Added [mL]	16-Oct-14	09:26	294
Volume Leach Solution Recovered [mL]	16-Oct-14	09:22	280
Initial pH	16-Oct-14	09:22	9.76
Final pH	16-Oct-14	09:22	9.50
% Moisture (wet wt) After [%]	16-Oct-14	09:22	47.8
pH [no unit]	21-Oct-14	15:23	9.29
Conductivity [μ S/cm]	21-Oct-14	15:23	3080
Alkalinity [mg/L as CaCO ₃]	21-Oct-14	15:23	91
Redox Potential [mV]	22-Oct-14	08:49	98
Fluoride [mg/L]	17-Oct-14	13:29	2.43
Sulphate [mg/L]	23-Oct-14	13:09	1200
Cyanide (total) [mg/L]	21-Oct-14	14:01	18.3
Cyanide (free) [mg/L]	21-Oct-14	13:08	< 2
Cyanide (WAD) [mg/L]	21-Oct-14	13:08	0.39
Silver [mg/L]	29-Oct-14	15:15	0.000051
Aluminum [mg/L]	24-Oct-14	13:53	0.67
Arsenic [mg/L]	29-Oct-14	15:15	0.0084
Barium [mg/L]	29-Oct-14	15:15	0.166
Boron [mg/L]	29-Oct-14	15:15	0.0637
Beryllium [mg/L]	29-Oct-14	15:15	< 0.000007
Bismuth [mg/L]	29-Oct-14	15:15	< 0.000007
Calcium [mg/L]	24-Oct-14	13:53	27.4
Cadmium [mg/L]	29-Oct-14	15:15	< 0.000003
Cobalt [mg/L]	29-Oct-14	15:15	0.0757
Chromium [mg/L]	29-Oct-14	15:15	0.00113
Copper [mg/L]	29-Oct-14	15:15	0.0346
Iron [mg/L]	24-Oct-14	13:53	6.50
Potassium [mg/L]	27-Oct-14	14:36	144

SGS Canada Inc.

P.O. Box 4300 - 185 Concession St.
 Lakefield - Ontario - KOL 2H0
 Phone: 705-652-2000 FAX: 705-652-6365

LR Report : CA15043-OCT14

Analysis	3: Analysis Approval Date	4: Analysis Approval Time	5: TE-14-03
Lithium [mg/L]	29-Oct-14	15:15	0.00369
Magnesium [mg/L]	24-Oct-14	13:53	1.08
Manganese [mg/L]	29-Oct-14	15:15	0.0160
Molybdenum [mg/L]	29-Oct-14	15:15	0.308
Sodium [mg/L]	27-Oct-14	14:36	522
Nickel [mg/L]	29-Oct-14	15:15	0.0021
Lead [mg/L]	29-Oct-14	15:15	0.00036
Antimony [mg/L]	29-Oct-14	15:15	0.0057
Selenium [mg/L]	29-Oct-14	15:15	0.002
Tin [mg/L]	29-Oct-14	15:15	0.00017
Strontium [mg/L]	24-Oct-14	13:53	0.803
Titanium [mg/L]	29-Oct-14	15:15	0.0238
Thallium [mg/L]	29-Oct-14	15:15	0.000024
Uranium [mg/L]	29-Oct-14	15:15	0.000915
Vanadium [mg/L]	29-Oct-14	15:15	0.0508
Tungsten [mg/L]	29-Oct-14	15:15	0.129
Yttrium [mg/L]	29-Oct-14	15:15	0.000824
Zinc [mg/L]	29-Oct-14	15:15	0.008



Brian Graham B.Sc.
 Project Specialist
 Environmental Services, Analytical




Quantitative X-Ray Diffraction by Rietveld Refinement

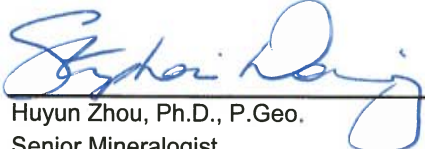
Report Prepared for: *Environmental -Analytical*
Project Number/ LIMS No. *Custom XRD/MI4500-OCT14*
Sample Receipt: *October 1, 2014*
Sample Analysis: *October 3, 2014*
Reporting Date: *October 9, 2014*

Instrument: BRUKER AXS D8 Advance Diffractometer
Test Conditions: Co radiation, 40 kV, 35 mA
Regular Scanning: Step: 0.02°, Step time: 1s, 2θ range: 3-80°
Interpretations : PDF2/PDF4 powder diffraction databases issued by the International Center for Diffraction Data (ICDD). DiffracPlus Eva and Topas software.
Detection Limit: 0.5-2%. Strongly dependent on crystallinity.

Contents:

- 1) Method Summary
- 2) Summary of Mineral Assemblages
- 3) Quantitative XRD Results
- 4) XRD Pattern(s)


Kim Gibbs, H.B.Sc., P.Geol.
Senior Mineralogist


for Huyun Zhou, Ph.D., P.Geol.
Senior Mineralogist

ACCREDITATION: SGS Minerals Services Lakefield is accredited to the requirements of ISO/IEC 17025 for specific tests as listed on our scope of accreditation, including geochemical, mineralogical and trade mineral tests. To view a list of the accredited methods, please visit the following website and search SGS Canada - Minerals Services - Lakefield: <http://palcan.scc.ca/SpecsSearch/GLSearchForm.do>.



Method Summary

The Rietveld Method of Mineral Identification by XRD (ME-LR-MIN-MET-MN-D05) method used by SGS Minerals Services is accredited to the requirements of ISO/IEC 17025.

Mineral Identification and Interpretation:

Mineral identification and interpretation involves matching the diffraction pattern of an unknown material to patterns of single-phase reference materials. The reference patterns are compiled by the Joint Committee on Powder Diffraction Standards - International Center for Diffraction Data (JCPDS-ICDD) database and released on software as Powder Diffraction Files (PDF).

Interpretations do not reflect the presence of non-crystalline and/or amorphous compounds, except when internal standards have been added by request. Mineral proportions may be strongly influenced by crystallinity, crystal structure and preferred orientations. Mineral or compound identification and quantitative analysis results should be accompanied by supporting chemical assay data or other additional tests.

Quantitative Rietveld Analysis:

Quantitative Rietveld Analysis is performed by using Topas 4.2 (Bruker AXS), a graphics based profile analysis program built around a non-linear least squares fitting system, to determine the amount of different phases present in a multicomponent sample. Whole pattern analyses are predicated by the fact that the X-ray diffraction pattern is a total sum of both instrumental and specimen factors. Unlike other peak intensity-based methods, the Rietveld method uses a least squares approach to refine a theoretical line profile until it matches the obtained experimental patterns.

Rietveld refinement is completed with a set of minerals specifically identified for the sample. Zero values indicate that the mineral was included in the refinement calculations, but the calculated concentration was less than 0.05wt%. Minerals not identified by the analyst are not included in refinement calculations for specific samples and are indicated with a dash.

DISCLAIMER: This document is issued by the Company under its General Conditions of Service accessible at <http://www.sgs.com/en/Terms-and-Conditions.aspx>. Attention is drawn to the limitation of liability, indemnification and jurisdiction issues defined therein. Any holder of this document is advised that information contained hereon reflects the Company's findings at the time of its intervention only and within the limits of Client's instructions, if any. The Company's sole responsibility is to its Client and this document does not exonerate parties to a transaction from exercising all their rights and obligations under the transaction documents. Any unauthorized alteration, forgery or falsification of the content or appearance of this document is unlawful and offenders may be prosecuted to the fullest extent of the law.

WARNING: The sample(s) to which the findings recorded herein (the "Findings") relate was(were) drawn and / or provided by the Client or by a third party acting at the Client's direction. The Findings constitute no warranty of the sample's representativeness of any goods and strictly relate to the sample(s). The Company accepts no liability with regard to the origin or source from which the sample(s) is/are said to be extracted.

Summary of Rietveld Quantitative Analysis X-ray Diffraction Results

Quantitative X-ray Diffraction Results

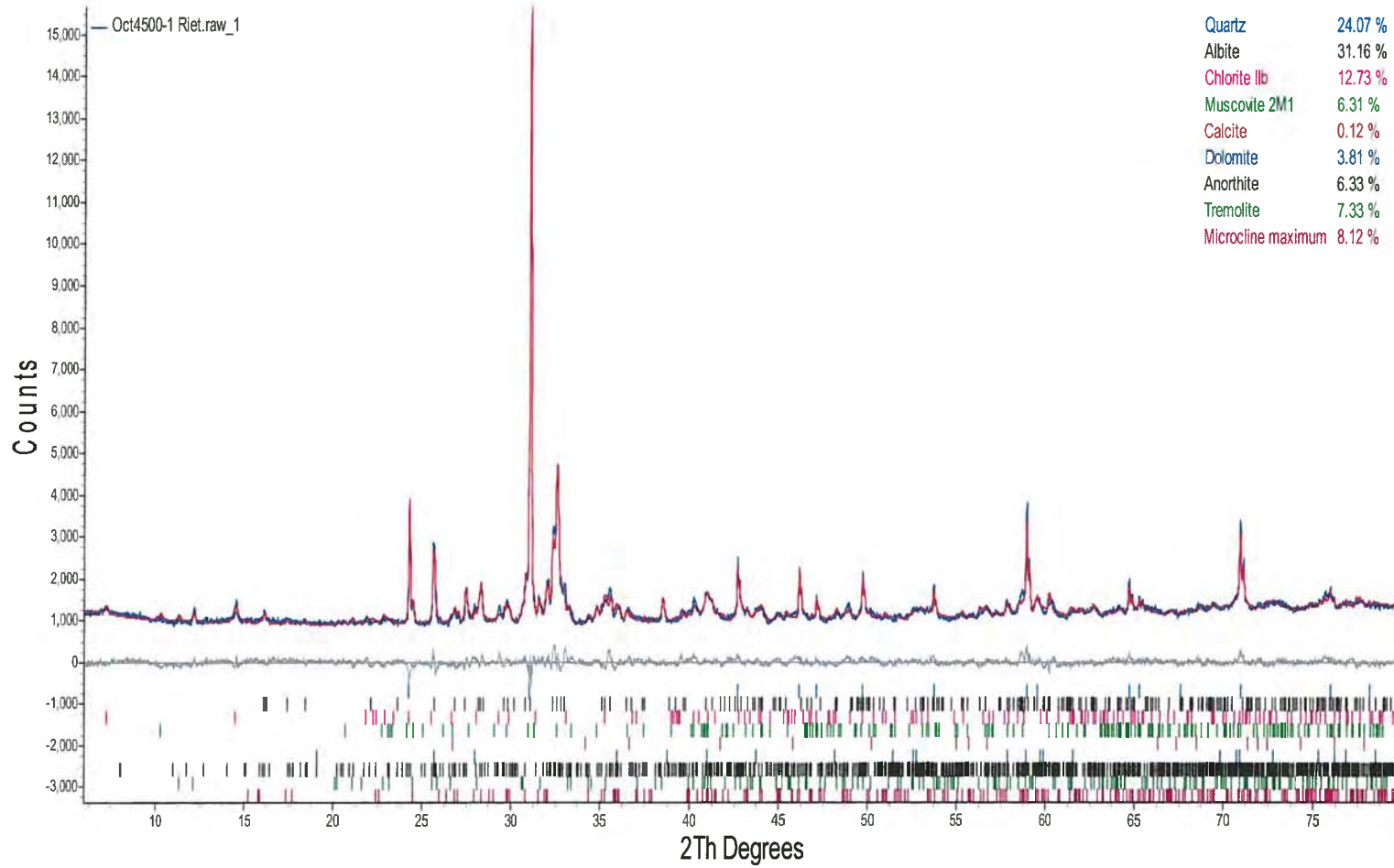
Mineral/Compound	TE-14-03
	OCT4500-01 (wt %)
Quartz	24.1
Albite	31.2
Chlorite	12.7
Muscovite	6.3
Calcite	0.1
Dolomite	3.8
Anorthite	6.3
Tremolite	7.3
Microcline	8.1
TOTAL	100

Zero values indicate that the mineral was included in the refinement, but the calculated concentration is below a measurable value.

Dashes indicate that the mineral was not identified by the analyst and not included in the refinement calculation for the sample.

Mineral/Compound	Formula
Quartz	SiO ₂
Albite	NaAlSi ₃ O ₈
Chlorite	(Fe,(Mg,Mn) ₅ ,Al)(Si ₃ Al)O ₁₀ (OH) ₈
Muscovite	KAl ₂ (AlSi ₃ O ₁₀)(OH) ₂
Calcite	CaCO ₃
Dolomite	CaMg(CO ₃) ₂
Anorthite	CaAl ₂ Si ₂ O ₈
Tremolite	Ca ₂ Mg ₅ Si ₈ O ₂₂ (OH) ₂
Microcline	KAlSi ₃ O ₈

TE-14-03





ANNEXE C

Conditions générales et limitations – Modélisation numérique

UTILISATION DU RAPPORT ET DE SON CONTENU

Ce rapport a été préparé pour l'usage exclusif du Client ou de ses agents. Les données factuelles, les interprétations, les commentaires, les recommandations et les fichiers électroniques qu'il contient sont spécifiques à l'étude qu'il couvre et ne s'appliquent à aucun autre projet ou autre site. Ces informations ne doivent en aucun cas être utilisées à d'autres fins que celles spécifiées aux objectifs du mandat à moins que cela ne soit clairement indiqué dans le texte de ce rapport ou formellement autorisé par Golder. Ce rapport doit être lu dans son ensemble, puisque des sections pourraient être faussement interprétées lorsque prises individuellement ou hors contexte. Par ailleurs, le texte de la version finale de ce rapport prévaut sur tout autre texte, opinion ou version préliminaire émis par Golder.

Golder ne pourra être tenue responsable de dommages résultant de conditions souterraines imprévisibles, de conditions qui lui seraient inconnues, de l'inexactitude de données provenant d'autres sources que Golder et de changements ultérieurs aux conditions du site à moins d'avoir été prévenue par le Client de tout événement, activité, information, découverte passée ou future susceptible de modifier les conditions souterraines décrites dans ce rapport et d'avoir eu la possibilité de réviser les interprétations, commentaires et recommandations formulés dans ce rapport. De plus, Golder ne pourra être tenue responsable de dommages résultant de toutes modifications futures aux règlements, normes ou critères applicables, de toute utilisation faite du présent rapport par un tiers et/ou à des fins autres que celles pour lesquelles il a été rédigé, de perte de valeur réelle ou perçue du site ou de la propriété, ni de l'échec d'une quelconque transaction en raison des informations factuelles contenues dans ce rapport.

Les références aux lois et règlements contenues dans ce rapport sont fournies à titre indicatif, sur une base technique. Comme les lois et règlements sont sujets à interprétation, Golder recommande au Client de consulter ses conseillers juridiques afin d'obtenir les avis appropriés.

MODÉLISATION HYDROGÉOLOGIQUE

Un modèle numérique utilise des lois scientifiques et des hypothèses dictées par le jugement professionnel pour intégrer les données disponibles à l'intérieur d'une représentation mathématique conceptualisant les caractéristiques essentielles d'un système hydrogéologique existant. Bien qu'un modèle numérique ne puisse représenter toute la réalité détaillée d'un système hydrogéologique existant, un modèle numérique valide est un outil capable d'en simuler de façon raisonnable le comportement sous diverses contraintes et conditions. La validité du modèle ainsi que sa précision dépendent de la quantité, de la qualité et de la distribution des données disponibles de même que de la complexité du contexte géologique, la géochimie du milieu et la nature des composés dissous. Ainsi, chaque modélisation hydrogéologique est une simplification d'un système réel et les résultats obtenus doivent donc être interprétés et utilisés avec précaution et discernement. Le modèle décrit dans ce rapport ne fait pas exception.

Les travaux de modélisation hydrogéologique effectués par Golder et décrits dans ce rapport furent réalisés conformément aux règles et pratiques professionnelles reconnues et acceptées au moment de leur réalisation. À moins d'avis contraire, les résultats de travaux antérieurs ou simultanés, provenant d'autres sources que Golder, cités et/ou utilisés dans ce rapport furent considérés comme ayant été obtenus en respectant les règles et pratiques professionnelles reconnues et acceptées et, conséquemment, comme étant valides. Ce modèle constitue un outil scientifique de prédiction permettant d'évaluer les impacts de modifications imposées à un système hydrogéologique existant et/ou permettant de comparer divers scénarios dans le cadre d'un processus décisionnel. Cependant, la précision du modèle demeure liée à l'incertitude normale inhérente aux travaux de modélisation hydrogéologique et, même si une attention professionnelle a été apportée lors de sa construction et des simulations, aucune garantie directe ou indirecte n'est donnée.

Propriété de ses employés et forte d'une expérience de plus de 50 ans, Golder Associés, une organisation d'envergure mondiale, a pour raison d'être de contribuer au développement de la Terre tout en préservant son intégrité. Nous fournissons à nos clients des solutions durables comprenant une gamme étendue de services spécialisés en consultation, conception et construction dans les domaines des sciences de la Terre, de l'environnement et de l'énergie.

Pour en savoir plus, visitez golder.com

Afrique	+ 27 11 254 4800
Asie	+ 86 21 6258 5522
Océanie	+ 61 3 8862 3500
Europe	+ 44 1628 851851
Amérique du Nord	+ 1 800 275 3281
Amérique du Sud	+ 56 2 2616 2000

solutions@golder.com
www.golder.com

Golder Associés Ltée
9200, boul. de l'Acadie, bureau 10
Montréal (Québec) H4N 2T2
Canada
T: +1 (514) 383 0990



ANNEXE 2

Conditions générales et limitations

UTILISATION DU RAPPORT ET DE SON CONTENU

Ce rapport a été préparé pour l'usage exclusif du Client ou de ses agents. Les données factuelles, les interprétations, les commentaires, les recommandations et les fichiers électroniques qu'il contient sont spécifiques à l'étude qu'il couvre et ne s'appliquent à aucun autre projet ou autre site. Ces informations ne doivent en aucun cas être utilisées à d'autres fins que celles spécifiées aux objectifs du mandat à moins que cela ne soit clairement indiqué dans le texte de ce rapport ou formellement autorisé par Golder. Ce rapport doit être lu dans son ensemble, puisque des sections pourraient être faussement interprétées lorsque prises individuellement ou hors contexte. Par ailleurs, le texte de la version finale de ce rapport prévaut sur tout autre texte, opinion ou version préliminaire émis par Golder.

Golder ne pourra être tenue responsable de dommages résultant de conditions souterraines imprévisibles, de conditions qui lui seraient inconnues, de l'inexactitude de données provenant d'autres sources que Golder et de changements ultérieurs aux conditions du site à moins d'avoir été prévenue par le Client de tout événement, activité, information, découverte passée ou future susceptible de modifier les conditions souterraines décrites dans ce rapport et d'avoir eu la possibilité de réviser les interprétations, commentaires et recommandations formulés dans ce rapport. De plus, Golder ne pourra être tenue responsable de dommages résultant de toutes modifications futures aux règlements, normes ou critères applicables, de toute utilisation faite du présent rapport par un tiers et/ou à des fins autres que celles pour lesquelles il a été rédigé, de perte de valeur réelle ou perçue du site ou de la propriété, ni de l'échec d'une quelconque transaction en raison des informations factuelles contenues dans ce rapport.

Les références aux lois et règlements contenues dans ce rapport sont fournies à titre indicatif, sur une base technique. Comme les lois et règlements sont sujets à interprétation, Golder recommande au Client de consulter ses conseillers juridiques afin d'obtenir les avis appropriés.

MODÉLISATION HYDROGÉOLOGIQUE

Un modèle numérique utilise des lois scientifiques et des hypothèses dictées par le jugement professionnel pour intégrer les données disponibles à l'intérieur d'une représentation mathématique conceptualisant les caractéristiques essentielles d'un système hydrogéologique existant. Bien qu'un modèle numérique ne puisse représenter toute la réalité détaillée d'un système hydrogéologique existant, un modèle numérique valide est un outil capable d'en simuler de façon raisonnable le comportement sous diverses contraintes et conditions. La validité du modèle ainsi que sa précision dépendent de la quantité, de la qualité et de la distribution des données disponibles de même que de la complexité du contexte géologique, la géochimie du milieu et la nature des composés dissous. Ainsi, chaque modélisation hydrogéologique est une simplification d'un système réel et les résultats obtenus doivent donc être interprétés et utilisés avec précaution et discernement. Le modèle décrit dans ce rapport ne fait pas exception.

Les travaux de modélisation hydrogéologique effectués par Golder et décrits dans ce rapport furent réalisés conformément aux règles et pratiques professionnelles reconnues et acceptées au moment de leur réalisation. À moins d'avis contraire, les résultats de travaux antérieurs ou simultanés, provenant d'autres sources que Golder, cités et/ou utilisés dans ce rapport furent considérés comme ayant été obtenus en respectant les règles et pratiques professionnelles reconnues et acceptées et, conséquemment, comme étant valides. Ce modèle constitue un outil scientifique de prédiction permettant d'évaluer les impacts de modifications imposées à un système hydrogéologique existant et/ou permettant de comparer divers scénarios dans le cadre d'un processus décisionnel. Cependant, la précision du modèle demeure liée à l'incertitude normale inhérente aux travaux de modélisation hydrogéologique et, même si une attention professionnelle a été apportée lors de sa construction et des simulations, aucune garantie directe ou indirecte n'est donnée.

ANNEXE-C

Conditions Générales et Limitations

UTILISATION DU RAPPORT ET DE SON CONTENU

Ce rapport a été préparé pour l'usage exclusif du Client ou de ses agents. Les données factuelles, les interprétations, les commentaires, les recommandations et les fichiers électroniques qu'il contient sont spécifiques à l'étude qu'il couvre et ne s'appliquent à aucun autre projet ou autre site. Ces informations ne doivent en aucun cas être utilisées à d'autres fins que celles spécifiées aux objectifs du mandat à moins que cela ne soit clairement indiqué dans le texte de ce rapport ou formellement autorisé par Golder. Ce rapport doit être lu dans son ensemble, puisque des sections pourraient être faussement interprétées lorsque prises individuellement ou hors contexte. Par ailleurs, le texte de la version finale de ce rapport prévaut sur tout autre texte, opinion ou version préliminaire émis par Golder.

Golder ne pourra être tenue responsable de dommages résultant de conditions souterraines imprévisibles, de conditions qui lui seraient inconnues, de l'inexactitude de données provenant d'autres sources que Golder et de changements ultérieurs aux conditions du site à moins d'avoir été prévenue par le Client de tout événement, activité, information, découverte passée ou future susceptible de modifier les conditions souterraines décrites dans ce rapport et d'avoir eu la possibilité de réviser les interprétations, commentaires et recommandations formulés dans ce rapport. De plus, Golder ne pourra être tenue responsable de dommages résultant de toutes modifications futures aux règlements, normes ou critères applicables, de toute utilisation faite du présent rapport par un tiers et/ou à des fins autres que celles pour lesquelles il a été rédigé, de perte de valeur réelle ou perçue du site ou de la propriété, ni de l'échec d'une quelconque transaction en raison des informations factuelles contenues dans ce rapport.

Les références aux lois et règlements contenues dans ce rapport sont fournies à titre indicatif, sur une base technique. Comme les lois et règlements sont sujets à interprétation, Golder recommande au Client de consulter ses conseillers juridiques afin d'obtenir les avis appropriés.

MODÉLISATION HYDROGÉOLOGIQUE

Un modèle numérique utilise des lois scientifiques et des hypothèses dictées par le jugement professionnel pour intégrer les données disponibles à l'intérieur d'une représentation mathématique conceptualisant les caractéristiques essentielles d'un système hydrogéologique existant. Bien qu'un modèle numérique ne puisse représenter toute la réalité détaillée d'un système hydrogéologique existant, un modèle numérique valide est un outil capable d'en simuler de façon raisonnable le comportement sous diverses contraintes et conditions. La validité du modèle ainsi que sa précision dépendent de la quantité, de la qualité et de la distribution des données disponibles de même que de la complexité du contexte géologique, la géochimie du milieu et la nature des composés dissous. Ainsi, chaque modélisation hydrogéologique est une simplification d'un système réel et les résultats obtenus doivent donc être interprétés et utilisés avec précaution et discernement. Le modèle décrit dans ce rapport ne fait pas exception.

Les travaux de modélisation hydrogéologique effectués par Golder et décrits dans ce rapport furent réalisés conformément aux règles et pratiques professionnelles reconnues et acceptées au moment de leur réalisation. À moins d'avis contraire, les résultats de travaux antérieurs ou simultanés, provenant d'autres sources que Golder, cités et/ou utilisés dans ce rapport furent considérés comme ayant été obtenus en respectant les règles et pratiques professionnelles reconnues et acceptées et, conséquemment, comme étant valides. Ce modèle constitue un outil scientifique de prédiction permettant d'évaluer les impacts de modifications imposées à un système hydrogéologique existant et/ou permettant de comparer divers scénarios dans le cadre d'un processus décisionnel. Cependant, la précision du modèle demeure liée à l'incertitude normale inhérente aux travaux de modélisation hydrogéologique et, même si une attention professionnelle a été apportée lors de sa construction et des simulations, aucune garantie directe ou indirecte n'est donnée.

ANNEXE

H

ÉTUDE DU PILIER DE
SURFACE DE LA
RAMPE ODYSSEY



RAPPORT

Étude du pilier de surface de la rampe Odyssey

Soumettre à:

Richard Harrisson, Directeur évaluation de projets

100 Chemin du Lac Mourier, Malartic, QC J0Y 1Z0

Proposé par:

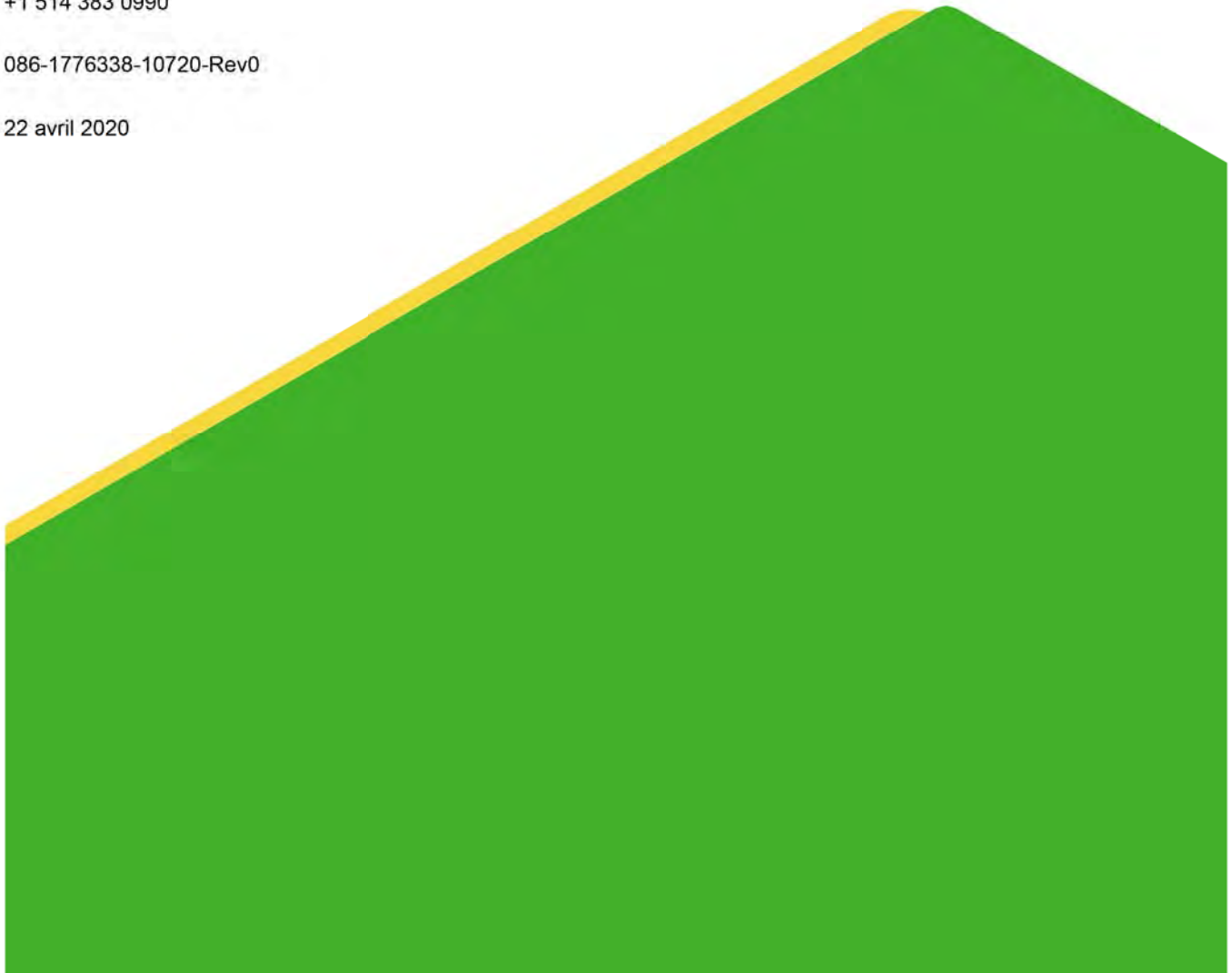
Golder Associates Ltd.

7250, Mile End Street, 3rd Floor, Montréal (Quebec) H2R 3A4, Canada

+1 514 383 0990

086-1776338-10720-Rev0

22 avril 2020



Liste de distribution

1 copie électronique - Golder

1 copie électronique - CMGP

Table des matières

1.0 INTRODUCTION	1
2.0 CONTEXTE	1
2.1 Projet Odyssey	1
2.2 Géométrie de la rampe	2
2.3 Géologie	2
2.4 Cadre réglementaire	2
3.0 DONNÉES	2
3.1 Collecte de données - Hiver 2020	2
3.2 Données disponibles pour le secteur Odyssey	3
3.2.1 Résistance de la roche intacte	3
3.2.2 Propriétés des sols	3
3.2.3 Données structurales	3
4.0 CARACTÉRISATION	4
4.1 Domaines Géotechniques	4
4.2 Résistance en compression uniaxiale (UCS)	5
4.3 Données structurales	5
4.4 Classification du massif rocheux	7
4.5 Contraintes in-situ	8
4.6 Hydrogéologie	8
4.7 Caractérisation des sols	9
5.0 ANALYSE EMPIRIQUE	13
5.1 Méthodologie	13
5.2 Critère d'analyse	13
5.3 Résultats	15
6.0 ANALYSE NUMÉRIQUE 2D	16
6.1 Création et propriétés du modèle	16

6.2	Résultats	17
6.2.1	Stabilité	17
6.2.2	Écoulement	18
7.0	CONCLUSIONS ET RECOMMANDATIONS	20
8.0	LIMITATIONS.....	20
9.0	RÉFÉRENCES	23

TABLEAUX

Tableau 1: Forages - Hiver 2020	3
Tableau 2: Résistance en compression uniaxiale - Ultramafique	5
Tableau 3: Familles de discontinuité	5
Tableau 4: Classification du massif rocheux – Cote Q.....	7
Tableau 5: Classification du massif rocheux - RMR ₇₆	7
Tableau 6: Résultats des essais de perméabilité du massif rocheux	8
Tableau 7: Propriétés des couches de mort terrain	10
Tableau 8: Lignes directrices de conception des piliers de surface (Carter et autres, 2008)	14
Tableau 9: Résultats de l'analyse de stabilité empirique du pilier de surface.....	15
Figure 1: Vue en plan de l'arrangement de surface du secteur Odyssey	1
Figure 2: Projection longitudinale de la rampe planifiée avec vue vers le nord	2
Figure 3: Distribution des unités lithologiques recoupées lors des forages	4
Figure 4: À gauche, stéréonet des discontinuités de l'ultramafique observées dans le forage BNGT17-01 pour l'étude de la fosse Barnat (selon Golder, 2018c) et à droite, stéréonet des discontinuités observées dans le forage CP-ODY-20-01 de l'investigation de l'hiver 2020.	6
Figure 5: Perméabilité du massif rocheux par forage en fonction de la profondeur verticale sous la surface.....	9
Figure 6: Coupes des sols à l'endroit du bassin Odyssey (Golder, 2018a)	11
Figure 7: Contours d'épaisseur de sols cohérents dans le secteur de la halde à stérile et du bassin Odyssey (Golder, 2018a)	12
Figure 8: Résultats de l'analyse empirique de stabilité du pilier de surface.....	16
Figure 9: Contours de la contrainte principale mineure autour de la rampe proposée	18
Figure 10: Débit autour de l'excavation - avec le bassin dans le modèle	19
Figure 11: Débit autour de l'excavation - sans le bassin dans le modèle	19

FIGURE

Figure 1: Vue en plan de l'arrangement de surface du secteur Odyssey	1
Figure 2: Projection longitudinale de la rampe planifiée avec vue vers le nord	2
Figure 3: Distribution des unités lithologiques recoupées lors des forages	4
Figure 4: À gauche, stéréonet des discontinuités de l'ultramafique observées dans le forage BNGT17-01 pour l'étude de la fosse Barnat (selon Golder, 2018c) et à droite, stéréonet des discontinuités observées dans le forage CP-ODY-20-01 de l'investigation de l'hiver 2020.	6
Figure 5: Perméabilité du massif rocheux par forage en fonction de la profondeur verticale sous la surface.....	9
Figure 6: Coupes des sols à l'endroit du bassin Odyssey (Golder, 2018a)	11
Figure 7: Contours d'épaisseur de sols cohérents dans le secteur de la halde à stérile et du bassin Odyssey (Golder, 2018a)	12
Figure 8: Résultats de l'analyse empirique de stabilité du pilier de surface.....	16
Figure 9: Contours de la contrainte principale mineure autour de la rampe proposée	18
Figure 10: Débit autour de l'excavation - avec le bassin dans le modèle	19
Figure 11: Débit autour de l'excavation - sans le bassin dans le modèle	19

ANNEXES

ANNEXE A

Journaux de forage

ANNEXE B

Analyse structurale

ANNEXE C

Classification du massif rocheux

ANNEXE D

Modélisation RS2

1.0 INTRODUCTION

Canadian Malartic GP (CMGP) a mandaté Golder Associés Ltée. (Golder) pour la réalisation d'une étude du pilier de surface de la rampe Odyssey dans le secteur du bassin de rétention d'eau Nord-Est. Le projet comprenait une collecte de données en forage, suivie de l'analyse de stabilité et d'infiltration d'eau dans la rampe et la préparation d'un rapport.

Ce rapport présente le contexte du projet, les données disponibles pour cette étude, une caractérisation du massif rocheux spécifique au pilier de surface et les résultats des analyses de stabilité et d'écoulement. Des recommandations sont présentées à la section 7.0. Ce rapport est présenté avec le support de plusieurs annexes. Un résumé de forages est présenté à l'annexe A, l'analyse structurale est présentée à l'annexe B, la classification du massif rocheux est présentée à l'annexe C et les figures supportant l'analyse numérique 2D à l'annexe D.

2.0 CONTEXTE

2.1 Projet Odyssey

Le projet Odyssey mené par CMGP est à l'étape de la préfaisabilité (PFS). Le projet est constitué de plusieurs zones de minage dont la zone Odyssey Sud, situé à une profondeur de 165 à 515 m et dont l'accès est planifié par une rampe à partir de la surface.

La rampe Odyssey est située au nord de la zone de minage planifiée Odyssey Sud, le portail planifié est au sud de la route 117. La construction de la rampe est prévue pour 2021. La Figure 1 montre la position prévue de la rampe par rapport aux arrangements actuels en surface.

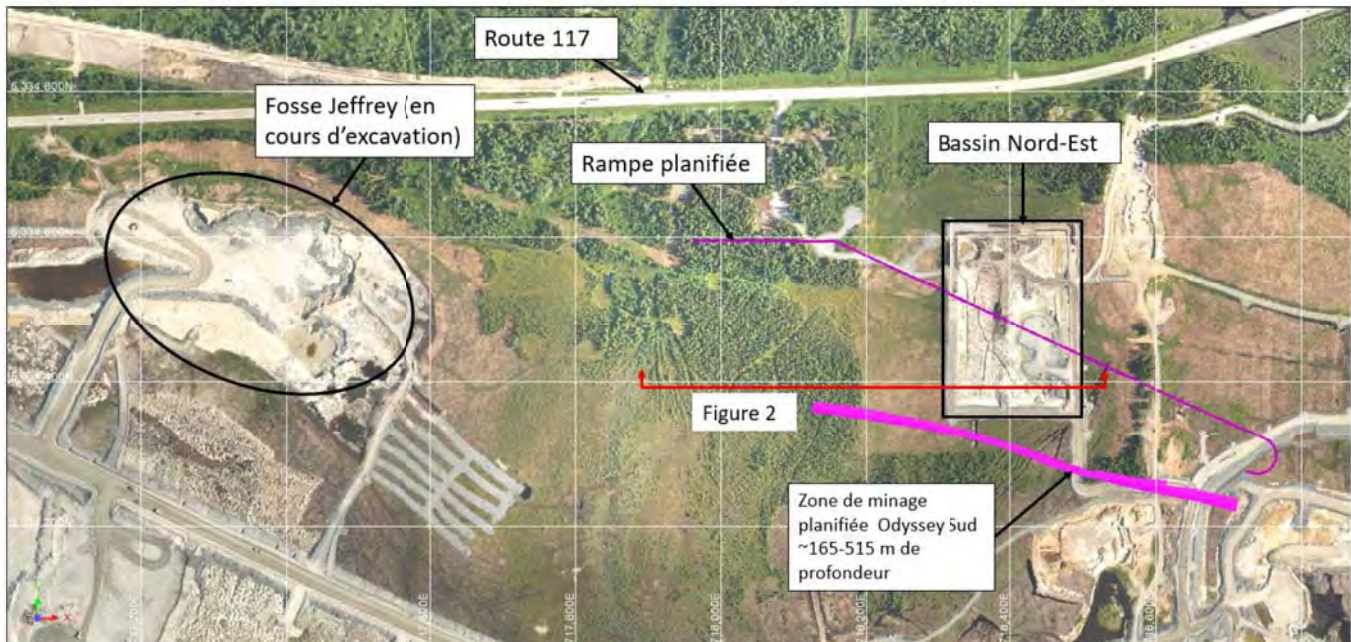


Figure 1: Vue en plan de l'arrangement de surface du secteur Odyssey

2.2 Géométrie de la rampe

La rampe Odyssey a une pente prévue de 17%. Les dimensions prévues de l'ouverture sont de 5,5 m de large par 5,7 m de haut. La rampe et l'épaisseur de pilier planifiée est présentée à la Figure 2.

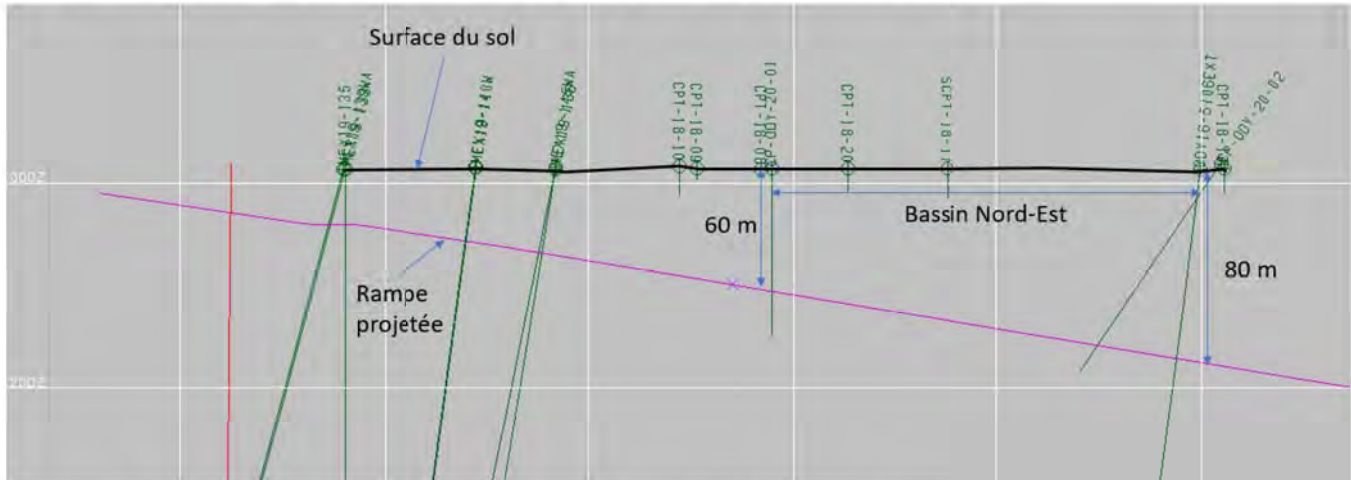


Figure 2: Projection longitudinale de la rampe planifiée avec vue vers le nord

2.3 Géologie

La position prévue de la rampe est dans les ultramafiques du groupe de Piché, au nord du contact avec le Porphyre 12, principale intrusion porphyrique associée à la minéralisation du secteur Odyssey. Les ultramafiques de Piché sont typiquement bleu-gris, avec une foliation pervasive et de nombreuses veinules de talc-carbonate. Des variations moins altérées sont rencontrées, celles-ci sont massive, d'aphanitiques à grain fins et serpentinisées.

Une description détaillée de la géologie régionale et de la géologie de la propriété est présentée dans le rapport de caractérisation du massif rocheux d'Odyssey (Golder, 2017).

2.4 Cadre réglementaire

La réglementation en vigueur au Québec prévoit qu'une étude du pilier de surface est requise pour une excavation souterraine sous l'influence d'une nappe d'eau (Article 77 du *Règlement sur la santé et la sécurité du travail dans les mines*). Le tracé de la rampe passant à moins de 100m du bassin nord-est, une étude du pilier de surface était requise. Deux forages géotechniques ont été réalisés pour collecter des données géomécaniques et hydrogéologiques dans le pilier de surface. En complément de ces deux forages, des données accumulées précédemment sur la propriété ont pu être intégrées à l'analyse. Les données utilisées sont présentées à la section 3.0.

3.0 DONNÉES

3.1 Collecte de données - Hiver 2020

Les forages présentés dans Tableau 1 ont été réalisés dans le cadre de la campagne de caractérisation du pilier de surface. Ces forages comprenaient la collecte de données géotechniques décrite à l'Annexe A. Des essais de conductivité hydraulique du massif rocheux ont été réalisés dans ces deux forages, comme indiqué dans la Section 3.3.5.

Tableau 1: Forages - Hiver 2020

Forage	X (m)	Y (m)	Z (masl)	Longueur (m)	Azimut (°)	Pendage (°)
CP-ODY-20-01	718289.5	5334599.0	307.6	101.52	180	-55
CP-ODY-20-02	718509.7	5334457.51	310.0	125.03	255	-55

Note : coordonnées UTM Nad83 zone 18

3.2 Données disponibles pour le secteur Odyssey

3.2.1 Résistance de la roche intacte

La résistance de la roche intacte a été étudiée dans le cadre d'études préliminaires de différents projets sur la propriété :

- Étude de faisabilité de la fosse Barnat (Golder, 2010),
- Mise à jour de la conception des pentes de la fosse Barnat (Golder, 2012)
- Mise à jour de la caractérisation du massif rocheux de la fosse Barnat (Golder, 2017b)
- Caractérisation du massif rocheux de la zone Odyssey (Golder, 2018b)
- Étude de pré faisabilité du projet Odyssey – Secteur East-Malartic (Golder, 2019).

La résistance de l'ultramafique intacte est décrite dans ces rapports et reprise dans les sections suivantes. Aucun essai de laboratoire n'a été réalisé sur les carottes des forages CP-ODY-20-01 et CP-ODY-20-02.

3.2.2 Propriétés des sols

Le mort terrain dans le secteur du bassin Odyssey, de la halde à stérile et du parc à résidus a été décrit dans les rapports d'investigations suivants :

- Essais CPTu effectués au bassin de la halde à mort-terrain, au bassin Odyssey et à la halde à stériles (Golder, 2018a)
- Rapport d'interprétation des résultats des essais CPTu effectués pour le prolongement du parc à résidus et de la halde à stérile (Golder, 2017c)
- Conception de la berme de départ PR5 du prolongement du parc à résidus. (Golder, 2017a)

Les propriétés des couches de sols ont été décrites dans ces rapports et reprises dans les analyses décrites aux sections suivantes.

3.2.3 Données structurales

La cartographie des discontinuités du mur nord de la fosse Jeffrey a été utilisée pour compléter les données recueillies dans la campagne de forage. Ces données ont été transmises par CMGP le 3 mars 2020 dans le fichier Excel suivant :

- Données_orientation_fosse_Jeffrey_mars2020.xlsx

Les données contenues dans ce fichier sont en format pendage/direction du pendage pour chaque mesure prise sur le mur nord identifiée par des coordonnées UTM pour chaque mesure d'orientation de structure.

De plus, les données collectées pour la caractérisation des ultramafiques de la fosse Barnat et de la fosse Jeffrey, présentées dans les rapports suivants, ont été utilisées en complément des données collectées dans les forages CP-ODY-20-01 et CP-ODY-20-02:

- Golder (2018a) Fosse Barnat – mise à jour de la caractérisation du massif rocheux;
- Golder (2018b) Mise à jour de conception de pente – fosse Jeffrey;
- Golder (2019) Mise à jour de l'évaluation de la stabilité du mur nord de la fosse Jeffrey en réponse à une question du MTMDET.

4.0 CARACTÉRISATION

4.1 Domaines Géotechniques

Les forages CP-ODY-20-01 et CP-ODY-20-02 ont été forés dans les ultramafiques de Piché au nord du contact avec le Porphyre. La majorité du roc rencontré est de l'ultramafique comme illustré par la Figure 3.

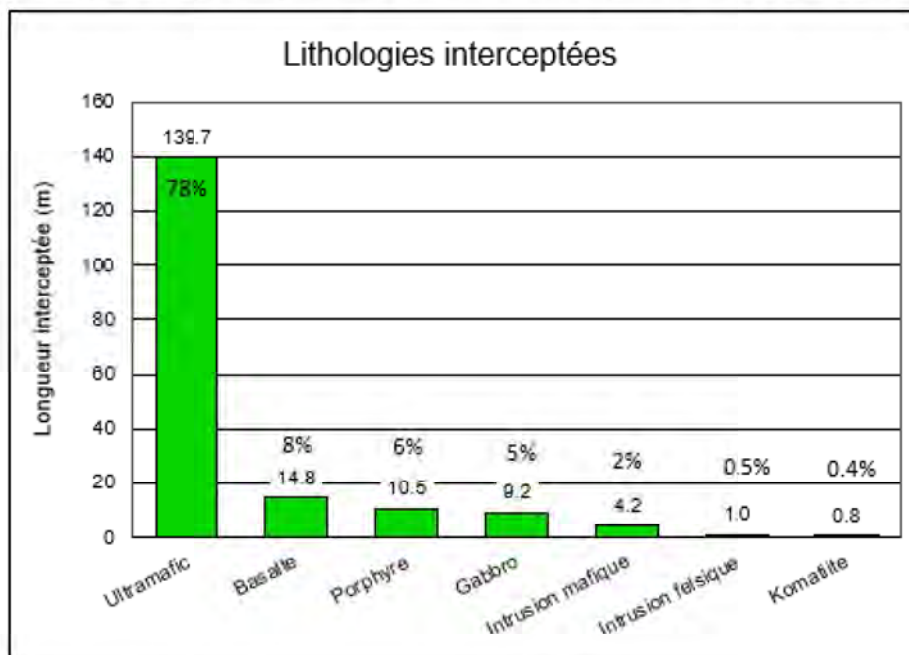


Figure 3: Distribution des unités lithologiques recoupées lors des forages

La caractérisation du massif rocheux pour la rampe Odyssey se résume à un domaine géotechnique :

- Ultramafiques

Ces ultramafiques ont des propriétés similaires dans les forages CP-ODY-20-01 et CP-ODY-20-02 et dans les campagnes précédentes pour la fosse Barnat, les zones Odyssey et East-Malartic tel que présenté aux annexes B et C, ce qui supporte l'utilisation d'un seul domaine géotechnique pour la zone à l'étude.

4.2 Résistance en compression uniaxiale (UCS)

La résistance de la roche intacte pour l'ultramafique est résumée dans le Tableau 2. Les résultats présentés ci-dessous sont tirés de différentes études sur la propriété. Les valeurs présentées sont celles obtenues de ruptures intactes seulement. 56 essais UCS et UCS avec mesure de déformation au total ont été réalisés pour les campagnes d'Odyssey et East-Malartic (tous types de rupture confondus, dont). Les campagnes en lien avec la fosse Barnat inculaient au total 26 essais UCS, dont seulement un petit nombre de ruptures intactes. Pour les évaluations présentées dans ce rapport, la valeur moyenne de la roche intacte est estimée à 122 MPa (moyenne des résultats pour Odyssey et East-Malartic). Le nombre de ruptures intactes est limité à 8 pour l'ensemble des campagnes, toutefois la moyenne de 122 MPa est conservatrice par rapport aux valeurs observées dans la zone Odyssey ou se situe la rampe.

Tableau 2: Résistance en compression uniaxiale - Ultramafique

Programme	Rupture intacte ¹	
	Moyenne (MPa)	Écart type (MPa)
Odyssey (Golder, 2018b)	143 (3)	63
East-Malartic (Golder, 2018b)	90 (2)	25
Barnat (Golder, 2017)	177 (2)	
Barnat (Golder, 2012)	139 (1)	

¹ : nombre d'essais entre parenthèses

4.3 Données structurales

Des mesures d'orientation des discontinuités ont été prises sur les carottes des forages CP-ODY-20-01 et CP-ODY-20-02. Les orientations obtenues ont été compilées et comparées avec celles obtenues lors de campagnes précédentes tel que décrit à l'Annexe B et celles obtenues de la cartographie du mur nord de la fosse Jeffrey datant de juin 2019.

Les familles de discontinuité observées correspondent à celles observées dans les autres campagnes tel qu'illustré dans les projections stéréographiques de la Figure 4 qui compare les données des discontinuités dans le forage situé dans l'ultramafique de l'investigation de la fosse Barnat avec celles obtenues dans le forage CP-ODY-20-01 (~2km à l'est de la fosse Barnat). Les familles de discontinuités observées dans les forages sont décrites dans le Tableau 3. Les détails de l'analyse structurale sont présentés à l'Annexe B

Tableau 3: Familles de discontinuité

Forage	Famille ¹	Pendage (°)	Direction du pendage (°)
CP-ODY-20-01	Fo1	82	176
	J1	25	13

Forage	Famille ¹	Pendage (°)	Direction du pendage (°)
	J2	64	353
CP-ODY-20-02	Fo1	69	149
	J1	22	86
	J2	63	29
	J3	69	81

¹ : Fo indique la foliation alors que J indique une famille de joint

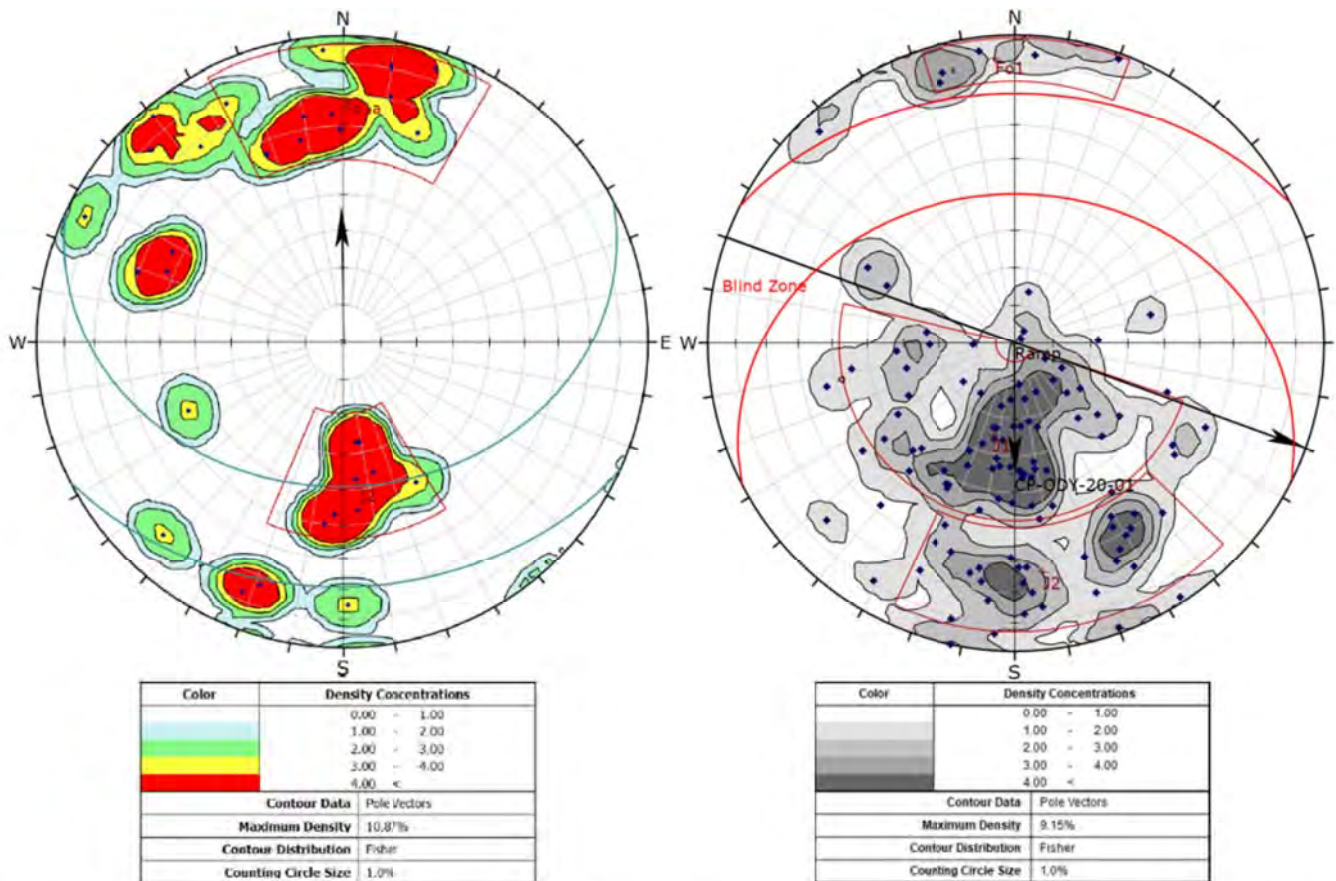


Figure 4: À gauche, stéréonet des discontinuités de l'ultramafique observées dans le forage BNGT17-01 pour l'étude de la fosse Barnat (selon Golder, 2018c) et à droite, stéréonet des discontinuités observées dans le forage CP-ODY-20-01 de l'investigation de l'hiver 2020.

4.4 Classification du massif rocheux

La classification du massif rocheux est décrite en détail dans l'Annexe C. Les résultats de la classification sont présentés selon les systèmes Q (Barton et al. 1974) et RMR₇₆ (Bieniawski, 1976). Le Tableau 4 et le Tableau 5 présentent un résumé de la classification du massif rocheux.

Les hypothèses suivantes ont été faites pour le calcul de la classification du massif rocheux :

- Le paramètre SRF de la cote Q est fixé à 1 pour des conditions de confinement modérées dans le pilier de surface. Cette valeur est obtenue avec le ratio σ_c/σ_1 , voir Annexe C;
- Le paramètre Jw de la cote Q est fixé 1 et le paramètre A5 (eaux souterraines) du RMR fixé à 10 pour des conditions d'écoulement modérées dans le pilier entre la rampe et le bassin.
- Par souci d'uniformité entre les travaux de caractérisation du projet Odyssey, le 35^e percentile a été utilisé comme estimation conservatrice des paramètres du massif rocheux. Les cotes de classification obtenues du 35^e percentile de la distribution sont utilisées pour les analyses de stabilité.

Tableau 4: Classification du massif rocheux – Cote Q

Unité	RQD	Jr/Ja	Jn	Q'	Jw	SRF	Q
Ultramafique – Valeurs du 35 ^e percentile	91	0.67	6-9	7-10	1	1	7-10
Ultramafique – Valeurs moyennes	91 ¹	0.95	6-9	10-14	1	1	10-14

¹ Moyenne pondérée par mètre de forage

Tableau 5: Classification du massif rocheux - RMR₇₆

Unité	A1- Résistance		A2 - RQD		A3 - Espacement des discontinuités		A4 - Jcon	A5 – Eau souterraine	RMR ₇₆
	UCS (MPa)	Cote	%	Cote	Mètres	Cote			
Ultramafique – Valeurs du 35 ^e percentile	122	12	91	20	0.1-0.2	8	20	10	70
Ultramafique – Valeurs moyennes	122	12	91 ¹	20	0.25	12	20	10	74

¹ Moyenne pondérée par mètre de forage

4.5 Contraintes in-situ

Un modèle de contraintes régionales a été proposé dans le rapport de caractérisation du massif rocheux des zones Odyssey (Golder, 2017b). Toutefois, il a été observé que les ratios de contraintes générés par ce modèle sont élevés près de la surface. Les ratios de contraintes utilisés ici sont les mêmes que ceux utilisés pour East-Malartic (Golder, 2018b):

- $\sigma_1 / \sigma_v = 1.9$
- $\sigma_2 / \sigma_v = 1.5$

4.6 Hydrogéologie

La campagne d'investigation comprenait un programme d'essais de perméabilité du massif rocheux. Les résultats obtenus sont présentés au Tableau 6 et sur la Figure 5. Ces résultats montrent une perméabilité faible dans le pilier de surface.

Tableau 6: Résultats des essais de perméabilité du massif rocheux

Forage	Numéro de test	De (m)	À (m)	Perméabilité (m/s)
CP-ODY-20-01	1	24.66	53.35	4×10^{-08}
CP-ODY-20-01	2	51.84	77.53	3×10^{-08}
CP-ODY-20-01	3	72.83	101.52	9×10^{-10}
CP-ODY-20-02	1	36.26	58.95	2×10^{-08}
CP-ODY-20-02	2	54.39	89.08	3×10^{-07}
CP-ODY-20-02	3	87.34	125.03	4×10^{-08}

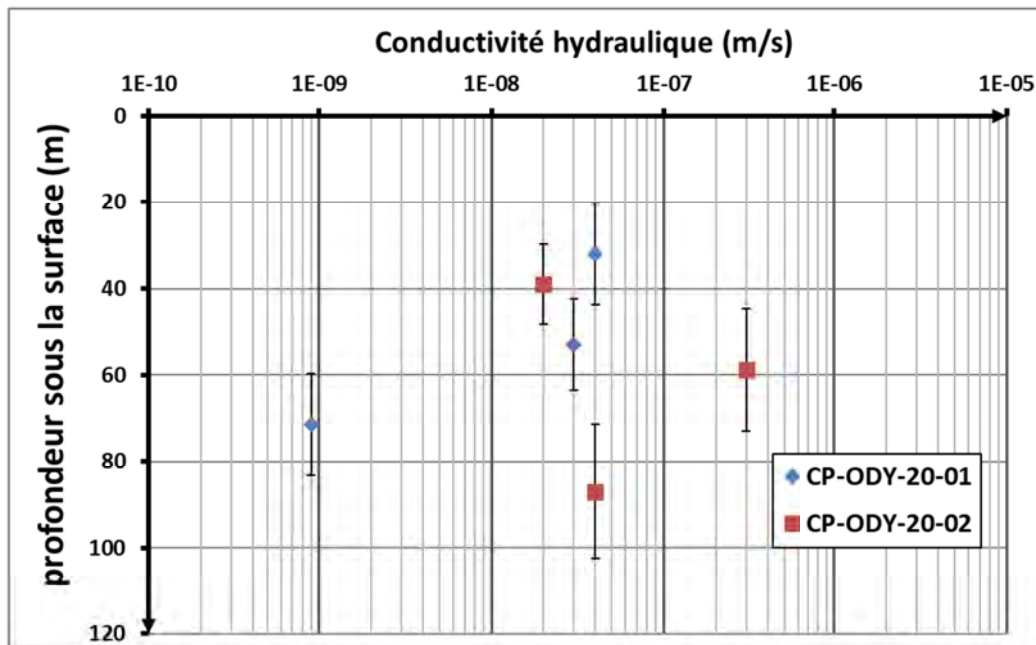


Figure 5: Perméabilité du massif rocheux par forage en fonction de la profondeur verticale sous la surface

4.7 Caractérisation des sols

Le mort terrain dans le secteur Odyssey est composé d'argile, de matériel granulaire et de till. Les coupes présentées à la Figure 6 sont tirées du rapport de conception de la berme de départ PR5 du prolongement du parc à résidus (Golder, 2017a) et leur position est présentée sur la Figure 7. Les propriétés et épaisseur estimées des couches de tourbe, d'argile, de matériel granulaire et de till sont indiquées dans le Tableau 7. L'épaisseur de till ne pouvant pas être mesurée par les essais CPT (Golder, 2018a), elle a été déduite avec la profondeur de refus du CPT et la profondeur du massif rocheux dans les forages au diamant.

Les essais de pénétration au cône (CPT) ou au piézocône (CPTu) permettent de mesurer certaines propriétés du sol lors de l'enfoncement d'un cône dans le sol. Ces essais ont permis de déterminer les propriétés présentées ci-dessous pour le mort terrain.

Tableau 7: Propriétés des couches de mort terrain

Couche	Épaisseur (m) ²	Poids volumique (kN/m ³) ¹	Φ (°) ¹	C' (kPa) ¹	Su (kPa)	Perméabilité (m/s) ¹
Argile	0.9-7.2	16.4	S.O.	S.O.	32 ²	5x10 ⁻⁹
Matériel granulaire ¹	2.2-3.5	20.5	30	0	S.O.	2.45x10 ⁻⁷
Till ¹	2-5 ³	20,5	35	0	S.O.	4.25x10 ⁻⁷

¹ : tiré de Golder, 2017a

² : tiré de Golder, 2018a

³ : estimé avec la profondeur du roc dans les forages CP-ODY-20-01 et CP-ODY-20-02 comparée à la profondeur de refus des essais CPT et SCPT (Golder, 2018a)

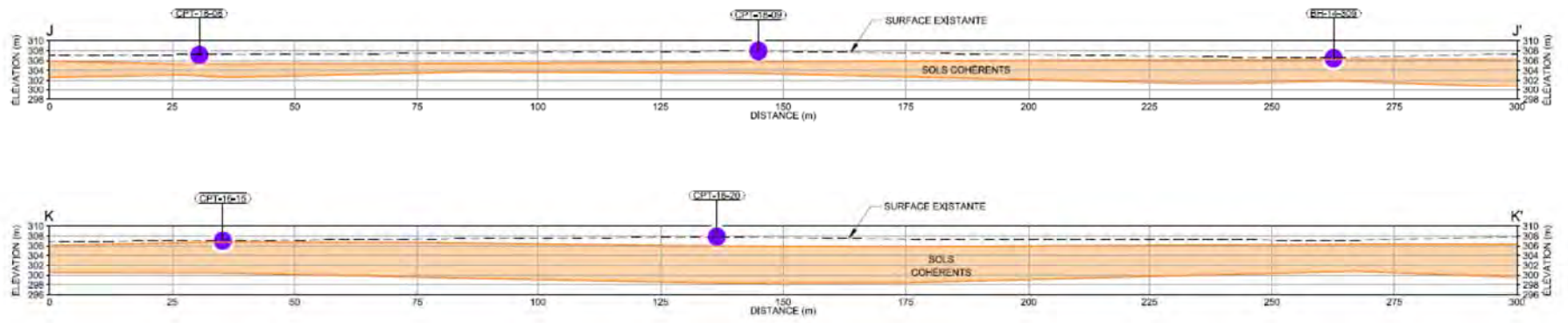


Figure 6: Coupes des sols à l'endroit du bassin Odyssey (Golder, 2018a)

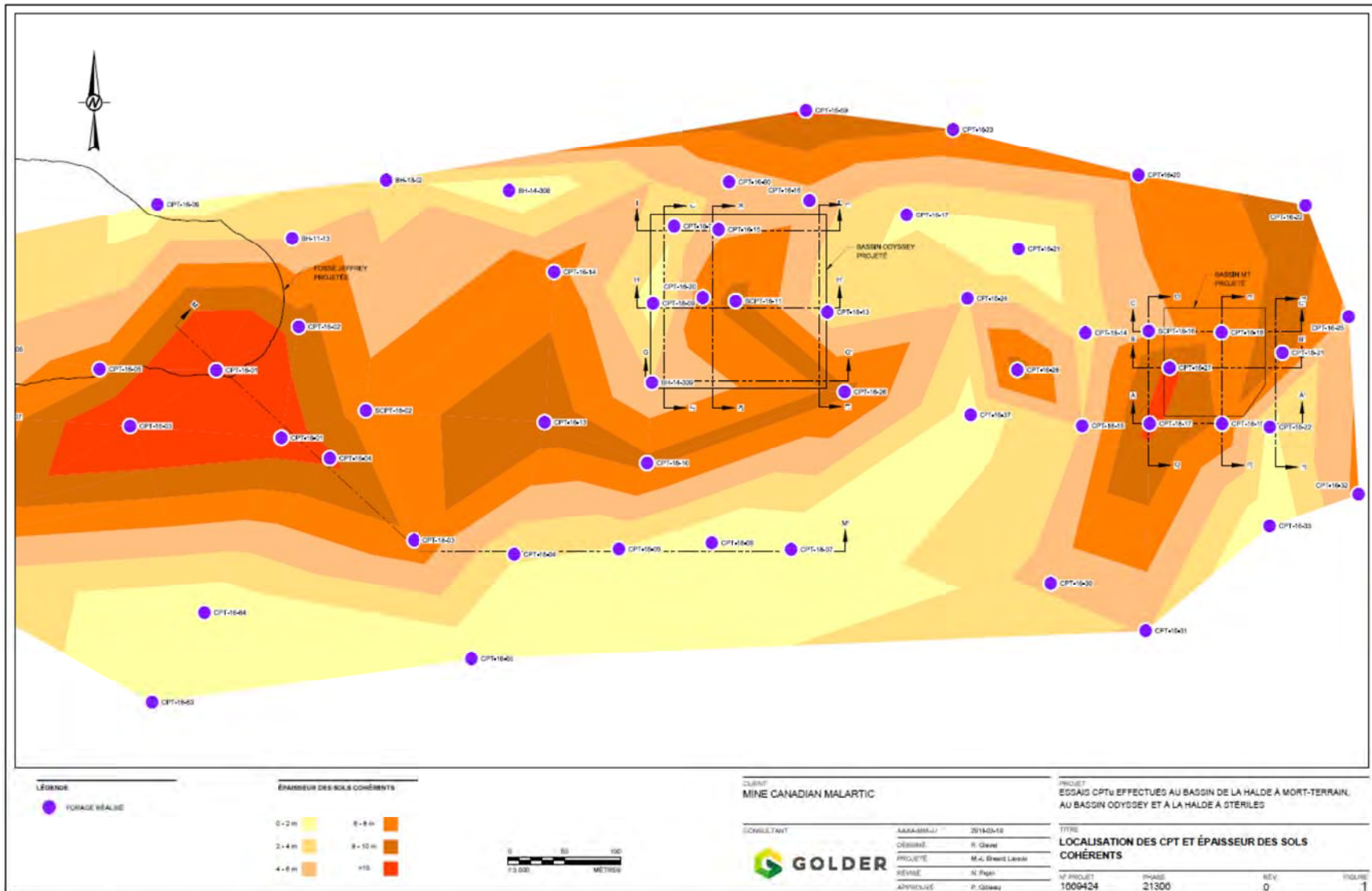


Figure 7: Contours d'épaisseur de sols cohérents dans le secteur de la halde à stérile et du bassin Odyssey (Golder, 2018a)

5.0 ANALYSE EMPIRIQUE

5.1 Méthodologie

La méthode du *Scaled Crown Span* (Golder, 1990) regroupe les paramètres géométriques du pilier de surface dans une équation et permet ainsi de comparer la stabilité d'excavations de différentes géométries.

La méthode du *Scaled Crown Span*, qui se place dans la catégorie des méthodes empiriques, permet l'évaluation de la stabilité d'un pilier de surface à partir d'un seul paramètre, le *Scaled Crown Span* (C_s), donnant lieu à la normalisation de tous les paramètres géométriques du pilier de surface. Ces paramètres correspondent à l'épaisseur (T), la portée (S), la longueur (L_s), le pendage de la zone minéralisée (θ) et le poids volumique de la roche (γ). La fonction permettant de calculer le *Scaled Crown Span* est la suivante (Golder, 1990) :

$$C_s = S_{eff} \frac{\gamma^{0.5}}{T(1 + S_R)(1 - 0.4\cos\theta)}$$

Cette relation permet de comparer entre elles des géométries différentes de piliers en fonction des paramètres ci-dessous.

S_{eff} : Portée effective (m)

T : Épaisseur du pilier de surface (m)

γ : Terme correspondant à la densité du pilier de surface (sans unité) prenant en compte l'épaisseur de mort-terrain

S_R : Rapport entre la longueur du pilier et sa portée effective (sans unité)

θ : Angle de foliation du massif (degrés)

C_s : Scaled crown span (m).

Dans cette équation, tous les paramètres, excluant la densité, sont reliés à la géométrie du pilier. L'épaisseur de mort terrain est considérée dans la densité utilisée. L'eau souterraine et les contraintes dans le massif rocheux sont considérées dans les paramètres J_w et SRF utilisés pour déterminer la cote Q (Carter, 1992; Carter et al., 2008).

5.2 Critère d'analyse

L'analyse de la stabilité du pilier de surface par la méthode du *Scaled Span* permet d'évaluer un facteur de sécurité et une probabilité de rupture. Chaque pilier est classé selon le résultat de l'analyse. Le critère d'acceptabilité pour la rampe se résume à :

- La classe F ou G ($P_f < 1.5\%$) pour la stabilité à long terme (fermeture);
- Une classe variable pour la stabilité lors des opérations, dépendamment du système de support planifié et du type d'ouverture (long terme ou court terme).

Certaines limitations sont associées avec cette méthode, notamment dans l'application présentée ici pour laquelle l'analyse ne prends pas en compte :

- La présence de structures majeures. Les forages réalisés pour cette étude n'indiquent pas la présence de zones de qualité inférieure (ex. failles) dans le pilier de surface sous le bassin Nord-Est;
- Le système de support de terrain.

Les classes de stabilité de l'analyse du pilier de surface sont présentées au Tableau 8

Tableau 8: Lignes directrices de conception des piliers de surface (Carter et autres, 2008)

Classe	P _r (%)	FS minimum	Lignes directrices concernant la durée de vie des piliers de surface		
			Durée de vie	Années	Surveillance recommandée
A	50-100	<1,0	Pratiquement aucune	< 0,5	Inutile
B	20-50	1,0	Très court terme (temporaire)	1,0	Surveillance continue (haute technologie)
C	10-20	1,3	Très court terme, acceptable dans le domaine minier en considérant les pires conditions.	2-5	Surveillance continue
D	5-10	1,5	Court terme, acceptable dans le domaine minier en considérant les conditions moyennes.	5-10	Surveillance continue avec des instruments simples
E	1,5-5	1,8	Moyen terme, acceptable sous des infrastructures, acceptable à la fermeture d'exploitations minières.	15-20	Surveillance occasionnelle
F	0,5-1,5	2,0	Long terme, acceptable à la fermeture d'exploitations minières même si les excavations ne sont pas remblayées.	40-100	Surveillance occasionnelle
G	< 0,5	> 2,0	Très long terme, très faible risque de rupture.	> 100	Aucune surveillance

5.3 Résultats

Les cas étudiés dans l'analyse empirique sont :

- Le tracé principal de la rampe (portée de 5.5 m)
- Les intersections à 3 voies (portée de ~9.4 m, deux galeries de 5.5m de large)
- Les intersections à 4 voies (portée de ~11.8 m, deux galeries de 5.5 m de large)

Les résultats de l'analyse empirique montrent que le pilier de surface au-dessus de la rampe est stable pour les conditions d'opération de la mine et pour les conditions à long terme pour le secteur sous le bassin Odyssey (Tableau 9 et Figure 8). Les résultats sont représentés par une boîte sur le graph pour prendre en considération les valeurs variables de la cote Q et de l'épaisseur de roc (épaisseur du pilier).

Cette analyse n'inclut pas le portail et les conditions spécifiques des premiers mètres à l'intérieur de la rampe pour lesquels une conception spécifique de support est requise et pour lesquels les conditions de stabilité à long termes peuvent requérir des mesures particulières (hors-mandat). De plus, si des excavations de plus grandes dimensions que celles prévues pour la rampe sont prévues dans le secteur étudié (sous le bassin Nord-Est) leur stabilité devra être évaluée ainsi que celle du pilier de surface. Par exemple, si des ouvertures permanentes de grande dimension sont ajoutées au tracé de la rampe, elles constitueront des cas particuliers de l'analyse de stabilité et devront être évalués séparément.

Tableau 9: Résultats de l'analyse de stabilité empirique du pilier de surface

Cas	Portée (m)	Longueur (m)	Épaisseur de roc (m)	Q (35 ^e percentile)	FS	PoF (%)	Classe
Tracé principal	5.5	50	45-65	7-10	2.9-3.6	0.6-0.5	F-G
Intersection à 3 voies	9.4	9.4	45-65	7-10	2.5-3.1	0.8-0.6	F
Intersection à 4 voies	11.8	11.8	45-65	7-10	2.2-2.7	1.2-0.7	F

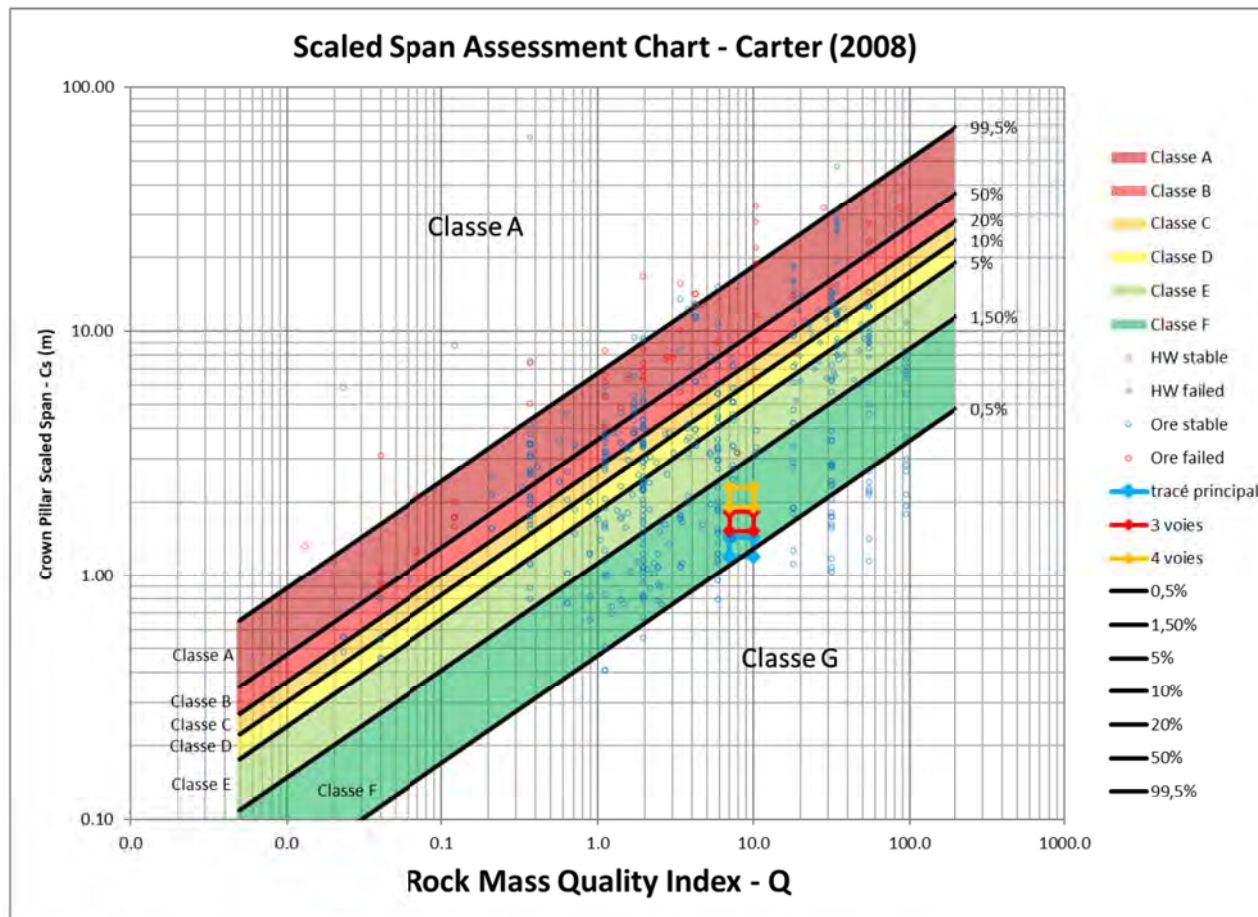


Figure 8: Résultats de l'analyse empirique de stabilité du pilier de surface

6.0 ANALYSE NUMÉRIQUE 2D

Un modèle numérique 2D a été réalisé dans le logiciel RS2 de Rocscience (version 2019 10.002) pour évaluer la stabilité du pilier de surface et l'écoulement entre la rampe et le bassin Nord-Est.

6.1 Création et propriétés du modèle

Le modèle a été créé à partir d'une section transversale de la rampe sous le bassin à l'endroit le plus mince du pilier. Le modèle inclut une représentation du bassin Nord-Est, de la rampe, des unités lithologiques connues et du mort terrain. Les fichiers utilisés pour la construction du modèle sont :

- Tracé de la rampe datant du 29 août 2019 (design_2019-08-29_eastgouldie.dxf)
- Coupe du bassin Odyssey (tirée des plans pour construction de la digue de séparation du bassin Nord-Est (Golder, 2020))
- Coupe des couches de mort terrain (Golder, 2018a)

Les propriétés suivantes ont été utilisées dans le modèle numérique :

- Rapport de contraintes horizontale/verticale principale majeure et intermédiaire de 1.9 et 1.5. L'utilisation de ces ratios est discutée dans le rapport de caractérisation et conception d'East-Malartic (Golder, 2018b).

- Niveau phréatique basé sur les observations faites dans les CPT (Golder, 2018a). Le niveau d'eau dans les sols est généralement à moins d'un mètre sous la surface du sol.
- Propriétés du mort-terrain décrites à la section 4.7.
- Les matériaux ont été modélisés comme élastiques, une zone d'endommagement a été considérée sur 3 m autour de la rampe ($D=0.5$).
- L'ultramafique est modélisée avec une résistance intacte de 122 MPa (Annexe C) et un GSI de 67 (section 4.4). L'hypothèse que $GSI \approx RMR_{76}$ a été posée pour la construction du modèle.

Pour évaluer la stabilité du pilier de surface avec RS2, les lignes directrices suivantes ont été utilisées :

- Modèle élastique – les zones de tension dans le massif rocheux et leur étendue dans le pilier de surface autour de la rampe.
- Modèle plastique – les zones d'éléments dépassant leur limite élastique dans le pilier de surface. Ce paramètre permet d'estimer les zones de rupture dans le pilier.

Une estimation de l'infiltration dans la rampe a aussi été réalisée à partir du même modèle numérique avec une analyse couplée.

6.2 Résultats

Les résultats de l'analyse numérique sont séparés en deux catégories, soit l'analyse de stabilité et l'analyse de l'écoulement. Les figures supportant les résultats de la modélisation numérique sont présentées à l'Annexe D.

6.2.1 Stabilité

Le modèle montre que le pilier de surface de la rampe est stable. La section à l'étude présente le pilier le plus mince sous le bassin. On observe :

- Zone de relâchement des contraintes ($\sigma_3 < 1$ MPa) autour de la rampe jusqu'à environ 6.5 m dans les le toit et 2.5 m dans les murs. σ_3 devient inférieur à 0 MPa (tension) seulement sur une distance de moins de 0.5m à la périphérie de l'excavation.
- Les éléments autour de l'excavation ne dépassent pas leur limite élastique pour les dimensions proposées.

Ces observations indiquent que l'excavation semble stable à l'échelle du pilier de surface d'après le modèle numérique et que les conditions de terrain dans la rampe peuvent être adéquatement gérées par un système de support de terrain. L'analyse des intersections n'est pas jugée requise dans l'analyse 2D puisque celles-ci sont stables dans l'analyse empirique. De plus, les intersections ont une géométrie pour laquelle une analyse 2D présente plusieurs limitations.

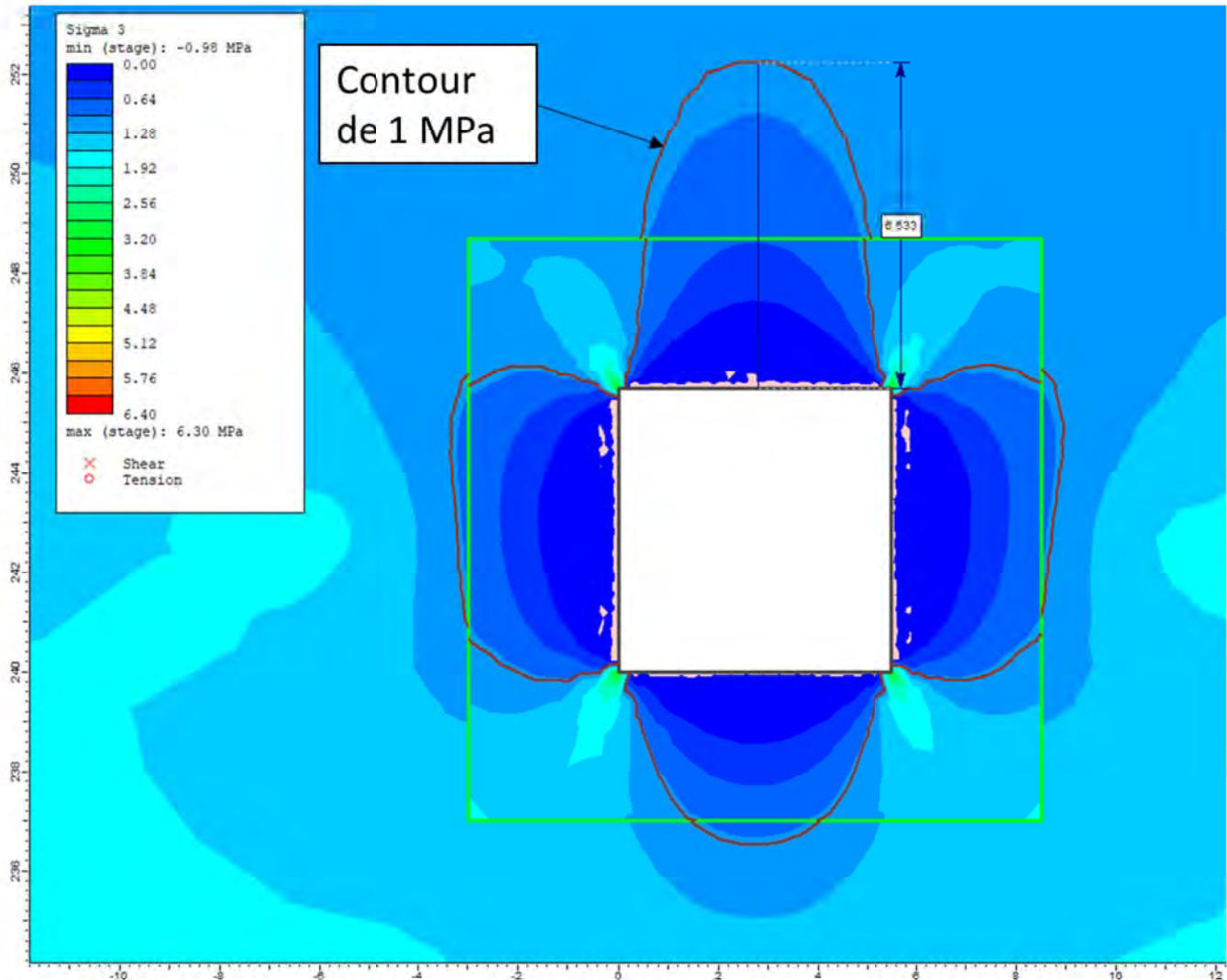


Figure 9: Contours de la contrainte principale mineure autour de la rampe proposée

6.2.2 Écoulement

L'infiltration dans la rampe a été évaluée pour la section à l'étude. Le débit d'infiltration sous le bassin est estimé à 0.26 m³/jour par mètre linéaire de développement.

Le débit a aussi été estimé sans la présence du bassin dans le modèle à 0.24 m³/jour par mètre de développement. Ce résultat indique que la contribution du bassin est faible. La présence d'une couche d'argile sous le bassin, ainsi que les faibles perméabilités observées dans le massif rocheux lors des essais de conductivité hydraulique contribuent aux faibles débits d'infiltration causés par la présence du bassin. Les figures Figure 10 et Figure 11 montrent les débits calculés dans le modèle avec et sans le bassin respectivement. Bien que les forages n'aient pas intercepté de structures à conductivité hydraulique élevée, il est possible que ces structures soient présentes, auquel cas les débits d'infiltration réels pourraient être supérieur à l'estimation faite ici.

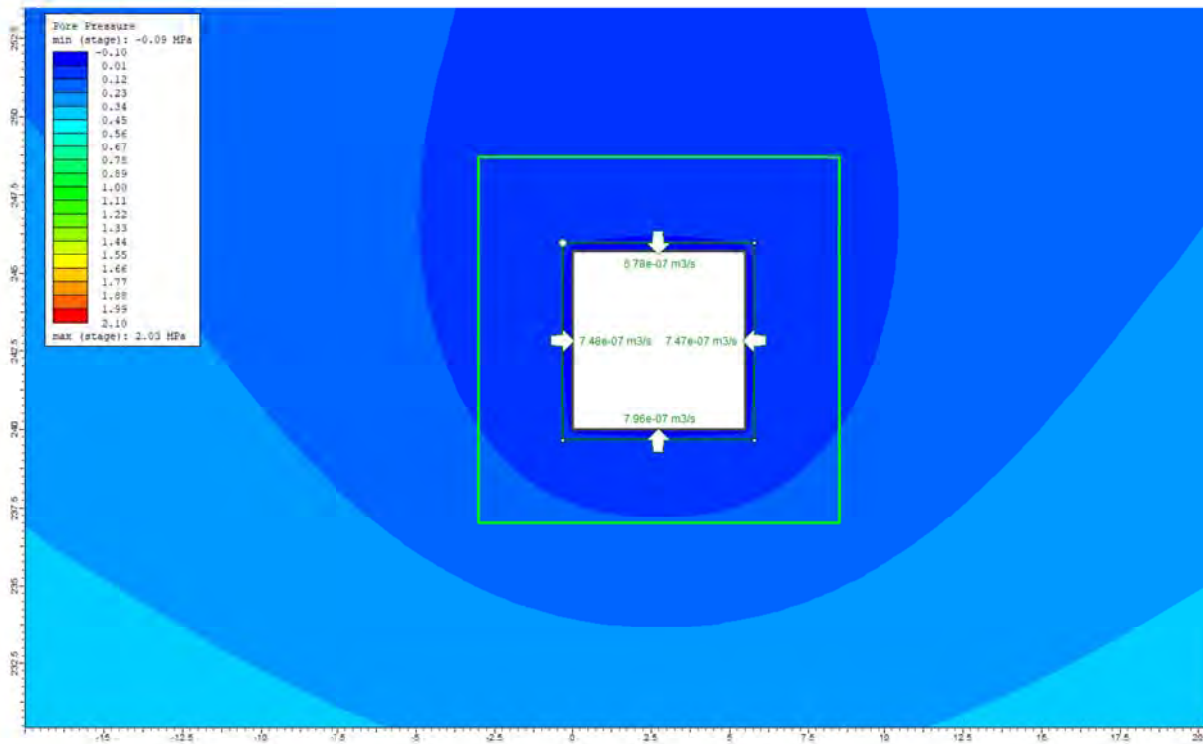


Figure 10: Débit autour de l'excavation - avec le bassin dans le modèle

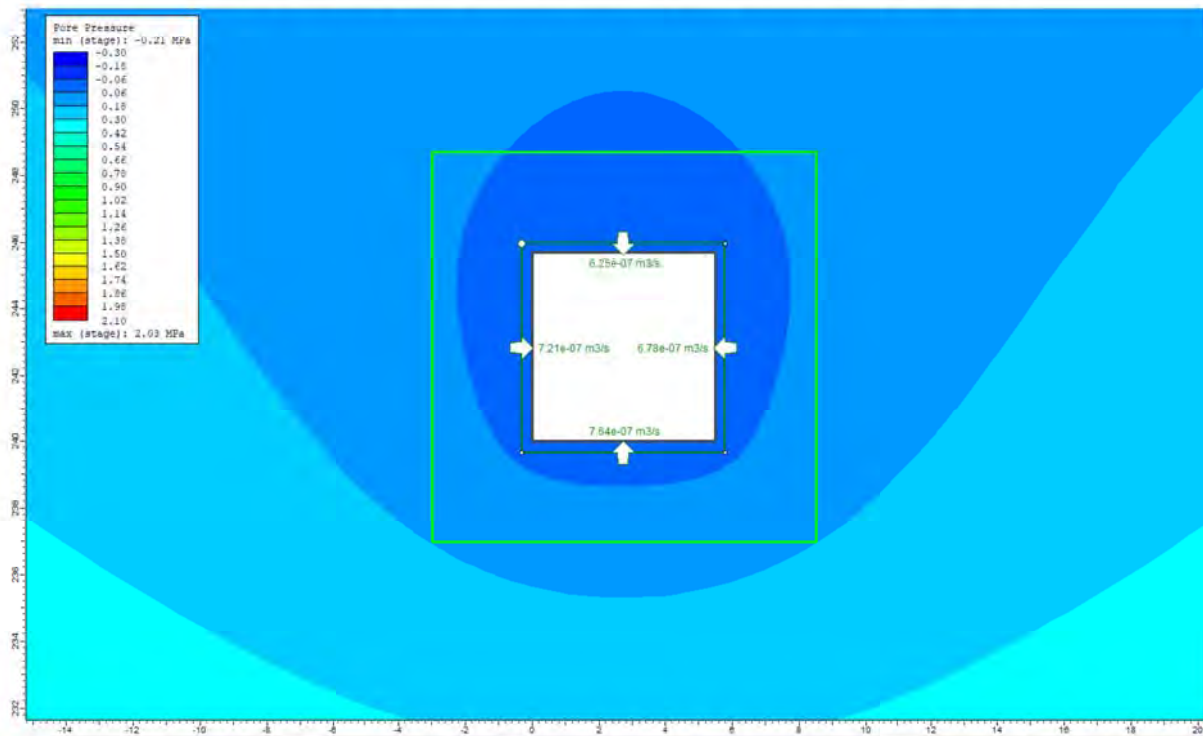


Figure 11: Débit autour de l'excavation - sans le bassin dans le modèle

7.0 CONCLUSIONS ET RECOMMANDATIONS

Le pilier de surface est stable pour la durée des opérations de la rampe et à long terme. L'analyse empirique montre que la rampe, dans ses dimensions actuelles, se classe dans la catégorie F à G ($P_f < 1.5\%$), considérée comme satisfaisante à long terme, voir Tableau 8.

Les analyses numériques et empiriques indiquent que le pilier de surface de la rampe sera stable à long terme. Toutefois, l'installation d'un système de support de terrain adéquat est essentielle (hors mandat) pour gérer les instabilités potentielles à l'échelle de la galerie. Des inspections régulières de la rampe et de son système de support de terrain sont recommandées pendant la durée des opérations pour identifier des changements dans les conditions de terrain telles qu'un changement dans les débits d'infiltration, la dégradation du système de support ou des chutes de blocs. Selon la qualité de l'eau d'infiltration et le débit d'infiltration réel observé, une évaluation du potentiel de corrosion du système de support pourrait être souhaitable.

Bien qu'aucune zone de schiste ne soit rencontrée en forage, ces conditions spécifiques pourraient nécessiter un support particulier lorsqu'intersectées dans la rampe.

La conductivité hydraulique du massif rocheux est faible dans le secteur du bassin Odyssey. De plus, la couche d'argile de faible perméabilité limite d'avantage le potentiel d'infiltration dans la rampe en lien avec le bassin Nord-Est.

8.0 LIMITATIONS

Ce rapport est destiné exclusivement à Canadian Malartic GP (le « Client »). Ce rapport, qui inclut spécifiquement l'ensemble des tableaux, illustrations, figures et annexes, repose sur des données et des renseignements recueillis lors de l'investigation sur Site menée par Golder Associés Ltée. (« Golder »). Golder s'est basée uniquement sur l'état des lieux au moment de l'enquête sur Site, ainsi que sur des données historiques et suppléments d'information qu'elle a obtenus de la manière décrite dans ce rapport. Les données factuelles, interprétations et recommandations mentionnées dans ce rapport ont trait au projet spécifique, comme il est décrit dans ce rapport, et elles ne sont applicables à aucun autre projet ou emplacement.

Les services présentés dans ce rapport ont été réalisés de manière conforme aux normes de conduite et de compétence habituellement observées par les autres membres de professions relevant du génie et des sciences qui exercent actuellement dans des conditions similaires, sous réserve de contraintes temporelles, financières, physiques ou autres pouvant être imposées sur les services.

Ce rapport représente le jugement professionnel de Golder. Par conséquent, aucune garantie explicite ou implicite n'est émise concernant les conclusions, recommandations et conseils qui y sont fournis. Ce rapport ne fournit aucun avis juridique en matière de conformité avec la loi en vigueur. Pour ce qui est de la conformité réglementaire, il convient de noter que les lois de réglementation et les interprétations de ces lois sont sujettes à modifications.

Ce rapport, y compris tous les textes, tableaux, plans, figures, dessins et autres documents, ainsi que les supports électroniques, préparés par Golder, sont considérés comme le produit professionnel de son travail. Golder se réserve tous les droits d'auteur afférents aux produits de son travail professionnel. Le Client reconnaît que les supports électroniques risquent de subir une modification non autorisée ou une détérioration ou d'être

incompatibles. En cas de divergence entre des versions électroniques du rapport de Golder et la copie papier du rapport de Golder, cette dernière a préséance.

Le rapport est de nature sommaire et doit être consulté parallèlement aux instructions fournies par Golder au Client, aux communications entre Golder et le Client et à tout autre rapport préparé par Golder pour le Client au sujet du Site en particulier, comme il est décrit dans le rapport, les tableaux, les dessins, les figures et les annexes. Afin de bien comprendre les suggestions, recommandations et opinions mentionnées dans ce rapport, il faudra se référer à l'ensemble du rapport. Golder ne peut être tenue responsable d'une utilisation partielle de ce rapport.

Il est interdit à toute autre partie d'utiliser ce rapport en partie ou en totalité, ou à s'y fier, sans l'autorisation expresse écrite de Golder. Toute utilisation du présent rapport par un tiers, dont le fait de prendre une décision en fonction de celui-ci ou en s'y fiant, relève de la responsabilité de ce tiers. Golder n'assume aucune responsabilité d'éventuels dommages causés à des tiers en raison de décisions ou d'actions reposant sur ce rapport.

Les résultats et conclusions du rapport sont uniquement valides à la date indiquée sur celui-ci. Si de nouveaux renseignements sont découverts à la suite de futurs travaux, Golder sera mandatée de revoir les conclusions du rapport, puis d'apporter les modifications nécessaires.

Page Signatures

Golder Associates Ltd.



Jérôme Renaud, ing., M.ing.
Ingénieur en mécanique des roches



Jonathon Taylor
Associé

JR/JT

Golder and the G logo are trademarks of Golder Associates Corporation

[https://golderassociates.sharepoint.com/sites/13306g/deliverables/preparation of deliverables/086 10720 rf - pillier de surface odyssey/rev0/gal086-1776338-10720-rf-rev0.docx](https://golderassociates.sharepoint.com/sites/13306g/deliverables/preparation%20of%20deliverables/086%2010720%20rf%20-%20pillier%20de%20surface%20odyssey/rev0/gal086-1776338-10720-rf-rev0.docx)

9.0 RÉFÉRENCES

- Barton, N., R. Lien and J. Lunde. 1974. Engineering Classification of Rock Masses for the Design of Tunnel Support. *Rock Mechanics*, vol. 6, no. 4, pp. 189-236.
- Bieniawski, Z.T. 1976. *Rock Mass Classifications in Rock Engineering: Proceedings of the Symposium on Exploration for Rock Engineering*. Rotterdam, Vol. 1, p. 97-106
- Carter, T. G. 1992. A new approach to surface crown pillar design. In *Proc. 16th Can. Rock Mechanics Symposium, Sudbury* (pp. 75-83).
- Carter et autres. 2008. Logistic Regression improvements to the Scaled Span Method for dimensioning Surface Crown Pillars over civil or mining openings.
- Golder (Golder Associés) 1990. Rapport 881-1739 à l'intention de CANMET intitulé « Crown Pillar Stability Back-Analysis ». Rapport n° 23440-8- 9074/01-SQ, CANMET, p. 90.
- Golder, 2010. *Feasibility-Level Pit Slope Study, Barnat Open Pit Project, Malartic, Quebec*. Report prepared for Golder Associés Ltée, Quebec, Canada, dated May 2010. Golder Project No. 07-1221-0028-7000.
- Golder, 2012. *Pit Slope Design Recommendations, Osisko's Revised Expanded Canadian Malartic – Barnat Pit, Malartic, Quebec*, dated June 2012. Golder Project No. 11-1221-0081.
- Golder, 2017a, *Conception de la berme de départ PR5 du prolongement du parc à résidus*. Rapport réf. no. 0020-1669424-21101-Rev0,
- Golder, 2017b. *Preliminary Geotechnical Rock Mass Characterization*. Rapport réf. no. GAL003-1659822-5000-RA-Rev0
- Golder, 2017c. Rapport d'interprétation des résultats des essais CPTu effectués pour le prolongement du parc à résidues et de la halde à stériles, Mine Canadian Malartic, Malartic, Québec, no. ref. 012-1545415-3140-RF-Rev0
- Golder, 2018a, *Essais CPTu effectués au bassin de la halde à mort-terrain, au bassin Odyssee et à la halde à stériles*. Rapport réf. no. 0081-1669424-21306-RF-Rev0
- Golder 2018b, *Odyssey project PFS*, Rapport réf. no. GAL057-1776338-10400-RA-Rev0
- Golder, 2018c. *Fosse Barnat – Mise à jour de la caractérisation du massif rocheux*, Report ref. no. GAL003-1776175-P1000-RF-Rev0, April 2018
- Golder, 2019. *Mise à jour de l'évaluation de la stabilité du mur nord de la fosse Jeffrey en réponse à une question du MTMDET – Mine Canadian Malartic*, Rapport ref. no. GAL068-1776175-P14000-MTf-Rev0, Août 2019
- Golder, 2020, Plans pour construction digue de séparation du bassin nord-est, ref. no. 19115345-23107.
- Hoek E., Brown E.T. 1997. *Practical estimates of rock mass strength*. *Int. J. Rock Mech. Min. Sci.*, 34 (8): 1165-1186.
- ISRM. 1981 *Rock Characterization Testing and Monitoring, ISRM Suggested Methods*. Published for the Commission on testing methods, International society for rock mechanics.

Annexe A

Journaux de forage

1.0 INTRODUCTION

Une étude géotechnique a été effectuée à la Mine Canadian Malartic (MCM) à l'appui de l'étude du pilier de surface de la rampe Odyssey située dans le secteur du bassin de rétention d'eau Nord-Est. Le programme de forage a été réalisé entre le 20 janvier 2020 et le 27 janvier 2020 et comprenait:

- Forage au diamant de deux (2) forages géotechniques inclinés de dimension HQ-3 (désignés CP-ODY-20-01 et CP-ODY-20-02) avec orientation du carottage;
- Description géotechnique du roc, incluant la description des roches et orientations des discontinuités identifiées; et
- Essais avec obturateurs pneumatiques à des intervalles d'environ 30m.

Cette annexe résume l'ensemble des procédures et paramètres utilisés lors de la description des carottes. Les journaux géotechniques sont présentés sous forme d'histogrammes présentant les données géotechniques en fonction de la profondeur superposées par les lithologies identifiées par Golder avec l'aide des géologues de MCM. Ces journaux se trouvent à la fin de cette annexe (annexe A2), ainsi que les photographies des carottes récupérées (annexe A3) et la description des carottes réalisée sur le terrain (annexe A4 à A10).

Les emplacements et orientations des trous de forage sont indiqués dans la figure 2 du rapport principal et sont répertoriés dans le Tableau 1. Au total, 226,55 mètres dans deux trous de forage au diamant ont été réalisés.

Tableau 1: Résumé du programme de forage géotechnique de l'hiver 2020

Forage	X	Y	Z	Longueur (m)	Azimut (°) ¹	Pendage (°) ¹
CP-ODY-20-01	718289.5	5334599.0	307.6	101.52	177	-55
CP-ODY-20-02	718509.7	5334457.51	310.0	125.03	254	-57

Note : coordonnées UTM Nad83 zone 18

1) Données obtenues à partir des levés effectués à la foreuse et moyennées sur toute la longueur du forage.

2.0 PROGRAMME DE FORAGE

Forage Nordik a été retenu par CMGP pour le programme de forage géotechnique. La foreuse au diamant était équipée d'un système d'extraction par câble métallique et d'un assemblage pour tube carottiers à trois tubes (HQ-3) avec ajout d'un outil pour l'orientation de la carotte (Reflex ACT-III). Des tiges de 3 m de long ont été utilisées lors du forage à travers le mort-terrain et lors du forage dans le roc. Le forage a été effectué sur deux quarts de 12 heures par jour alors que la description géotechnique des carottes a été effectuée par le personnel de Golder seulement sur le quart de jour. La description des carottes a été complétée à la carothèque d'exploration de MCM une fois le forage et les essais hydrauliques terminés. Les photographies des carottes ont été prises après leur transport à la carothèque d'exploration de MCM.

Après la description géotechnique, la carotte récupérée a été placée dans des boîtes en bois et transportée par Nordik ou Golder jusqu'à la carothèque d'exploration. Les géologues de CMGP ont vérifié les lithologies afin d'aider à la description géologique des carottes.

3.0 DESCRIPTION GÉOTECHNIQUE DES CAROTTES DE FORAGE

Les paramètres géotechniques suivants ont été recueillis à partir des carottes de forage pour évaluer de façon générale la qualité de la masse rocheuse :

- Profondeurs de l'intervalle géotechnique (maximum de 3m de longueur);
- Description géologique de la roche (lithologie, couleur, structure, granulométrie et porosité) – Section 3.1;
- Récupération totale des carottes (Total Core Recovery (TCR)) – Section 3.2;
- Récupération axiale de carotte solide (Axial Solid Core Recovery (ASCR)) – Section 3.3;
- Désignation de la qualité de la roche (Rock Quality Designation (RQD)) – Section 3.4;
- Nombre de fractures naturelles par course ou intervalle géotechnique (maximum de 3m de longueur) – Section 3.5;
- Estimation de l'indice des familles de joints (J_n) – Section 3.6;
- Indice de terrain de la résistance de la roche intacte (ISRM, 1978) – Section 3.7;
- Indice de météorisation de la roche (ISRM, 1978) – Section 3.8;
- Indice d'altération de la roche (Read & Stacey, 2009) et type d'altération – Section 3.9;
- Intensité des micro-défauts – Section 3.10;
- Structures majeures – Section 3.11;

De plus, des données géotechniques propres à chaque fracture (ou groupes de fractures similaires quand la roche est très fracturée) seront aussi recueillies, lesquelles incluent :

- Type de discontinuité – Section 4.1;
- Profondeur des discontinuités - Section 4.2;
- Orientation par rapport à l'axe de la carotte (angles alpha et bêta) – Sections 4.3 et 4.4;
- Description de la surface des discontinuités (nature, forme, rugosité et conditions d'altération) – Section 4.5.

Les paramètres de la description de carotte sont décrits en détail dans les sections suivantes.

3.1 Description géologique

Lors de la description des carottes de forage, une description géologique sommaire est effectuée. Pour chaque course de forage, la description géologique comprend l'identification des lithologies et des structures présentes ainsi que leur espacement, la granulométrie des minéraux constituant la roche, la couleur de la roche et la porosité des carottes.

3.2 Récupération totale des carottes (TCR)

La récupération totale des carottes (Total Core Recovery (TCR)) note la quantité totale de carottes récupérées sur la longueur mesurée forée pour chaque course. Le TCR a été mesuré au centimètre près. La longueur de carotte fracturée ou de faille a été estimée comme sa vraie longueur dans le sol (et non comme elle semblait étalée dans la boîte de carotte) et a été incluse dans la longueur totale de récupération.

Les carottes non récupérées sont une indication importante de conditions géotechniques potentiellement mauvaises, car elles surviennent le plus souvent dans des zones de failles ou fortement fracturées qui peuvent être importantes pour déterminer les propriétés du massif rocheux.

3.3 Récupération axiale de carotte solide (ASCR)

La récupération axiale de carotte solide (Axial Solid Core Recovery (ASCR)) note la longueur de carottes récupérées ayant un diamètre complet. Le diamètre complet est défini comme les morceaux de carottes qui peuvent être remontés ensemble pour former un « diamètre complet » de carotte. En d'autres termes, c'est la somme de la longueur de carotte excluant les zones de failles et de roches fracturées.

3.4 Désignation de la qualité de la roche (RQD)

La désignation de la qualité de la roche ou « Rock Quality Designation » (RQD) est un indice de récupération de carotte de roc dans lequel seulement les longueurs de plus de 10 cm de roche intacte sont additionnées. Ce nombre est divisé par la longueur de la carotte puis exprimé en pourcentage pour donner RQD. Le RQD peut être utilisé comme indice de la qualité de la roche selon la classification originale de Deere (Deere and Deere, 1988) tel qu'illustré dans le Tableau 2.

Tableau 2: Classes du système RQD

RQD (%)	Description de la qualité de la roche
0 - 25	Très Faible
25 - 50	Faible
50 - 75	Moyenne
75 - 90	Bonne
90 - 100	Excellente

Une carotte intacte est considérée comme de la roche fraîche consolidée (W1) à modérément altérée (W3) présentant une résistance R2 ou supérieure et ne pouvant être brisée à la main (dans la roche intacte et non selon les discontinuités). La roche fortement altérée (W4), la roche complètement altérée (W5) et les sols résiduels (W6) ne sont pas considérés comme des carottes intactes. Le RQD ne devrait généralement pas être considéré comme valide pour les roches très peu consolidées comme l'argile ou l'argilite.

Le RQD est déterminé par l'équation suivante :

$$RQD (\%) = 100 \times \frac{\sum \text{longueurs de morceaux carottes} \geq 10 \text{ cm}}{\text{longueur totale de la course}}$$

Les longueurs inférieures à 10 cm, résultant d'une forte densité de fracturation, de failles ou d'altération intense, sont ignorées, comme illustré ci-dessous dans la Figure 1. Lorsque le carotte a été brisée par la manipulation ou par le processus de forage (c'est-à-dire, si les fractures sont de nouvelles cassures plutôt que des surfaces naturelles), ces fractures n'étaient pas considérées dans le calcul du RQD.

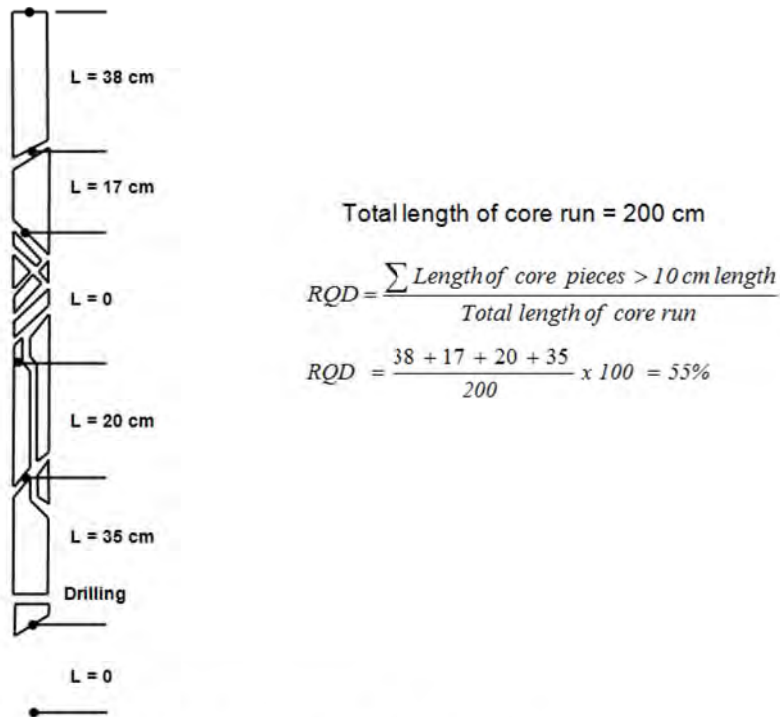


Figure 1: Exemple de calcul de RQD (Hoek, 2007)

3.5 Nombre de fractures naturelles

Lorsque toutes les discontinuités naturelles ont été identifiées sur l'intervalle de carotte, le nombre de fractures naturelles survenues sur la longueur totale de la course ou de l'intervalle géotechnique est noté. Cette valeur est par la suite notée comme la fréquence de fracture par mètre.

Les fractures induites par le forage n'ont pas été incluses dans le dénombrement. De plus, le nombre de fractures n'inclut pas les fractures ne traversant pas totalement le diamètre de la carotte (carotte partiellement fracturée). Comme pour le RQD, le nombre de fractures n'est pas applicable aux matériaux très fracturés, aux failles ou lors d'une altération intense.

La fréquence de fracture est utilisée pour déterminer l'espacement entre les fractures au sein d'une course de 3m ou d'un intervalle géotechnique.

Pour les intervalles de carotte fracturée et de faille, une estimation du nombre de fractures présentes dans les intervalles a été effectuée. Si une estimation n'était pas possible en raison du degré de fracturation, 1 fracture a été supposée pour chaque 1 cm de carotte fracturée. Aucune fracture n'a été supposée dans les intervalles de carotte non récupérée.

3.6 Indice des familles de joints (Jn)

Une famille de joints est un ensemble de joints, de veines, de plans de litage, etc., qui se produisent systématiquement, dont l'orientation et les caractéristiques géotechniques sont similaires. Le comportement du massif rocheux peut dépendre dans une large mesure de l'interaction entre les différents ensembles de joints.

Le nombre de familles de joints (Jn) d'après Barton et al. (1974) est estimé en fonction du nombre de familles de joints observés dans un intervalle géotechnique, selon les conditions décrites dans le Tableau 3.

Tableau 3: Guide de cotation pour nombre de familles de joints (système Q)

Paramètre	Description	Valeur
Nombre de familles de joints (J_n)	Massif	0.5
	Quelques joints orientés aléatoirement	1
	Une famille de discontinuité	2
	Une famille de discontinuité plus des joints orientés aléatoirement	3
	Deux familles de discontinuité	4
	Deux familles de discontinuité plus des joints orientés aléatoirement	6
	Trois familles de discontinuité	9
	Trois familles de discontinuité plus des joints orientés aléatoirement	12
	Quatre familles de discontinuité ou plus	15
	Roche concassée	20

Référence: Barton, N., Lien, R., et Lunde, J., 1974, Engineering classification of rock masses for the design of tunnel support. *Rock Mechanics*, 6, (4), pp. 139-236.

3.7 Résistance de la roche intacte (R)

L'estimation de la résistance de la roche intacte a été obtenue en utilisant l'indice d'estimation sur le terrain de résistance de la roche intacte de la Société internationale de mécanique des roches (SIRM) ou *International Society of Rock Mechanics* (ISRM).

Les classifications de résistance de la roche intacte de l'ISRM sont basées sur des tests mécaniques simples qui peuvent être facilement effectués sur le terrain pour chaque intervalle géotechnique, le plus souvent pour chaque course de forage (3 m). Dans la mesure du possible, la gamme complète des tests a été réalisée pour déterminer la résistance. Ces tests consistent: à frapper sur un échantillon de carotte ayant une longueur d'environ 2,5 fois son diamètre, avec un marteau de géologue, gratter ou décortiqué avec un couteau et gratter à l'aide de l'ongle, conformément aux procédures décrites dans le Tableau 4. Les résultats de ces tests sont inclus dans les journaux de forage (annexe A2).

Tableau 4: Classification de la dureté de la roche intacte (modifié de ISRM, 1978)

Indice	Description	Identification sur le terrain	Intervalle approximatif de résistance en compression uniaxiale (MPa)
R0	Roche extrêmement faible	Rayable par l'ongle du pouce.	0,25 – 1
R1	Roche très faible	S'effrite sous l'action de coups fermes de la pointe du marteau de géologue. Peut se peler avec un couteau de poche.	1 – 5
R2	Roche faible	Le matériau peut se peler avec un couteau de poche avec difficulté. Empreintes peu profondes (<5 mm) sur l'échantillon lorsque frappé de coups fermes de la pointe d'un marteau de géologue.	5 – 25
R3	Roche moyennement dure	Ne peut pas être gratté ou pelé avec un couteau de poche. L'échantillon peut être fracturé avec un seul coup ferme de marteau de géologue.	25 – 50
R4	Roche dure	L'échantillon nécessite plus d'un coup de marteau de géologue pour se fracturer.	50 – 100
R5	Roche très dure	L'échantillon nécessite plusieurs coups de marteau de géologue pour se fracturer.	100 – 250
R6	Roche extrêmement dure	Les coups de marteau de géologue produisent seulement des éclats de roche sur l'échantillon.	>250

Les échantillons tenus dans la main doivent avoir une longueur $\geq 2,5$ fois le diamètre de la carotte.

Les matériaux ayant une résistance à la compression uniaxiale (UCS) inférieure à environ 0,5 MPa et les matériaux sans cohésion doivent être classés en utilisant des systèmes de classification des sols. Les systèmes de classification des sols n'ont pas été inclus dans le présent tableau étant donné la qualité de la roche observée sur le terrain.

3.8 Météorisation de la roche (W)

Le degré de météorisation et/ou d'altération a été noté pour chaque course lors de la description géotechnique du forage. Le Tableau 5 décrit le degré de météorisation tel que défini par l'ISRM (1981). Il fournit une mesure qualitative du degré d'altération du matériau rocheux d'origine. Un tableau semblable a été adapté pour définir le degré d'altération de la roche (section 3.9).

Tableau 5: Guide de classification de la météorisation (modifié de l'ISRM, 1981)

Degré	Symbole	Description	Étendue de la décoloration	Condition de la fracture	Caractéristiques de la surface
Intacte	W1	Aucun signe visible de météorisation.	Aucune	Fermé ou décoloré	Inchangée
Légèrement météorisé	W2	La décoloration indique l'altération de la roche sur la surface des discontinuités (généralement oxydé). Moins de 5% de la roche est altérée.	<20% de l'espacement des fractures, de chaque côté	Décoloré, peut contenir un léger remplissage	Partiellement décolorée
Modérément météorisé	W3	Moins de 50% de la roche est décomposée et/ou désintégrée jusqu'au stade de sol. La roche fraîche ou décolorée est présente soit en structure discontinue, soit en morceaux. Texture visible de la roche saine encore préservée. Les surfaces des discontinuités sont altérées (remplissage oxydé ou carbonaté).	>20% de l'espacement des fractures, de chaque côté	Décoloré, peut contenir d'épais matériaux de remplissage	Partiellement à complètement décolorée, non friable à l'exception de roches pauvrement cimentées
Très météorisé	W4	Plus de 50% de la roche est décomposée et/ou désintégrée jusqu'au stade de sol. La roche fraîche ou décolorée est présente soit en structure discontinue, soit en morceaux.	Entièrement	Rempli de minéraux d'altération	Friable et possiblement crevassée
Complètement météorisé	W5	100% des roches sont décomposées et/ou désintégrées jusqu'au stade de sol. Les structures de la roche d'origine sont toujours intactes.	Entièrement	Rempli de minéraux d'altération	S'apparente à un sol
Sol résiduel	W6	Toute la roche est transformée en sol. La texture et les structures de la roche sont détruites. Changement de volume important, mais aucun transport significatif du sol.	Entièrement	N/A	S'apparente à un sol

3.9 Altération de la roche

Le type d'altération de la roche noté au cours de l'investigation de terrain du pilier de surface est présenté dans le tableau suivant.

Tableau 6: Type d'altération de la roche

Code	Type d'altération de la roche
Act	Actinote
Bt	Biotite
Ca	Calcite
Ch	Chlorite
Ep	Epidote
Sil	Silice
Tc	Talc

Le Tableau 7 décrit la classification de l'intensité de l'altération d'un point de vue géotechnique.

Tableau 7: Classification du degré d'altération (modifiée de Read & Stacey, 2009)

Classe	Terminologie	Description
A1 / FR	Roche fraîche	Aucun signe visible d'altération de la roche saine; peut-être une légère décoloration sur les surfaces de discontinuité.
A2 / SA	Légèrement altérée	Altération limitée aux veines et/ou veinules. Peu ou pas de pénétration d'altération au-delà des limites des veines/veinules. Aucun effet perceptible sur les propriétés de résistance de la roche mère.
A3 / MA	Modérément altérée	L'altération est contrôlée par les veines et peut pénétrer dans la roche sous forme de veines étroites. L'altération peut également être pervasive mais peu développée. Les modifications apportées à la roche sont minimales.
A4 / CA	Très altérée	Altération pervasive des minéraux et de la roche intacte en assemblages qui modifient considérablement les propriétés de résistance de la roche mère.
A5 / CA	Complètement altérée	Altération intensive, pervasive et complète des minéraux. La roche peut ressembler à un sol. Pour l'altération hydrothermale, tout assemblage d'altération qui entraîne le changement partiel ou complet de la résistance de la roche par rapport à la roche mère.

3.10 Intensité des micro-défauts

Tous les « micro-défauts » non continus causés par des veines, veinules ou des micro-fractures avec moins de 1 mm de remplissage ont été notés à des intervalles de 1 mètre. Les intensités des micro-défauts sont classées comme suit et illustrées sur Figure 2:

- Aucun;
- Faible: entre 0 et 10 micro-défauts par mètre;
- Modéré: entre 11 et 100 micro-défauts par mètre; et
- Intense: plus de 100 micro-défauts par mètre.



Figure 2: Exemple de micro-défauts en carotte

3.11 Structures majeures

Toutes les grandes structures géologiques rencontrées ont été décrites dans le journal géotechnique. Là où des zones de fracture ou de carotte fracturée ont été rencontrées, des orientations ont été prises le long des contacts de la structure, ainsi qu'à l'intérieur de la structure.

Les structures principales suivantes ont été considérées:

Faille (FLT) - Généralement constituée de roche qui a subi une certaine forme de déplacement entraînant possiblement de la carotte fracturée ou concassée, une altération ou un remplissage. Les zones associées aux failles seraient sensiblement plus altérées que celles de la roche environnante. Les défauts dans la carotte peuvent également être identifiés par des signes visibles de mouvement tels que des structures déplacées de chaque côté ou des surfaces glissantes. Une faille pourrait être considéré comme continu ou localisé et constituerait un contrôle structurel possible de la stabilité de la rampe.

Carotte fracturée ou Broken Core (BC) - Généralement caractérisée par des pièces qui ne forment pas de segments circonférentiels complets. La carotte fracturée se compose généralement de fragments angulaires et a la même résistance que la roche intacte environnante.

Carotte non récupérée (CNR) ou Lost Core (LC) - Généralement caractérisée par des courses de forages avec des vides ou de la carotte manquante dans la longueur attendue (longueur de la tige de forage en cours). Cela peut être dû à des zones de faille, à des vides naturels, à une carotte dégradée mécaniquement par le processus de forage ou à des matériaux non consolidés.

4.0 COLLECTE DES DONNÉES DE DISCONTINUITÉ

La description des discontinuités rencontrées durant le forage comprend la position le long du forage, l'orientation selon l'axe du forage et les paramètres géotechniques détaillés relatifs aux caractéristiques de la surface de chacune des discontinuités. Une discontinuité est définie comme une fracture naturelle dans la masse rocheuse,

ou un élément planaire ou semi-planaire de faible largeur qui marque le changement des caractéristiques géologiques et/ou géotechniques d'une masse rocheuse.

Les orientations et les caractéristiques physiques des discontinuités sont des paramètres importants pour définir un massif rocheux et doivent être notées pour chaque discontinuité naturelle significative de la carotte. Les sections suivantes décrivent en détail les renseignements enregistrés pour chaque fracture.

4.1 Type de discontinuité

Le type de discontinuité a été noté selon le tableau suivant.

Tableau 8: Type de discontinuité et description

Type de discontinuité	Description
Contact (CO)	Une limite entre deux lithologies. Si les contacts sont ouverts, ils sont comptés comme discontinuités et leurs paramètres ont été notés. Si les contacts sont fermés, l'emplacement du contact ont été noté et forme la limite d'un intervalle géotechnique.
Foliation (FO)	Une direction préférentielle de faiblesse structurale dans la roche due à l'alignement des minéraux causé par le métamorphisme, un cisaillement ductile ou une combinaison de ces procédés.
Joint (JN)	Une discontinuité ne présentant pas de mouvement qui ne peut pas être classée comme l'un des autres types de discontinuité. Seuls les joints ouverts sont notés comme discontinuités.
Litage (BD)	Le litage ou stratification est une superposition lithologique dans les roches sédimentaires qui forme très souvent un plan de faiblesse.
Veine (VN)	Discontinuité tabulaire d'épaisseur limitée composée de matériaux qui diffèrent de la roche encaissante. Les veines présentent généralement un faible intérêt à moins que les matériaux soient particulièrement faibles ou fracturés. Seules les veines ouvertes sont enregistrées.
Joint (SP)	Une discontinuité montrant des signes de mouvement du au processus de forage.
Carotte fracturée (BC)	Une zone de roches fracturées, angulaires où l'on ne retrouve pas de matériau meuble ou de boue de faille. La récupération dans ces zones est souvent près de 100%.

4.2 Profondeur des discontinuités

La profondeur de chaque discontinuité, zone de faille ou de carotte fracturée dans l'intervalle de carottage a été enregistrée. Lorsque la discontinuité est inclinée par rapport à l'axe de la carotte, la position du centre de la discontinuité par rapport à l'axe de la carotte à laquelle elle croise la carotte est notée dans les journaux de forage.

4.3 Angle Alpha

L'angle Alpha est l'angle aigu de la fracture relativement à l'axe longitudinal de la carotte (Figure 3). Un angle alpha de 0° indique un joint parallèle à l'axe du forage. Un angle de 90° indique que le joint est perpendiculaire à l'axe du forage.

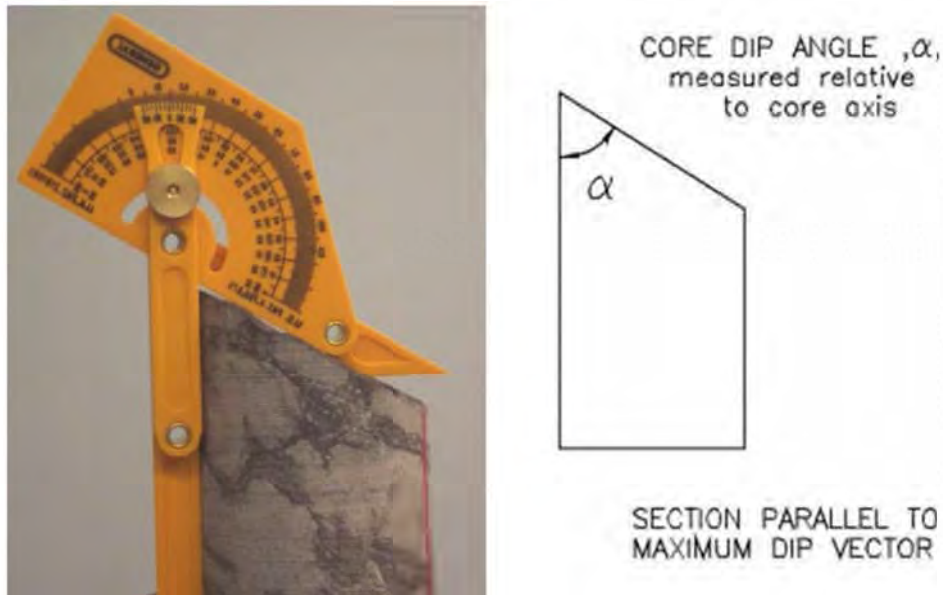


Figure 3: Rapporteur d'angles avec règle articulée et définition de l'angle alpha

4.4 Angle Bêta

L'angle Bêta est l'angle circonférentiel mesuré à partir de la ligne de référence dessinée sur la carotte jusqu'à la ligne de « l'inclinaison maximale » du joint. La ligne de référence indique la position du fond du forage. L'angle Bêta se mesure à l'aide d'un rapporteur d'angles linéaire. La convention pour mesurer l'angle bêta est d'effectuer la mesure à partir de la ligne de référence en sens horaire jusqu'au point le plus bas ou profond de l'ellipse du plan du joint en regardant vers le fond du trou. La Figure 4 illustre cette procédure.

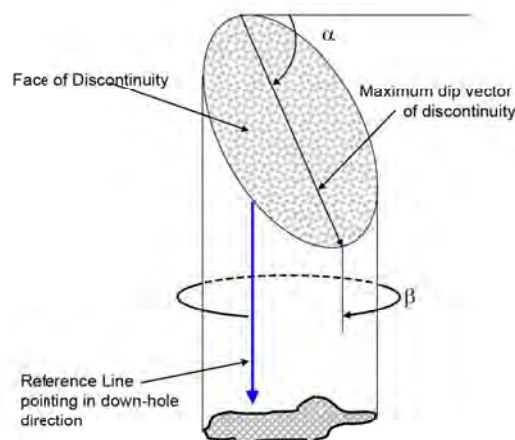


Figure 4: Mesure de l'angle bêta

Pour chaque discontinuité, le degré de confiance de la ligne de référence a été notée. La définition des degrés de confiance utilisé est décrite au Tableau 9.

Tableau 9: Degré de confiance de l'orientation des structures

Degré de confiance	Description
1	L'orientation est confirmée par une deux autres marques de l'outil Reflex ACTIII; 3 marques consécutives qui se rejoignent avec $\pm 20^\circ$ de différence.
2	L'orientation est confirmée par une autre marque de l'outil Reflex ACTIII; 2 marques consécutives qui se rejoignent avec $\pm 20^\circ$ de différence.
3	L'orientation n'est pas confirmée; la ligne d'orientation est basée sur une seule mesure de l'outil Reflex ACTIII.
4	La carotte n'est pas orientée.

4.5 Conditions des discontinuités

La forme, la rugosité et l'altération ou le remplissage des fractures ont été caractérisées pour chacune des discontinuités.

4.5.1 Forme

La forme d'une discontinuité peut être évaluée en observant la carotte de profil (Figure 5) et est décrite comme :

- Planaire (PL);
- Ondulée (UN);
- Courbée (CU);
- Étagée (ST); ou
- Irrégulière (IR).



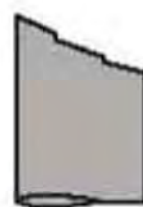
Planaire



Courbée



Ondulée



Étagée



Irrégulière

Figure 5: Forme des discontinuités

4.5.2 Rugosité

La rugosité décrit la caractéristique de la surface à petite échelle, ou « sensation » du joint. La rugosité peut être décrite comme:

- Striée ou miroir de faille (K);
- Polie (PO);
- Lisse (SM);
- Rugueuse (RO); ou
- Très Rugueuse (VR).

Le terme *strié*, ou miroir de faille (slickensided), est utilisé si du mouvement de cisaillement est observable le long de la discontinuité.

Plusieurs exemples de forme et de rugosité sont présentés à la Figure 6.



Figure 6: Exemples de formes et de rugosité de fractures

4.5.3 Caractère des surfaces

Le caractère de la surface d'une discontinuité ouverte peut se décrire comme suit :

- Fraîche (CL) : Parois de la fracture fraîches, non altérées et non ternies.
- Ternie (SO) : Coloration seulement, aucune présence d'altération.
- Légèrement altérée (SA) : Parois de la fracture légèrement altérées, où l'altération fait que la résistance des parois de la fracture est inférieure à celle de la roche intacte adjacente.
- Placage discontinu (DC) : Mince revêtement partiel qui recouvre, mais ne remplit pas les aspérités de la rugosité. Certaines parties de la surface de la fracture sont plus molles que la roche encaissante.
- Placage continu (CC) : Mince revêtement complet qui recouvre, mais ne remplit pas les aspérités de la rugosité ou qui n'empêche pas les parois de la roche encaissante d'entrer en contact.
- Remplissage (IN) : Le matériau de remplissage est assez épais (plus de 1 mm) pour remplir les aspérités de la rugosité. Les parois de la roche peuvent ou ne pas être complètement séparée par une mince couche de matériau mou.

4.5.4 Type et épaisseur du placage/remplissage

Si présent, les renseignements sur le type d'altération, de placage ou de remplissage peuvent être utilisés pour estimer la résistance au cisaillement le long des surfaces des discontinuités. L'épaisseur et le type de remplissage est noté lorsque présent. En règle générale, un placage se caractérise par une couche égale ou de moins de 1mm et un remplissage par une couche de plus de 1mm. Les minéraux de placage et de remplissage rencontrés lors des forages sont présentés dans le Tableau 10.

Tableau 10: Dureté selon le type d'altération

Type d'altération	Symbole	Note
Actinote	ACT	Dur
Biotite	BT	Tendre
Calcite	CA	Dur
Chlorite	CH	Tendre
Épidote	EP	Dur
Micas verts	GM	Tendre
Hématite	HE	Dur
Matière organique	OM	Tendre
Pyrite	PY	Dur

Type d'altération	Symbole	Note
Silt	SILT	Dur
Talc	TC	Tendre

4.5.5 Paramètres des joints (système Q)

La condition de chaque fracture se caractérise à l'aide de l'approche préconisée dans le système Q de Barton (Barton et al, 1974).

4.5.5.1 Indice de rugosité des joints

L'indice de rugosité des joints (J_r) décrit les caractéristiques de rugosité des surfaces de joints à petite échelle. Le Tableau 11 comprend la procédure permettant de déterminer cet indice.

Tableau 11: Indice de rugosité des joints, J_r (selon Barton et al. 1974)

Description de la discontinuité		Indice
Remplie ou ouverte >1mm		1
Planaire	Polie ou striée	0.5
	Lisse	1
	Rugueuse ou très rugueuse	1.5
Courbée, ondulée, étagée ou irrégulière	Polie ou striée	1.5
	Lisse	2
	Rugueuse ou très rugueuse	3
Roche massive ou sans discontinuité ouverte		4

4.5.5.2 Indice d'altération des joints

L'indice d'altération des joints (J_a) distingue les fractures remplies de minéraux d'altération, tels que l'argile, de celles qui ne le sont pas. Les fractures remplies contribuent à réduire la résistance globale de la masse rocheuse, réduisant du même coup la stabilité des excavations minières. Le Tableau 12 comprend la procédure permettant de déterminer cet indice.

Tableau 12: Indice d'altération des joints, Ja (selon Barton et al. 1974)

Description de la discontinuité	Indice
Fractures non remplies	
Veines non fracturées	0.75
Surfaces fraîches ou légèrement ternies, aucune altération	1
Surfaces légèrement altérées	2
Placage dur discontinu ou continu	3
Placage mou discontinu ou continu	4
Fractures remplies (<5mm)	
Remplissage de sable ou roche concassée de moins de 5 mm d'épaisseur	4
Remplissage d'argile raide de moins de 5 mm d'épaisseur	6
Remplissage d'argile molle de moins de 5 mm d'épaisseur	8
Remplissage d'argile gonflante de moins de 5 mm d'épaisseur	12
Fractures remplies (≥5mm)	
Remplissage de sable ou roche concassée de 5 mm d'épaisseur ou plus	5
Remplissage d'argile raide de 5 mm d'épaisseur ou plus	10
Remplissage d'argile molle de 5 mm d'épaisseur ou plus	15
Remplissage d'argile gonflante de 5 mm d'épaisseur ou plus	20

4.5.6 Indice des conditions des joints (système RMR)

Le Rock Mass Rating de la CISR (RMR₇₆) comprend une description générale des paramètres techniques liés aux discontinuités observées dans une course forée. Il permet d'évaluer l'impact des discontinuités sur les propriétés géotechniques du massif rocheux. Le Tableau 13 présente les conditions générales des fractures et les indices de condition des joints correspondants (Jcon).

Tableau 13: Guide d'évaluation de la condition des joints (Jcon) (modifié de Bieniawski, 1976)

Description de la discontinuité				Indice	
Remplie	Gouge ou remplissage mou > 5mm d'épaisseur			0	
	Remplissage de 1mm à 5mm d'épaisseur			6	
Non remplie	Polie ou striée - Non remplie			6	
	Minéraux d'altération mou - Non remplie			12	
	Non altérée, ternie, légèrement altérée, placage discontinu ou placage continu	Surface planeaire	Lisse	Altération de minéraux tendres	12
				Non altérée, légèrement décolorée, légèrement altérée, partiellement altérée de minéraux durs ou complètement altérée de minéraux durs	12
			Rugueuse ou très rugueuse	Altération de minéraux tendres	12
				Non altérée, légèrement décolorée, légèrement altérée, partiellement altérée de minéraux durs ou complètement altérée de minéraux durs	20
		Surface ondulante	Lisse	Altération de minéraux tendres	12
				Non altérée, légèrement décolorée, légèrement altérée, partiellement altérée de minéraux durs ou complètement altérée de minéraux durs	20
			Rugueuse ou très rugueuse	Altération de minéraux tendres	20
				Non altérée, légèrement décolorée, légèrement altérée, partiellement altérée de minéraux durs ou complètement altérée de minéraux durs	25
Veine ou discontinuité fermée				25	

5.0 RÉFÉRENCES

Barton, N., Lien, R., and Lunde, J., 1974, Engineering classification of rock masses for the design of tunnel support. *Rock Mechanics*, 6, (4), pp. 189-236.

Bieniawski, Z. 1976. Rock Mass Classifications in Rock Engineering. *Proceedings of the Symposium on Exploration for Rock Engineering*, 1, 97-106. Johannesburg.

Deere, D.U. and Deere, D.W. (1988). *The RQD Index in Practice*. Proc. Symp. Rock Classif. Eng. Purp. ASTM Special Technical Publication 984, Philadelphia, pp. 91-101.

Hoek, E. (2007). Practical Rock Engineering, Rock Mass Properties chapter. 2007 edition.

International Society of Rock Mechanics. 1981. *Rock Characterization, Testing & Monitoring: ISRM Suggested Methods*. E. T. Brown, Pergamon Press, 53-60.

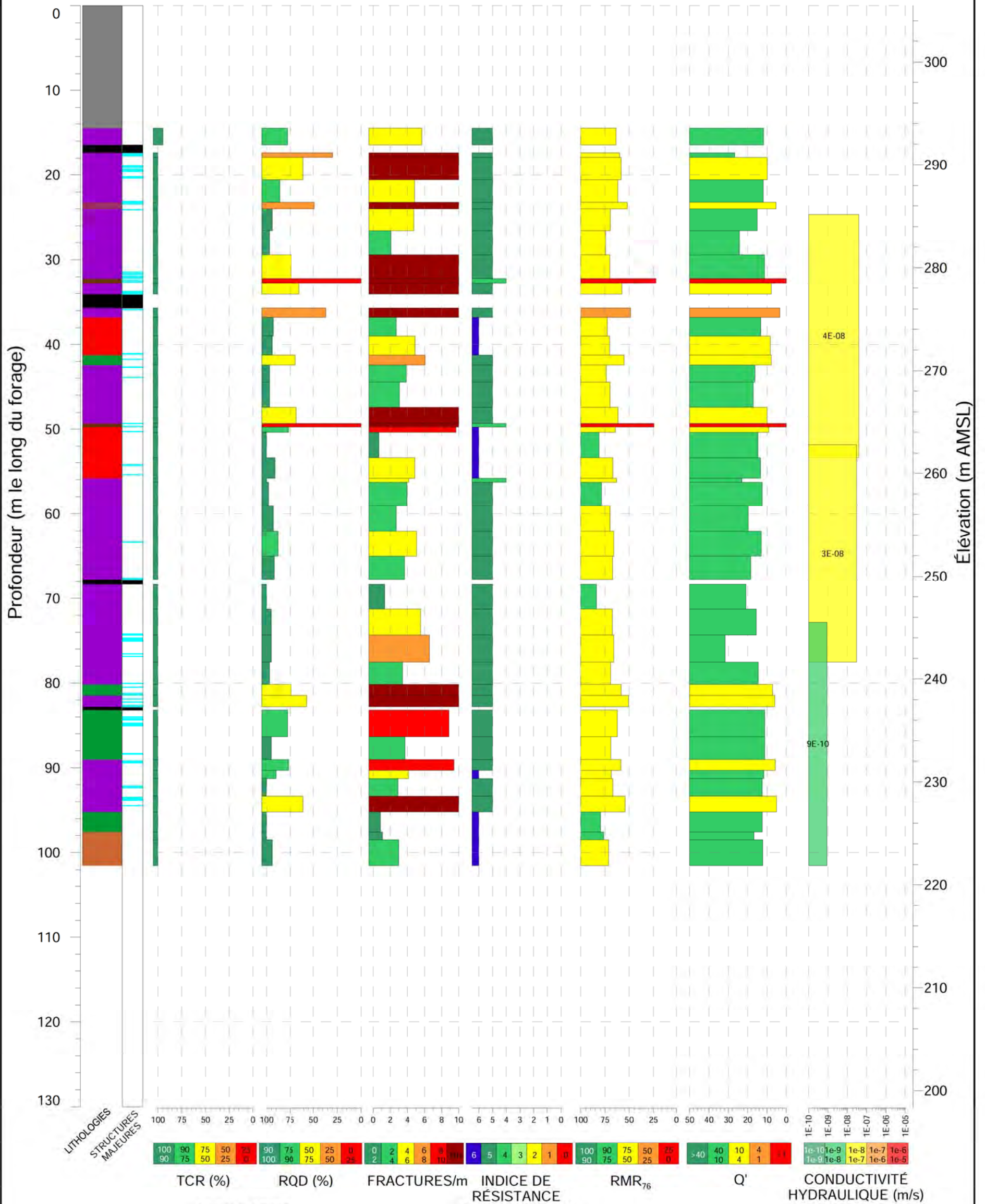
FORAGE: CP-ODY-20-01

Commentaires/Notes:

Nord (m): 5334599.1
 Est (m): 718289.5
 Élévation (m AMSL): 307.6

Diamètre de la carotte: HQ3
 Azimuth (deg): 180
 Pendage (deg): -55

AMSL: Mètres au dessus du niveau moyen de la mer
 Système de Coordonnées: UTM NAD 83, Zone 18



- | | |
|---|---|
| LITHOLOGIES | STRUCTURES MAJEURES |
| <ul style="list-style-type: none"> Basalte Carotte non-récupérée Gabbro Intrusion Felsique Intrusion Mafique Komatiite Mort Terrain Porphyre Ultramafique | <ul style="list-style-type: none"> Carotte Fracturée Carotte non-récupérée |

CLIENT
 Canadian Malartic GP

PRÉLIMINAIRE

PROJET
 ÉTUDE DU PILIER DE SURFACE DE LA RAMPE ODYSSEY
 MINE CANADIAN MALARTIC

CONSULTANT	AAAA-MM-JJ	2020-09-16
	PRÉPARÉ	SL
	DESSINE	FL
	RÉVISÉ	JR
	APPROUVE	JT

TITRE	JOURNAL DE FORAGE GÉOTECHNIQUE	
	CP-ODY-20-01	
NO. RAPPORT	REV	ANNEXE
GAL086-1776338-10720-RF	0	A2

Path: I:\geotec\gdr\journal\201813 Proj168822 CLMGP Odyssey_Geotech Malartic CAD-GIS\STRATER

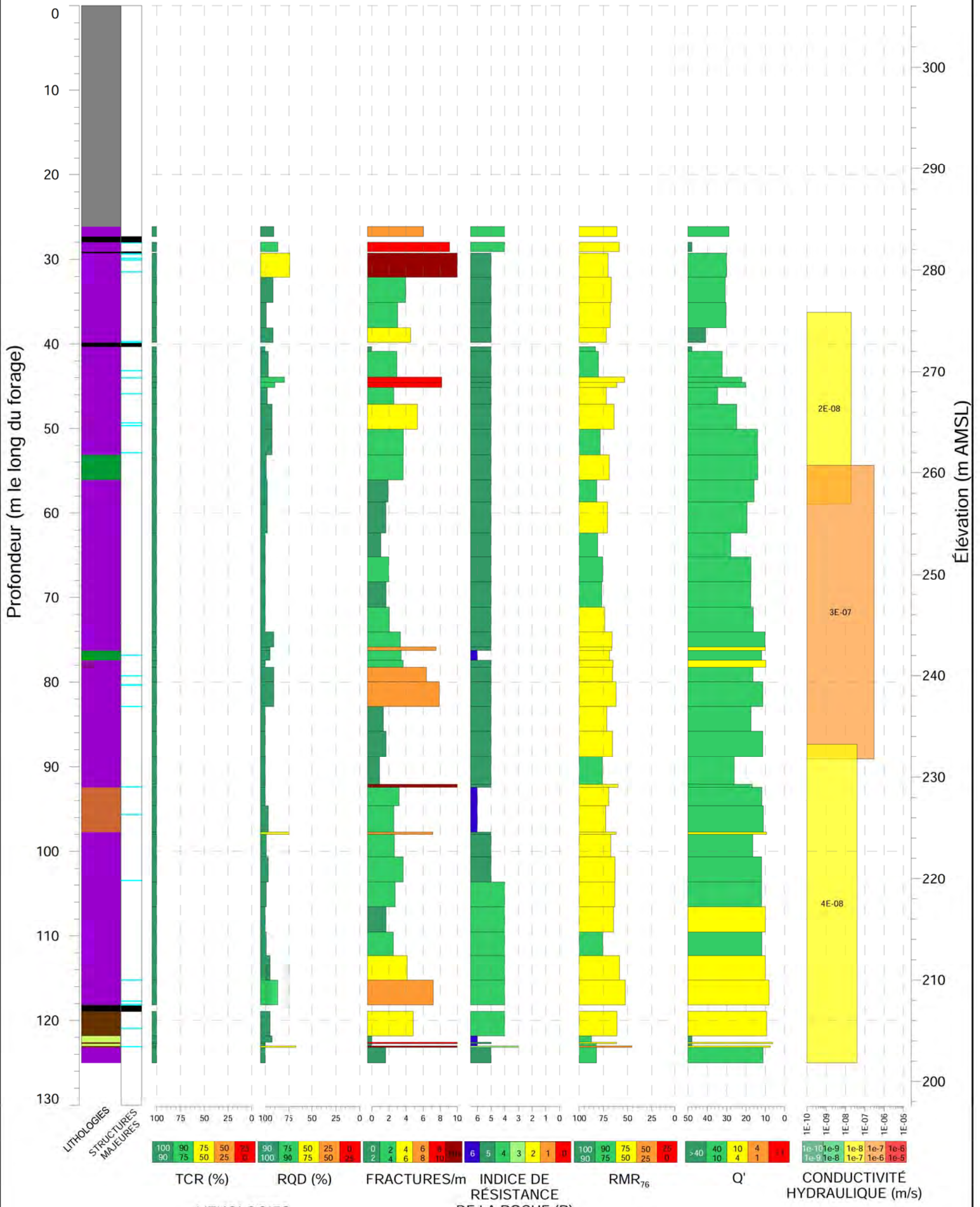
FORAGE: CP-ODY-20-02

Commentaires/Notes:

Nord (m): 5334457.5
 Est (m): 718509.7
 Élévation (m AMSL): 310.0

Diamètre de la carotte: HQ3
 Azimuth (deg): 255
 Pendage (deg): -55

AMSL: Mètres au dessus du niveau moyen de la mer
 Système de Coordonnées: UTM NAD 83, Zone 18



LITHOLOGIES
 Basalte, Carotte non-récupérée, Gabbro, Intrusion Felsique, Intrusion Mafique, Komatiite, Mort Terrain, Porphyre, Ultramafique

STRUCTURES MAJEURES
 Carotte Fracturée, Carotte non-récupérée

CLIENT
 Canadian Malartic GP

PRÉLIMINAIRE

PROJET
 ÉTUDE DU PILIER DE SURFACE DE LA RAMPE ODYSSEY
 MINE CANADIAN MALARTIC

CONSULTANT	AAAA-MM-JJ	2020-09-16
	PRÉPARÉ	SL
	DESSINE	FL
	RÉVISÉ	JR
	APPROUVE	JT

TITRE	JOURNAL DE FORAGE GÉOTECHNIQUE	
	CP-ODY-20-02	
NO. RAPPORT	REV	ANNEXE
GAL086-1776338-10720-RF	0	A2

Path: I:\geotec\gdr\journal\2018\CP-ODY-20-02\GDR\GDR-CP-ODY-20-02-CAD-GESTRATER

CP-ODY-20-01

14.09-26.04m - Sec



14.09-26.04m - Humide



CP-ODY-20-01

26.04-38.32m - Sec



26.04-38.32m - Humide



CP-ODY-20-01

38.32-49.24m - Sec



38.32-49.24m - Humide



CP-ODY-20-01

49.24-60.31m - Sec



49.24-60.31m - Humide



CP-ODY-20-01

60.31-71.75m - Sec



60.31-71.75m - Humide



CP-ODY-20-01

71.75-83.18m - Sec



71.75-83.18m - Humide



CP-ODY-20-01

83.18-94.22m - Sec

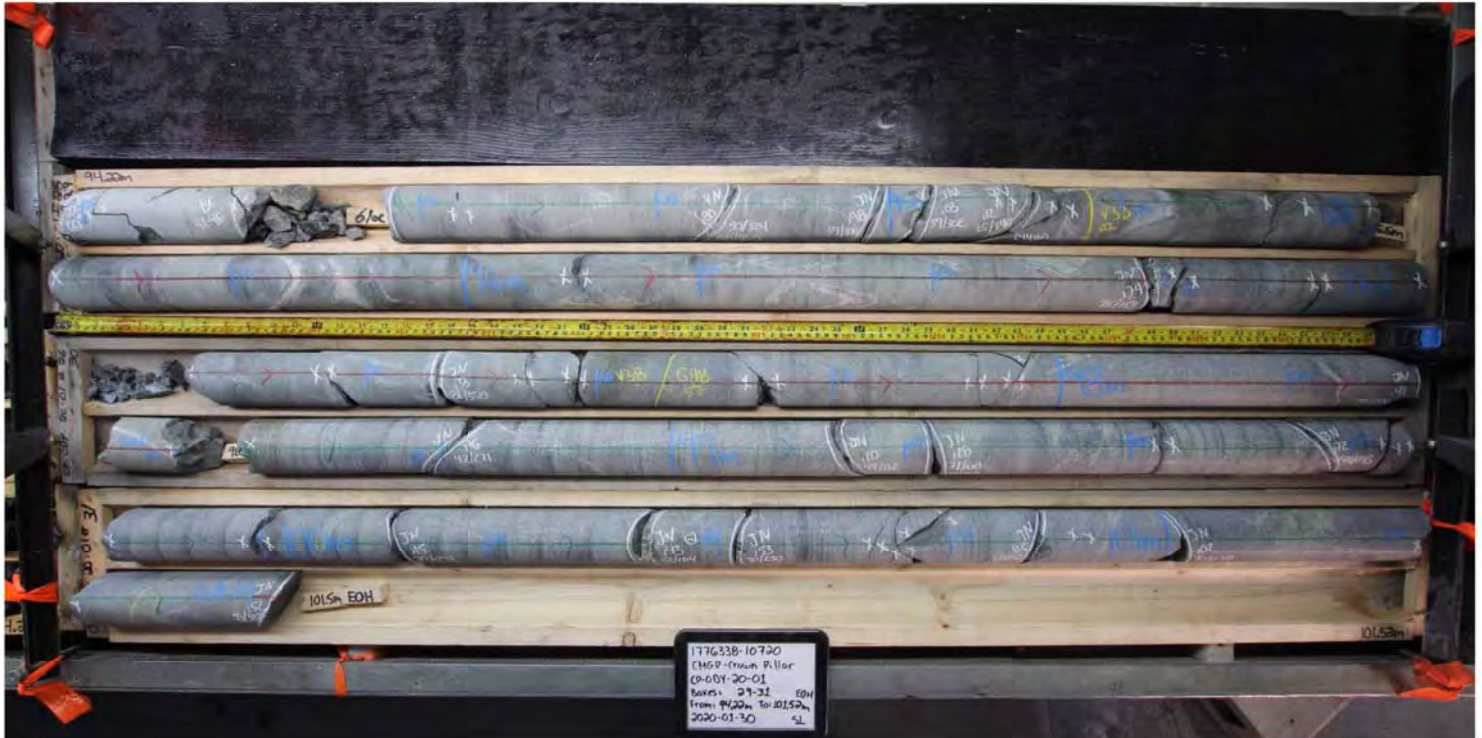


83.18-94.22m - Humide



CP-ODY-20-01

94.22-101.52m - Sec



94.22-101.52m - Humide



CP-ODY-20-02

25.35-37.23m - Sec



25.35-37.23m - Humide



CP-ODY-20-02

37.23-48.83m - Sec



37.23-48.83m - Humide



CP-ODY-20-02

48.83-60.23m - Sec



48.83-60.23m - Humide



CP-ODY-20-02

60.23-71.57m - Sec



60.23-71.57m - Humide



CP-ODY-20-02

71.57-82.45m - Sec



71.57-82.45m - Humide



CP-ODY-20-02

82.45-93.96m - Sec



82.45-93.96m - Humide



CP-ODY-20-02

93.96-105.12m - Sec



93.96-105.12m - Humide



CP-ODY-20-02

105.12-116.13m - Sec



105.12-116.13m - Humide



CP-ODY-20-02

116.13-125.03m - Sec



116.13-125.03m - Humide



Hole ID	Depth From (m)	Depth To (m)	Length (m)	Lithology	Fabric	Fabric Spacing	Grain Size	Porosity	Colour	TCR (m)	TCR (%)	ASCR (m)	ASCR (%)	RQD (m)	RQD (%)	Count Fractures mech	Jn	R	W	Alteration Type	Alteration Intensity	Alteration Type	Alteration Intensity
CP-ODY-20-01	0.00	14.50	14.50	OVB - Overburden						0.41	3%												
CP-ODY-20-01	14.50	16.43	1.93	Ultra-mafic	STO - Stockwork	VTN - 2-6cm	VF-Very fine to fine grained	NP - Non	Blue-grey	1.83	95%	1.83	95%	1.5	78%	5	12	5	2	CH	3	CA	2
CP-ODY-20-01	16.43	17.35	0.92	LC - Lost Core																			
CP-ODY-20-01	17.35	17.88	0.53	Ultra-mafic	STO - Stockwork	VTN - 2-6cm	VF-Very fine to fine grained	NP - Non	Blue-grey	0.53	100%	0.16	30%	0.16	30%	2	20	5	1	CH	3	CA	2
CP-ODY-20-01	17.88	20.57	2.69	Ultra-mafic	STO - Stockwork	VTN - 2-6cm	VF-Very fine to fine grained	NP - Non	Blue-grey	2.69	100%	2.08	77%	1.64	61%	8	3	5	1	CH	3	CA	2
CP-ODY-20-01	20.57	23.25	2.68	Ultra-mafic	STO - Stockwork	VTN - 2-6cm	VF-Very fine to fine grained	NP - Non	Blue-grey	2.68	100%	2.63	98%	2.3	86%	5	6	5	1	CH	3	CA	2
CP-ODY-20-01	23.25	24.01	0.76	Komatiite	STO - Stockwork	LAMK - 6-20mm	VF-Very fine to fine grained	VP - Vuggy	Brown-Black	0.76	100%	0.69	91%	0.37	49%	0	6	5	1	BT	3		
CP-ODY-20-01	24.01	26.54	2.53	Ultra-mafic	STO - Stockwork	VTN - 2-6cm	VF-Very fine to fine grained	NP - Non	Blue-grey	2.53	100%	2.48	98%	2.38	94%	8	3	5	1	CH	3	CA	2
CP-ODY-20-01	26.54	29.43	2.89	Ultra-mafic	STO - Stockwork	VTN - 2-6cm	VF-Very fine to fine grained	NP - Non	Blue-grey	2.89	100%	2.89	100%	2.8	97%	5	4	5	1	CH	3	CA	2
CP-ODY-20-01	29.43	32.20	2.77	Ultra-mafic	STO - Stockwork	VTN - 2-6cm	VF-Very fine to fine grained	NP - Non	Blue-grey	2.77	100%	2.40	87%	2.04	74%	3	6	5	1	CH	3	CA	2
CP-ODY-20-01	32.20	32.74	0.54	Mafic intrusion	M AV- Massive	M AV- Massive	VF-Very fine to fine grained	VP - Vuggy	Brown-Black	0.54	100%	0.41	76%	0	0%	1	2	4	1	BT	3		
CP-ODY-20-01	32.74	34.06	1.32	Ultra-mafic	STO - Stockwork	VTN - 2-6cm	VF-Very fine to fine grained	NP - Non	Grey-Brown	1.32	100%	1.01	77%	0.86	65%	2	4	5	1	CH	3	CA	2
CP-ODY-20-01	34.06	35.70	1.64	LC - Lost Core																			
CP-ODY-20-01	35.70	36.79	1.09	Ultra-mafic	STO - Stockwork	LAMK - 6-20mm	VF-Very fine to fine grained	NP - Non	Blue-grey	1.09	100%	1.00	92%	0.4	37%	1	4	5	1	CH	3	CA	3
CP-ODY-20-01	36.79	39.02	2.23	Porphyry	STO - Stockwork	VTN - 2-6cm	M-Medium grained	NP - Non	Grey	2.23	100%	2.23	100%	2.07	93%	4	3	6	1	BT	3	SIL	3
CP-ODY-20-01	39.02	41.26	2.24	Porphyry	STO - Stockwork	VTN - 2-6cm	M-Medium grained	NP - Non	Grey	2.24	100%	2.11	94%	2.11	94%	5	3	6	2	BT	3	SIL	3
CP-ODY-20-01	41.26	42.41	1.15	Basalt	STO - Stockwork	TN - 6-20cm	VF-Very fine to fine grained	NP - Non	Dark Green	1.15	100%	1.08	94%	0.79	69%	7	3	5	1	CH	3	EP	2
CP-ODY-20-01	42.41	44.48	2.07	Ultra-mafic	STO - Stockwork	VTN - 2-6cm	VF-Very fine to fine grained	NP - Non	Blue-grey	2.07	100%	2.01	97%	2.01	97%	11	1	5	1	CH	3	CA	2
CP-ODY-20-01	44.48	47.40	2.92	Ultra-mafic	STO - Stockwork	VTN - 2-6cm	VF-Very fine to fine grained	NP - Non	Blue-grey	2.92	100%	2.92	100%	2.82	97%	3	6	5	1	CH	3	CA	2
CP-ODY-20-01	47.40	49.36	1.96	Ultra-mafic	STO - Stockwork	LAMK - 6-20mm	VF-Very fine to fine grained	NP - Non	Blue-grey	1.96	100%	1.96	100%	1.33	68%	1	6	5	1	CH	3	CA	3
CP-ODY-20-01	49.36	49.77	0.41	Mafic intrusion	M AV- Massive	M AV- Massive	VF-Very fine to fine grained	NP - Non	Green	0.41	100%	0.34	83%	0	0%	0	6	4	1	Act	3	CA	2
CP-ODY-20-01	49.77	50.39	0.62	Porphyry	STO - Stockwork	VTN - 2-6cm	M-Medium grained	NP - Non	Grey	0.62	100%	0.57	92%	0.48	77%	2	3	6	1	BT	3	SIL	3
CP-ODY-20-01	50.39	53.35	2.96	Porphyry	STO - Stockwork	LAMK - 6-20mm	M-Medium grained	NP - Non	Grey	2.96	100%	2.96	100%	2.96	100%	6	1	6	1	BT	3	SIL	3
CP-ODY-20-01	53.35	55.82	2.47	Porphyry	STO - Stockwork	LAMK - 6-20mm	M-Medium grained	NP - Non	Grey	2.47	100%	2.25	91%	2.25	91%	6	1	6	1	BT	3	SIL	3
CP-ODY-20-01	55.82	56.30	0.48	Ultra-mafic	M AV- Massive	M AV- Massive	VF-Very fine to fine grained	NP - Non	Blue-grey	0.48	100%	0.48	100%	0.48	100%	4	1	4	1	TC	3	CH	3
CP-ODY-20-01	56.30	59.08	2.78	Ultra-mafic	STO - Stockwork	VTN - 2-6cm	VF-Very fine to fine grained	NP - Non	Blue-grey	2.78	100%	2.78	100%	2.73	98%	8	6	5	1	CH	3	CA	2
CP-ODY-20-01	59.08	62.03	2.95	Ultra-mafic	STO - Stockwork	LAMK - 6-20mm	VF-Very fine to fine grained	NP - Non	Blue-grey	2.95	100%	2.95	100%	2.74	93%	4	3	5	1	CH	3	CA	3
CP-ODY-20-01	62.03	64.98	2.95	Ultra-mafic	STO - Stockwork	VTN - 2-6cm	VF-Very fine to fine grained	NP - Non	Blue-grey	2.95	100%	2.86	97%	2.6	88%	3	6	5	1	CH	3	CA	3
CP-ODY-20-01	64.98	67.71	2.73	Ultra-mafic	STO - Stockwork	VTN - 2-6cm	VF-Very fine to fine grained	NP - Non	Blue-grey	2.73	100%	2.56	94%	2.52	92%	2	3	5	1	CH	3	CA	3
CP-ODY-20-01	67.71	68.33	0.62	LC - Lost Core																			
CP-ODY-20-01	68.33	71.27	2.94	Ultra-mafic	STO - Stockwork	VTN - 2-6cm	VF-Very fine to fine grained	NP - Non	Blue-grey	2.94	100%	2.94	100%	2.94	100%	3	3	5	2	CH	3	CA	2
CP-ODY-20-01	71.27	74.34	3.07	Ultra-mafic	STO - Stockwork	VTN - 2-6cm	VF-Very fine to fine grained	NP - Non	blue-grey	3.07	100%	3.07	100%	2.92	95%	6	9	5	1	CH	3	CA	2
CP-ODY-20-01	74.34	77.53	3.19	Ultra-mafic	STO - Stockwork	VTN - 2-6cm	VF-Very fine to fine grained	NP - Non	Blue-grey	3.19	100%	3.10	97%	3.02	95%	13	1	5	2	CH	3	CA	2
CP-ODY-20-01	77.53	80.16	2.63	Ultra-mafic	STO - Stockwork	VTN - 2-6cm	VF-Very fine to fine grained	NP - Non	Blue-grey	2.63	100%	2.60	99%	2.56	97%	4	6	5	1	CH	3	CA	2
CP-ODY-20-01	80.16	81.45	1.29	Basalt	STO - Stockwork	VTN - 2-6cm	VF-Very fine to fine grained	NP - Non	Brown-Black	1.29	100%	1.04	81%	0.95	74%	3	3	5	1	BT	3	CH	3
CP-ODY-20-01	81.45	82.79	1.34	Ultra-mafic	STO - Stockwork	VTN - 2-6cm	VF-Very fine to fine grained	NP - Non	Blue-grey	1.34	100%	1.11	83%	0.76	57%	7	6	5	1	CH	3	CA	2
CP-ODY-20-01	82.79	83.18	0.39	LC - Lost Core																			
CP-ODY-20-01	83.18	86.34	3.16	Basalt	STO - Stockwork	LAMK - 6-20mm	VF-Very fine to fine grained	NP - Non	Grey	3.16	100%	2.71	86%	2.47	78%	12	3	5	1	CH	3	EP	2
CP-ODY-20-01	86.34	89.03	2.69	Basalt	STO - Stockwork	LAMK - 6-20mm	VF-Very fine to fine grained	NP - Non	Grey-Green	2.69	100%	2.56	95%	2.56	95%	9	6	5	1	CH	3	EP	2
CP-ODY-20-01	89.03	90.30	1.27	Ultra-mafic	STO - Stockwork	VTN - 2-6cm	VF-Very fine to fine grained	NP - Non	Brown-Black	1.27	100%	0.98	77%	0.98	77%	4	1	5	1	BT	4	CH	3
CP-ODY-20-01	90.30	91.27	0.97	Ultra-mafic	STO - Stockwork	VTN - 2-6cm	VF-Very fine to fine grained	NP - Non	Grey	0.97	100%	0.97	100%	0.87	90%	0	3	6	1	CH	3	BT	2
CP-ODY-20-01	91.27	93.34	2.07	Ultra-mafic	STO - Stockwork	VTN - 2-6cm	VF-Very fine to fine grained	NP - Non	Brown-Black	2.07	100%	2.07	100%	2.07	100%	11	1	5	1	BT	4	CH	3
CP-ODY-20-01	93.34	95.22	1.88	Ultra-mafic	STO - Stockwork	VTN - 2-6cm	VF-Very fine to fine grained	NP - Non	Grey	1.88	100%	1.44	77%	1.15	61%	6	6	5	1	CH	3	EP	2
CP-ODY-20-01	95.22	97.57	2.35	Basalt	STO - Stockwork	LAMK - 6-20mm	VF-Very fine to fine grained	NP - Non	Green	2.35	100%	2.35	100%	2.35	100%	9	1	6	1	CH	3	EP	3
CP-ODY-20-01	97.57	98.50	0.93	Gabbro	STO - Stockwork	VTN - 2-6cm	M-Medium grained	NP - Non	Grey-Green	0.93	100%	0.93	100%	0.93	100%	5	1	6	1	EP	3	CH	3
CP-ODY-20-01	98.50	101.52	3.02	Gabbro	STO - Stockwork	VTN - 2-6cm	M-Medium grained	NP - Non	Grey-Green	3.02	100%	3.02	100%	2.84	94%	10	12	6	1	EP	3	CH	3
CP-ODY-20-02	0.00	26.10	26.10	OVB - Overburden						0.75	3%												
CP-ODY-20-02	26.10	27.26	1.16	Ultra-mafic	STO - Stockwork	LAMK - 6-20mm	VF-Very fine to fine grained	NP - Non	Blue-grey	1.16	100%	1.16	100%	1.06	91%	8	6	4	1	CH	3	CA	3
CP-ODY-20-02	27.26	28.00	0.74	LC - Lost Core																			
CP-ODY-20-02	28.00	29.10	1.10	Ultra-mafic	STO - Stockwork	LAMK - 6-20mm	VF-Very fine to fine grained	NP - Non	Blue-grey	1.10	100%	1.05	95%	0.96	87%	7	3	4	1	CH	3	CA	3
CP-ODY-20-02	29.10	29.27	0.17	LC - Lost Core																			
CP-ODY-20-02	29.27	32.07	2.80	Ultra-mafic	STO - Stockwork	LAMK - 6-20mm	VF-Very fine to fine grained	NP - Non	Blue-grey	2.80	100%	2.45	88%	2.08	74%	5	6	5	1	CH	2	TC	3
CP-ODY-20-02	32.07	35.09	3.02	Ultra-mafic	STO - Stockwork	VTN - 2-6cm	VF-Very fine to fine grained	NP - Non	Blue-grey	3.02	100%	3.02	100%	2.78	92%	3	6	5	1	CH	2	CA	2
CP-ODY-20-02	35.09	38.06	2.97	Ultra-mafic	STO - Stockwork	VTN - 2-6cm	VF-Very fine to fine grained	NP - Non	Blue-grey	2.97	100%	2.97	100%	2.95	99%	1	6	5	1	CH	2	CA	2
CP-ODY-20-02	38.06	39.82	1.76	Ultra-mafic	STO - Stockwork	LAMK - 6-20mm	VF-Very fine to fine grained	NP - Non	Blue-grey	1.76	100%	1.62	92%	1.62	92%	2	2	5	1	CH	2	CA	2
CP-ODY-20-02	39.82	40.32	0.50	LC - Lost Core																			
CP-ODY-20-02	40.32	40.87	0.55	Ultra-mafic	STO - Stockwork	VTN - 2-6cm	VF-Very fine to fine grained	NP - Non	Blue-grey	0.55	100%	0.55	100%	0.55	100%	2	1	5	1	CH	2	CA	2
CP-ODY-20-02	40.87	43.94	3.07	Ultra-mafic	STO - Stockwork	VTN - 2-6cm	VF-Very fine to fine grained	NP - Non	Blue-grey	3.07	100%	3.04	99%	2.99	97%	10	6	5	1	CH	3	CA	2
CP-ODY-20-02	43.94	44.55	0.61	Ultra-mafic	STO - Stockwork	VTN - 2-6cm	VF-Very fine to fine grained	NP - Non	Blue-grey	0.61	100%	0.59	97%	0.49	80%	1	3	5	1	CH	2	CA	2
CP-ODY-20-02	44.55	45.16	0.61	Ultra-mafic	M AV- Massive	M AV- Massive	VF-Very fine to fine grained	NP - Non	Brown	0.61	100%	0.61	100%	0.55	90%	1	3	5	1	BT	4	CH	3
CP-ODY-20-02	45.16	47.10	1.94	Ultra-mafic	STO - Stockwork	VTN - 2-6cm	VF-Very fine to fine grained	NP - Non	Blue-grey	1.94	100%	1.91	98%	1.91	98%	1	3	5	1	CH	3	CA	2
CP-ODY-20-02	47.10	50.10	3.00	Ultra-mafic	STO - Stockwork	LAMK - 6-20mm	VF-Very fine to fine grained	NP - Non	Blue-grey	3.00	100%												

Hole ID	Depth From (m)	Depth To (m)	Length (m)	Lithology	Fabric	Fabric Spacing	Grain Size	Porosity	Colour	TCR (m)	TCR (%)	ASCR (m)	ASCR (%)	RQD (m)	RQD (%)	Count Fractures mech	Jn	R	W	Alteration Type	Alteration Intensity	Alteration Type	Alteration Intensity
CP-ODY-20-02	68.17	71.14	2.97	Ultra-mafic	STO - Stockwork	LAMK - 6-20mm	VF-Very fine to fine grained	NP - Non	Blue-grey	2.97	100%	2.97	100%	2.97	100%	10	3	5	1	CH	3	CA	2
CP-ODY-20-02	71.14	74.06	2.92	Ultra-mafic	STO - Stockwork	LAMK - 6-20mm	VF-Very fine to fine grained	NP - Non	Blue-grey	2.92	100%	2.92	100%	2.92	100%	6	4	5	1	CH	3	CA	2
CP-ODY-20-02	74.06	75.85	1.79	Ultra-mafic	STO - Stockwork	LAMK - 6-20mm	VF-Very fine to fine grained	NP - Non	Blue-grey	1.79	100%	1.79	100%	1.62	91%	3	3	5	1	CH	3	CA	2
CP-ODY-20-02	75.85	76.25	0.40	Ultra-mafic	M AV- Massive	M AV- Massive	VF-Very fine to fine grained	NP - Non	Grey-Green	0.40	100%	0.40	100%	0.38	95%	1	4	5	1	CH	4	EP	3
CP-ODY-20-02	76.25	77.42	1.17	Basalt	STO - Stockwork	LAMK - 6-20mm	M-Medium grained	NP - Non	Brown	1.17	100%	1.11	95%	1.11	95%	3	1	6	1	BT	2	CA	2
CP-ODY-20-02	77.42	78.24	0.82	Ultra-mafic	M AV- Massive	M AV- Massive	VF-Very fine to fine grained	NP - Non	Grey-Green	0.82	100%	0.82	100%	0.82	100%	7	1	5	1	CH	4	EP	3
CP-ODY-20-02	78.24	79.96	1.72	Ultra-mafic	STO - Stockwork	VTN - 2-6cm	VF-Very fine to fine grained	NP - Non	Blue-grey	1.72	100%	1.66	97%	1.57	91%	5	3	5	1	CH	3	EP	2
CP-ODY-20-02	79.96	82.88	2.92	Ultra-mafic	STO - Stockwork	VTN - 2-6cm	VF-Very fine to fine grained	NP - Non	Blue-grey	2.92	100%	2.75	94%	2.65	91%	2	6	5	1	CH	3	EP	2
CP-ODY-20-02	82.88	85.82	2.94	Ultra-mafic	STO - Stockwork	LAMK - 6-20mm	VF-Very fine to fine grained	NP - Non	Blue-grey	2.94	100%	2.94	100%	2.94	100%	7	3	5	1	CH	3	CA	3
CP-ODY-20-02	85.82	88.81	2.99	Ultra-mafic	STO - Stockwork	LAMK - 6-20mm	VF-Very fine to fine grained	NP - Non	Blue-grey	2.99	100%	2.99	100%	2.99	100%	8	6	5	1	CH	3	CA	2
CP-ODY-20-02	88.81	92.08	3.27	Ultra-mafic	STO - Stockwork	LAMK - 6-20mm	VF-Very fine to fine grained	NP - Non	Blue-grey	3.27	100%	3.27	100%	3.27	100%	3	3	5	1	CH	3	CA	2
CP-ODY-20-02	92.08	92.44	0.36	Ultra-mafic	STO - Stockwork	LAMK - 6-20mm	VF-Very fine to fine grained	NP - Non	Grey-Green	0.36	100%	0.36	100%	0.36	100%	0	2	5	1	EP	3	CH	3
CP-ODY-20-02	92.44	94.62	2.18	Gabbro	M AV- Massive	M AV- Massive	M-Medium grained	NP - Non	Grey-Green	2.18	100%	2.18	100%	2.18	100%	9	6	6	1	EP	3	CH	2
CP-ODY-20-02	94.62	97.71	3.09	Gabbro	STO - Stockwork	LAMK - 6-20mm	M-Medium grained	NP - Non	Grey-Green	3.09	100%	3.06	99%	3.01	97%	12	6	6	1	EP	3	CH	2
CP-ODY-20-02	97.71	97.99	0.28	Ultra-mafic	M AV- Massive	M AV- Massive	VF-Very fine to fine grained	NP - Non	Grey-Green	0.28	100%	0.28	100%	0.21	75%	1	1	5	1	EP	3	CH	3
CP-ODY-20-02	97.99	100.64	2.65	Ultra-mafic	STO - Stockwork	VTN - 2-6cm	VF-Very fine to fine grained	NP - Non	Blue-grey	2.65	100%	2.65	100%	2.63	99%	5	6	5	1	CH	3	CA	2
CP-ODY-20-02	100.64	103.65	3.01	Ultra-mafic	STO - Stockwork	VTN - 2-6cm	VF-Very fine to fine grained	NP - Non	Blue-grey	3.01	100%	2.95	98%	2.92	97%	12	6	5	1	CH	3	CA	2
CP-ODY-20-02	103.65	106.57	2.92	Ultra-mafic	STO - Stockwork	LAMK - 6-20mm	VF-Very fine to fine grained	NP - Non	Blue-grey	2.92	100%	2.92	100%	2.88	99%	4	3	4	1	CH	3	CA	3
CP-ODY-20-02	106.57	109.55	2.98	Ultra-mafic	STO - Stockwork	VTN - 2-6cm	VF-Very fine to fine grained	NP - Non	Blue-grey	2.98	100%	2.98	100%	2.98	100%	8	3	4	1	CH	3	CA	2
CP-ODY-20-02	109.55	112.32	2.77	Ultra-mafic	STO - Stockwork	LAMK - 6-20mm	VF-Very fine to fine grained	NP - Non	Blue-grey	2.77	100%	2.77	100%	2.74	99%	11	3	4	1	CH	3	CA	3
CP-ODY-20-02	112.32	115.23	2.91	Ultra-mafic	STO - Stockwork	LAMK - 6-20mm	VF-Very fine to fine grained	NP - Non	Blue-grey	2.91	100%	2.88	99%	2.76	95%	9	6	4	1	CH	3	CA	2
CP-ODY-20-02	115.23	118.15	2.92	Ultra-mafic	STO - Stockwork	VTN - 2-6cm	VF-Very fine to fine grained	NP - Non	Blue-grey	2.92	100%	2.74	94%	2.53	87%	7	6	4	1	CH	3	CA	2
CP-ODY-20-02	118.15	118.94	0.79	LC - Lost Core																			
CP-ODY-20-02	118.94	121.83	2.89	Mafic intrusion	FOL- Foliated	LAMN - <6mm	M-Medium grained	NP - Non	Grey-Green	2.89	100%	2.89	100%	2.75	95%	8	6	4	1	CH	3	CA	2
CP-ODY-20-02	121.83	122.55	0.72	Felsic intrusion	M AV- Massive	M AV- Massive	VF-Very fine to fine grained	NP - Non	Grey	0.72	100%	0.67	93%	0.67	93%	3	0.5	6	1	SIL	2	CH	2
CP-ODY-20-02	122.55	122.75	0.20	Mafic intrusion	FOL- Foliated	LAMN - <6mm	M-Medium grained	NP - Non	Grey-Green	0.20	100%	0.20	100%	0.2	100%	1	1	5	1	BT	3	CH	2
CP-ODY-20-02	122.75	123.02	0.27	Felsic intrusion	M AV- Massive	M AV- Massive	M-Medium grained	NP - Non	Grey-light	0.27	100%	0.27	100%	0.27	100%	1	0.5	6	1	SIL	3		
CP-ODY-20-02	123.02	123.17	0.15	Mafic intrusion	FOL- Foliated	LAMN - <6mm	M-Medium grained	NP - Non	Brown	0.15	100%	0.10	67%	0.1	67%	3	1	3	1	BT	4	CH	2
CP-ODY-20-02	123.17	125.03	1.86	Ultra-mafic	STO - Stockwork	VTN - 2-6cm	VF-Very fine to fine grained	NP - Non	Blue-grey	1.86	100%	1.86	100%	1.86	100%	5	1	5	1	CH	3	TC	2

Hole ID	Depth (m)	Lithology	Discontinuity Type	Quantity	Alpha (°)	Beta (°)	Orientation Confidence	Shape	Roughness	Infill Character	Pincipal Infill Type	Secondary Infill Type	Infill Thickness (mm)	Jr	Ja	Jcon
CP-ODY-20-01	14.5	Ultra-mafic	SP	1	88	-	4	CU	RO	SA	CA			3	2	25
CP-ODY-20-01	14.55	Ultra-mafic	JN	1	46	-	4	PL	SM	SA	CA			1	2	12
CP-ODY-20-01	14.74	Ultra-mafic	SP	1	81	-	4	IR	SM	SA	CA			2	2	20
CP-ODY-20-01	14.84	Ultra-mafic	SP	1	88	-	4	UN	SM	SA	CA			2	2	20
CP-ODY-20-01	14.93	Ultra-mafic	JN	1	60	-	4	UN	RO	DC	CA	OXY		3	3	25
CP-ODY-20-01	15.38	Ultra-mafic	SP	1	89	-	4	UN	SM	SA	CH			2	2	12
CP-ODY-20-01	15.72	Ultra-mafic	VN	1	23	-	4	PL	RO	CC	CA		1	1.5	3	20
CP-ODY-20-01	15.86	Ultra-mafic	JN	1	76	-	4	UN	RO	DC	CA			3	3	25
CP-ODY-20-01	15.95	Ultra-mafic	SP	1	75	-	4	CU	SM	SA	CA			2	2	20
CP-ODY-20-01	16.18	Ultra-mafic	SP	1	89	-	4	PL	SM	SA	CA			1	2	12
CP-ODY-20-01	16.38	Ultra-mafic	SP	1	90	-	4	UN	SM	SA	CA			2	2	20
CP-ODY-20-01	18.3	Ultra-mafic	JN	1	88	-	4	IR	RO	DC	CA	Gm		3	3	25
CP-ODY-20-01	18.55	Ultra-mafic	JN	1	65	-	4	UN	RO	DC	TC	Ca		3	4	20
CP-ODY-20-01	19.78	Ultra-mafic	VN	1	52	-	4	ST	SM	CC	CA		1	2	3	20
CP-ODY-20-01	19.84	Ultra-mafic	JN	1	23	-	4	UN	PO	CC	CH	CA		1.5	4	6
CP-ODY-20-01	19.92	Ultra-mafic	JN	1	62	-	4	UN	RO	SA	CA			3	2	25
CP-ODY-20-01	20.05	Ultra-mafic	JN	1	38	-	4	UN	RO	DC	CA	Gm		3	3	25
CP-ODY-20-01	20.11	Ultra-mafic	JN	1	70	-	4	UN	RO	SA	CA	Gm		3	2	25
CP-ODY-20-01	20.43	Ultra-mafic	JN	1	36	105	3	UN	RO	CC	CA	Gm		3	3	25
CP-ODY-20-01	20.57	Ultra-mafic	SP	1	85	122	3	IR	RO	DC	CA			3	3	25
CP-ODY-20-01	20.89	Ultra-mafic	JN	1	57	15	3	UN	RO	CC	CA	Gm		3	3	25
CP-ODY-20-01	20.93	Ultra-mafic	VN	1	61	18	3	CU	RO	CC	CA	TC	1	3	3	25
CP-ODY-20-01	21.47	Ultra-mafic	VN	1	63	356	3	ST	RO	CC	CA	HE	1	3	3	25
CP-ODY-20-01	21.6	Ultra-mafic	VN	1	63	360	3	PL	SM	CC	CA	TC	1	1	3	6
CP-ODY-20-01	22.18	Ultra-mafic	JN	1	82	11	3	UN	SM	DC	CA			2	3	20
CP-ODY-20-01	22.24	Ultra-mafic	JN	1	61	43	3	UN	RO	CC	CA			3	3	25
CP-ODY-20-01	22.31	Ultra-mafic	VN	1	30	25	3	ST	RO	CC	CA	TC	1	3	3	25
CP-ODY-20-01	22.63	Ultra-mafic	JN	1	60	329	3	PL	SM	DC	CA			1	3	12
CP-ODY-20-01	23.04	Ultra-mafic	JN	1	49	334	3	ST	RO	CC	CA			3	3	25
CP-ODY-20-01	23.34	Komatiite	JN	1	45	-	4	PL	RO	CC	CH	SILT		1.5	4	12
CP-ODY-20-01	23.53	Komatiite	JN	1	40	-	4	UN	SM	CC	CH	CA		2	4	12
CP-ODY-20-01	23.61	Komatiite	JN	1	66	-	4	UN	RO	CC	CH	CA		3	4	20
CP-ODY-20-01	23.73	Komatiite	JN	1	49	-	4	UN	SM	CC	CH	Gm		2	4	12
CP-ODY-20-01	23.8	Komatiite	JN	1	48	-	4	ST	RO	CC	BT	GM		3	4	20
CP-ODY-20-01	23.93	Komatiite	JN	1	36	-	4	ST	RO	DC	CA	CH		3	3	25
CP-ODY-20-01	24.28	Ultra-mafic	SP	1	87	-	4	CU	SM	SA	GM			2	2	12
CP-ODY-20-01	24.67	Ultra-mafic	SP	1	84	-	4	UN	SM	DC	CA			2	3	20
CP-ODY-20-01	24.95	Ultra-mafic	JN	1	45	-	4	ST	RO	DC	CA			3	3	25
CP-ODY-20-01	25.18	Ultra-mafic	SP	1	86	-	4	IR	SM	SA	CA			2	2	20
CP-ODY-20-01	25.45	Ultra-mafic	JN	1	79	-	4	UN	K	CC	CA			1.5	3	6
CP-ODY-20-01	25.53	Ultra-mafic	JN	1	7	-	4	UN	RO	DC	CA			3	3	25
CP-ODY-20-01	25.67	Ultra-mafic	SP	1	87	-	4	IR	RO	SA	CA			3	2	25
CP-ODY-20-01	25.89	Ultra-mafic	SP	1	88	-	4	UN	SM	SA	CA			2	2	20
CP-ODY-20-01	26.33	Ultra-mafic	SP	1	88	-	4	UN	SM	SA	CA			2	2	20
CP-ODY-20-01	26.96	Ultra-mafic	SP	1	90	360	3	UN	SM	CL				2	1	20
CP-ODY-20-01	27.59	Ultra-mafic	VN	1	37	229	3	IR	RO	CC	CA		2	3	3	25
CP-ODY-20-01	27.68	Ultra-mafic	JN	1	82	124	3	UN	RO	SA	CA			3	2	25
CP-ODY-20-01	27.88	Ultra-mafic	JN	1	29	142	3	CU	RO	DC	CA			3	3	25
CP-ODY-20-01	28.12	Ultra-mafic	SP	1	90	360	3	UN	SM	CL				2	1	20
CP-ODY-20-01	29.39	Ultra-mafic	JN	1	82	102	3	IR	RO	SA	CA			3	2	25
CP-ODY-20-01	29.99	Ultra-mafic	VN	1	41	10	3	UN	RO	CC	CA	TC	4	3	3	25
CP-ODY-20-01	30.23	Ultra-mafic	SP	1	76	153	3	IR	SM	CL				2	1	20
CP-ODY-20-01	30.7	Ultra-mafic	JN	1	54	113	3	IR	RO	SA	CA			3	2	25
CP-ODY-20-01	30.88	Ultra-mafic	VN	1	24	348	3	UN	RO	CC	CA	TC	16	3	3	25
CP-ODY-20-01	31.12	Ultra-mafic	JN	1	48	145	3	UN	RO	SA	CA			3	2	25
CP-ODY-20-01	31.36	Ultra-mafic	JN	1	66	155	3	UN	SM	CC	CH	CA		2	4	12
CP-ODY-20-01	31.77	Ultra-mafic	JN	1	63	-	4	ST	K	CC	CH	TC		1.5	4	6
CP-ODY-20-01	31.8	Ultra-mafic	JN	1	63	-	4	ST	PO	CC	CH	TC		1.5	4	6
CP-ODY-20-01	31.82	Ultra-mafic	JN	1	61	-	4	PL	SM	CC	CH	CA		1	4	12
CP-ODY-20-01	31.85	Ultra-mafic	JN	1	76	-	4	UN	SM	CC	CH	CA		2	4	12
CP-ODY-20-01	32.19	Ultra-mafic	JN	1	50	-	4	UN	RO	CC	EP	CA		3	3	25
CP-ODY-20-01	32.2	Ultra-mafic	SP	1	90	-	4	IR	SM	CC	BT			2	4	12
CP-ODY-20-01	32.25	Mafic intrusion	JN	1	60	-	4	UN	SM	CC	BT	CH		2	4	12
CP-ODY-20-01	32.29	Mafic intrusion	JN	1	72	-	4	UN	RO	DC	CH			3	4	20
CP-ODY-20-01	32.43	Mafic intrusion	JN	1	72	-	4	UN	RO	DC	CH	BT		3	4	20
CP-ODY-20-01	32.46	Mafic intrusion	JN	1	86	-	4	UN	VR	CC	CH	BT		3	4	20
CP-ODY-20-01	32.65	Mafic intrusion	JN	1	58	-	4	UN	RO	DC	CH			3	4	20
CP-ODY-20-01	32.73	Mafic intrusion	JN	1	53	-	4	ST	SM	CC	BT	SILT		2	4	12
CP-ODY-20-01	33.12	Ultra-mafic	SP	1	89	-	4	IR	SM	SA	CA			2	2	20
CP-ODY-20-01	33.25	Ultra-mafic	JN	1	65	-	4	UN	RO	DC	CA	CH		3	3	25
CP-ODY-20-01	33.58	Ultra-mafic	JN	1	54	-	4	UN	PO	CC	CH	CA		1.5	4	6
CP-ODY-20-01	33.68	Ultra-mafic	JN	1	56	-	4	UN	K	CC	CA	CH		1.5	3	6
CP-ODY-20-01	35.701	Ultra-mafic	JN	1	66	10	3	UN	PO	CC	CH	CA		1.5	4	6
CP-ODY-20-01	35.96	Ultra-mafic	JN	1	52	-	4	UN	PO	CC	CA	CH		1.5	3	6
CP-ODY-20-01	36	Ultra-mafic	JN	1	48	-	4	UN	RO	CC	CA	CH		3	3	25
CP-ODY-20-01	36.13	Ultra-mafic	JN	1	39	-	4	UN	SM	CC	CH	CA		2	4	12
CP-ODY-20-01	36.17	Ultra-mafic	JN	1	60	-	4	UN	PO	CC	CH	TC		1.5	4	6
CP-ODY-20-01	36.27	Ultra-mafic	JN	1	88	-	4	UN	PO	CC	CH	CA		1.5	4	6
CP-ODY-20-01	36.31	Ultra-mafic	SP	1	89	-	4	PL	SM	SA	TC			1	2	12
CP-ODY-20-01	36.36	Ultra-mafic	JN	1	52	-	4	UN	SM	CC	TC	CA		2	4	12
CP-ODY-20-01	36.41	Ultra-mafic	JN	1	51	-	4	CU	SM	CC	CA	TC		2	3	20
CP-ODY-20-01	36.47	Ultra-mafic	JN	1	68	-	4	UN	SM	CC	CA	CH		2	3	20
CP-ODY-20-01	36.51	Ultra-mafic	JN	1	59	-	4	UN	PO	CC	CA	TC		1.5	3	6
CP-ODY-20-01	36.56	Ultra-mafic	JN	1	55	-	4	UN	K	CC	CA	CH		1.5	3	6
CP-ODY-20-01	36.77	Ultra-mafic	SP	1	86	117	2	IR	SM	CC	BT	CH		2	4	12
CP-ODY-20-01	36.85	Porphyry	JN	1	38	46	2	UN	RO	CC	CH	CA		3	4	20
CP-ODY-20-01	37.02	Porphyry	SP	1	89	56	2	UN	RO	SA	CA			3	2	25
CP-ODY-20-01	37.43	Porphyry	JN	1	62	313	2	UN	RO	DC	BT	CA		3	4	20
CP-ODY-20-01	37.61	Porphyry	JN	1	54	183	2	UN	RO	DC	BT			3	4	20
CP-ODY-20-01	37.69	Porphyry	VN	1	58	314	2	UN	RO	CC	CA	BT	1	3	3	25
CP-ODY-20-01	37.77	Porphyry	JN	1	54	325	2	PL	RO	CC	BT	CA		1.5	4	12
CP-ODY-20-01	39.02	Porphyry	JN	1	58	4	2	UN	RO	DC	BT	CA		3	4	20

Hole ID	Depth (m)	Lithology	Discontinuity Type	Quantity	Alpha (°)	Beta (°)	Orientation Confidence	Shape	Roughness	Infill Character	Pincipal Infill Type	Secondary Infill Type	Infill Thickness (mm)	Jr	Ja	Jcon
CP-ODY-20-01	39.51	Porphyry	JN	1	52	276	2	UN	RO	DC	BT	CA		3	4	20
CP-ODY-20-01	39.7	Porphyry	JN	1	32	325	2	PL	K	CC	CH	PY		0.5	4	6
CP-ODY-20-01	40.1	Porphyry	JN	1	30	356	2	UN	SM	CC	BT	CH		2	4	12
CP-ODY-20-01	40.54	Porphyry	JN	1	28	9	2	CU	SM	CC	BT	OXY		2	4	12
CP-ODY-20-01	41.26	Porphyry	VN	1	34	19	3	ST	RO	CC	CH	GM	1	3	4	20
CP-ODY-20-01	41.57	Basalt	JN	1	55	360	3	CU	RO	CC	CH			3	4	20
CP-ODY-20-01	41.64	Basalt	JN	1	51	16	3	UN	SM	CC	CH	EP		2	4	12
CP-ODY-20-01	41.86	Basalt	JN	1	21	348	3	UN	SM	CC	CA	GM	1	2	3	20
CP-ODY-20-01	43.03	Ultra-mafic	JN	1	66	-	4	IR	RO	DC	CA			3	3	25
CP-ODY-20-01	44.94	Ultra-mafic	SP	1	89	-	4	ST	SM	SA	GM			2	2	12
CP-ODY-20-01	45.32	Ultra-mafic	JN	1	66	-	4	UN	SM	CC	CA			2	3	20
CP-ODY-20-01	45.53	Ultra-mafic	SP	1	90	-	4	UN	SM	CC	CA	GM		2	3	20
CP-ODY-20-01	45.75	Ultra-mafic	JN	1	21	-	4	UN	RO	DC	CA	CH		3	3	25
CP-ODY-20-01	45.94	Ultra-mafic	VN	1	29	-	4	UN	RO	CC	CA		2	3	3	25
CP-ODY-20-01	46.27	Ultra-mafic	JN	1	31	-	4	ST	RO	CC	TC	CA		3	4	20
CP-ODY-20-01	46.4	Ultra-mafic	JN	1	70	-	4	IR	RO	SA	CA			3	2	25
CP-ODY-20-01	46.83	Ultra-mafic	SP	1	89	-	4	UN	SM	CL				2	1	20
CP-ODY-20-01	47.3	Ultra-mafic	JN	1	60	-	4	UN	RO	DC	CA	CH		3	3	25
CP-ODY-20-01	47.4	Ultra-mafic	SP	1	87	-	4	IR	RO	DC	CA			3	3	25
CP-ODY-20-01	47.61	Ultra-mafic	JN	1	81	-	4	UN	RO	DC	CA			3	3	25
CP-ODY-20-01	47.79	Ultra-mafic	SP	1	87	-	4	IR	RO	DC	BT	CA		3	4	20
CP-ODY-20-01	47.9	Ultra-mafic	JN	1	56	-	4	UN	SM	DC	BT	CA		2	4	12
CP-ODY-20-01	48.11	Ultra-mafic	JN	1	89	-	4	IR	SM	SA	GM			2	2	12
CP-ODY-20-01	48.17	Ultra-mafic	JN	1	69	-	4	PL	SM	DC	BT			1	4	12
CP-ODY-20-01	48.26	Ultra-mafic	JN	1	61	-	4	IR	RO	SA	CA			3	2	25
CP-ODY-20-01	48.3	Ultra-mafic	SP	1	86	-	4	PL	SM	CC	CA			1	3	12
CP-ODY-20-01	48.4	Ultra-mafic	SP	1	88	-	4	UN	SM	DC	CA			2	3	20
CP-ODY-20-01	48.49	Ultra-mafic	JN	1	62	-	4	UN	SM	DC	CA			2	3	20
CP-ODY-20-01	48.58	Ultra-mafic	JN	1	61	-	4	UN	SM	CC	CA			2	3	20
CP-ODY-20-01	48.68	Ultra-mafic	SP	1	82	-	4	IR	SM	CL				2	1	20
CP-ODY-20-01	48.81	Ultra-mafic	JN	1	73	-	4	CU	SM	DC	GM			2	4	12
CP-ODY-20-01	48.88	Ultra-mafic	SP	1	89	-	4	UN	SM	CL				2	1	20
CP-ODY-20-01	49.14	Ultra-mafic	JN	1	46	-	4	PL	SM	DC	BT	CA		1	4	12
CP-ODY-20-01	49.24	Ultra-mafic	SP	1	88	-	4	UN	SM	SA	TC			2	2	12
CP-ODY-20-01	49.46	Mafic intrusion	SP	1	87	-	4	IR	SM	CC	BT			2	4	12
CP-ODY-20-01	49.59	Mafic intrusion	JN	1	67	-	4	UN	K	CC	CA	GM		1.5	3	6
CP-ODY-20-01	49.77	Mafic intrusion	CO	1	55	-	4	UN	PO	CC	CH	GM		1.5	4	6
CP-ODY-20-01	49.97	Porphyry	JN	1	69	-	4	UN	RO	DC	CA	BT		3	3	25
CP-ODY-20-01	50.06	Porphyry	JN	1	84	-	4	ST	RO	CC	BT	CA		3	4	20
CP-ODY-20-01	51.75	Porphyry	JN	1	36	67	3	UN	RO	CC	BT	CA		3	4	20
CP-ODY-20-01	52.29	Porphyry	JN	1	64	202	3	UN	RO	DC	CA			3	3	25
CP-ODY-20-01	53.74	Porphyry	JN	1	84	269	3	UN	RO	CC	CA	OXY		3	3	25
CP-ODY-20-01	54.15	Porphyry	JN	1	44	132	3	UN	RO	CC	CH	CA		3	4	20
CP-ODY-20-01	55.86	Ultra-mafic	JN	1	63	-	4	ST	RO	CC	BT	CH		3	4	20
CP-ODY-20-01	55.98	Ultra-mafic	SP	1	88	-	4	CU	SM	CL				2	1	20
CP-ODY-20-01	56.42	Ultra-mafic	VN	1	5	-	4	UN	RO	CC	CA		6	3	3	25
CP-ODY-20-01	56.86	Ultra-mafic	SP	1	89	-	4	UN	SM	DC	CH	CA		2	4	12
CP-ODY-20-01	57.45	Ultra-mafic	VN	1	58	-	4	ST	RO	CC	CA	TC	3	3	3	25
CP-ODY-20-01	57.61	Ultra-mafic	VN	1	57	-	4	UN	RO	CC	CA	TC	2	3	3	25
CP-ODY-20-01	57.98	Ultra-mafic	SP	1	88	-	4	UN	SM	DC	CA	TC		2	3	20
CP-ODY-20-01	58.1	Ultra-mafic	JN	1	52	-	4	ST	SM	CC	CA			2	3	20
CP-ODY-20-01	58.27	Ultra-mafic	JN	1	73	-	4	UN	K	CC	CA			1.5	3	6
CP-ODY-20-01	58.39	Ultra-mafic	JN	1	80	-	4	UN	SM	CC	CA			2	3	20
CP-ODY-20-01	58.53	Ultra-mafic	SP	1	87	247	3	UN	SM	CC	CA	TC		2	3	20
CP-ODY-20-01	58.67	Ultra-mafic	JN	1	75	51	3	ST	RO	CC	CA		5	3	3	25
CP-ODY-20-01	58.72	Ultra-mafic	JN	1	42	23	3	UN	SM	CC	CA	CH		2	3	20
CP-ODY-20-01	60.14	Ultra-mafic	JN	1	65	53	3	UN	RO	CC	CA	TC		3	3	25
CP-ODY-20-01	60.18	Ultra-mafic	SP	1	81	47	3	UN	RO	CL				3	1	25
CP-ODY-20-01	60.6	Ultra-mafic	JN	1	48	252	3	UN	RO	DC	CA			3	3	25
CP-ODY-20-01	60.94	Ultra-mafic	SP	1	77	172	3	IR	RO	SA	CA			3	2	25
CP-ODY-20-01	61.18	Ultra-mafic	VN	1	70	174	3	UN	RO	CC	CA	TC	1	3	3	25
CP-ODY-20-01	61.26	Ultra-mafic	VN	1	52	300	3	UN	RO	CC	CA	TC	1	3	3	25
CP-ODY-20-01	61.53	Ultra-mafic	JN	1	53	161	3	IR	RO	DC	CA			3	3	25
CP-ODY-20-01	61.62	Ultra-mafic	SP	1	86	220	3	UN	SM	DC	CA	TC		2	3	20
CP-ODY-20-01	62.45	Ultra-mafic	JN	1	50	216	3	UN	RO	DC	CA			3	3	25
CP-ODY-20-01	62.87	Ultra-mafic	VN	1	76	101	3	UN	SM	CC	CA	TC	1	2	3	20
CP-ODY-20-01	63.06	Ultra-mafic	JN	1	78	143	3	UN	RO	CC	CA	TC		3	3	25
CP-ODY-20-01	63.47	Ultra-mafic	JN	1	66	-	4	ST	K	CC	CA	CH		1.5	3	6
CP-ODY-20-01	63.68	Ultra-mafic	VN	1	44	-	4	PL	RO	CC	CA	CH	1	1.5	3	20
CP-ODY-20-01	64.22	Ultra-mafic	SP	1	63	-	4	UN	RO	DC	CA			3	3	25
CP-ODY-20-01	64.42	Ultra-mafic	JN	1	61	-	4	UN	RO	DC	CA			3	3	25
CP-ODY-20-01	64.49	Ultra-mafic	JN	1	52	-	4	UN	RO	DC	CA	CH		3	3	25
CP-ODY-20-01	64.57	Ultra-mafic	JN	1	67	-	4	UN	RO	CC	CA	CH		3	3	25
CP-ODY-20-01	64.65	Ultra-mafic	SP	1	88	-	4	UN	SM	SA	TC			2	2	12
CP-ODY-20-01	64.68	Ultra-mafic	JN	1	77	348	3	UN	RO	DC	CA			3	3	25
CP-ODY-20-01	65.58	Ultra-mafic	JN	1	66	237	3	UN	RO	SA	CA			3	2	25
CP-ODY-20-01	65.75	Ultra-mafic	VN	1	52	272	3	UN	RO	CC	CA		1	3	3	25
CP-ODY-20-01	65.79	Ultra-mafic	JN	1	67	292	3	ST	RO	SA	CA			3	2	25
CP-ODY-20-01	66.38	Ultra-mafic	VN	1	61	39	3	UN	K	CC	CA		2	1.5	3	6
CP-ODY-20-01	67.15	Ultra-mafic	SP	1	78	327	3	IR	RO	SA	CA			3	2	25
CP-ODY-20-01	68.97	Ultra-mafic	VN	1	22	139	3	UN	K	CC	CA	TC	6	1.5	3	0
CP-ODY-20-01	69.23	Ultra-mafic	JN	1	75	115	3	ST	RO	SA	OM			3	2	25
CP-ODY-20-01	69.94	Ultra-mafic	JN	1	61	150	3	ST	RO	CC	CA			3	3	25
CP-ODY-20-01	70.72	Ultra-mafic	SP	1	88	293	3	UN	SM	CL				2	1	20
CP-ODY-20-01	71.27	Ultra-mafic	JN	1	66	212	3	UN	RO	DC	CA			3	3	25
CP-ODY-20-01	71.75	Ultra-mafic	JN	1	77	200	3	ST	RO	DC	CA			3	3	25
CP-ODY-20-01	72.26	Ultra-mafic	VN	1	48	1	3	UN	K	CC	CA	TC	3	1.5	3	6
CP-ODY-20-01	72.45	Ultra-mafic	JN	1	58	25	3	UN	SM	DC	CA			2	3	20
CP-ODY-20-01	72.81	Ultra-mafic	VN	1	51	40	3	UN	RO	CC	CA	TC	4	3	3	25
CP-ODY-20-01	72.87	Ultra-mafic	JN	1	54	100	3	UN	SM	CC	CA			2	3	20
CP-ODY-20-01	73.02	Ultra-mafic	JN	1	70	185	3	CU	RO	CC	CA			3	3	25
CP-ODY-20-01	73.31	Ultra-mafic	JN	1	77	182	3	ST	SM	SA	CA			2	2	20

Hole ID	Depth (m)	Lithology	Discontinuity Type	Quantity	Alpha (°)	Beta (°)	Orientation Confidence	Shape	Roughness	Infill Character	Pincipal Infill Type	Secondary Infill Type	Infill Thickness (mm)	Jr	Ja	Jcon
CP-ODY-20-01	73.53	Ultra-mafic	VN	1	52	70	3	UN	RO	CC	CA		0.5	3	3	25
CP-ODY-20-01	73.62	Ultra-mafic	JN	1	71	81	3	UN	RO	DC	CA			3	3	25
CP-ODY-20-01	73.81	Ultra-mafic	SP	1	89	155	3	UN	SM	CL				2	1	20
CP-ODY-20-01	76.64	Ultra-mafic	JN	1	90	-	4	UN	RO	CL				3	1	25
CP-ODY-20-01	77.47	Ultra-mafic	VN	1	63	218	3	CU	RO	CC	CA	OM	2	3	3	25
CP-ODY-20-01	78.13	Ultra-mafic	JN	1	76	191	3	UN	RO	CC	CA			3	3	25
CP-ODY-20-01	78.59	Ultra-mafic	JN	1	60	205	3	UN	SM	DC	CA			2	3	20
CP-ODY-20-01	79.21	Ultra-mafic	JN	1	61	87	3	CU	RO	DC	CA			3	3	25
CP-ODY-20-01	79.54	Ultra-mafic	VN	1	56	320	3	ST	RO	CC	CA		0.5	3	3	25
CP-ODY-20-01	79.83	Ultra-mafic	JN	1	50	355	3	UN	RO	DC	CA			3	3	25
CP-ODY-20-01	80.09	Ultra-mafic	JN	1	64	307	3	UN	RO	CC	CH	CA		3	4	20
CP-ODY-20-01	80.26	Basalt	JN	1	77	130	3	UN	SM	CC	CH	CA		2	4	12
CP-ODY-20-01	80.62	Basalt	VN	1	46	-	4	UN	RO	CC	CA	CH		3	3	25
CP-ODY-20-01	80.78	Basalt	JN	1	26	-	4	UN	SM	DC	CH	CA		2	4	12
CP-ODY-20-01	80.98	Basalt	JN	1	60	-	4	CU	PO	CC	CH	CA		1.5	4	6
CP-ODY-20-01	81.09	Basalt	JN	1	25	-	4	UN	SM	CC	GM	BT		2	4	12
CP-ODY-20-01	81.45	Basalt	JN	1	24	-	4	UN	RO	IN	GM	CA	1	1	4	20
CP-ODY-20-01	81.52	Ultra-mafic	JN	1	68	-	4	UN	SM	DC	CA	GM		2	3	20
CP-ODY-20-01	81.71	Ultra-mafic	JN	1	68	-	4	UN	SM	DC	CA			2	3	20
CP-ODY-20-01	82.04	Ultra-mafic	VN	1	28	-	4	CU	SM	CC	CA	CH	1	2	3	20
CP-ODY-20-01	82.16	Ultra-mafic	VN	1	38	-	4	UN	K	CC	CA	CH	1	1.5	3	6
CP-ODY-20-01	82.52	Ultra-mafic	SP	1	86	-	4	UN	SM	DC	CA			2	3	20
CP-ODY-20-01	82.58	Ultra-mafic	VN	1	58	-	4	CU	RO	CC	CA	TC	1	3	3	25
CP-ODY-20-01	83.29	Basalt	JN	1	68	-	4	ST	RO	DC	CH	CA		3	4	20
CP-ODY-20-01	83.86	Basalt	JN	1	59	-	4	UN	SM	DC	CH	GM		2	4	12
CP-ODY-20-01	85.27	Basalt	JN	1	42	186	3	UN	RO	DC	CA	CH		3	3	25
CP-ODY-20-01	85.36	Basalt	JN	1	59	195	3	CU	RO	DC	CA	CH		3	3	25
CP-ODY-20-01	85.59	Basalt	JN	1	62	246	3	ST	RO	CC	CH	GM		3	4	20
CP-ODY-20-01	85.78	Basalt	VN	1	45	146	3	ST	RO	CC	CA	CH	1	3	3	25
CP-ODY-20-01	85.96	Basalt	JN	1	61	100	3	ST	RO	CC	CA	CH		3	3	25
CP-ODY-20-01	86.46	Basalt	JN	1	52	-	4	UN	RO	SA	CA	GM		3	2	25
CP-ODY-20-01	87.44	Basalt	JN	1	35	-	4	UN	PO	CC	BT	CH		1.5	4	6
CP-ODY-20-01	87.59	Basalt	JN	1	50	-	4	ST	SM	CC	BT	CH		2	4	12
CP-ODY-20-01	87.98	Basalt	JN	1	38	-	4	CU	PO	CC	BT	CA		1.5	4	6
CP-ODY-20-01	88.02	Basalt	JN	1	75	-	4	CU	RO	DC	BT	CH		3	4	20
CP-ODY-20-01	89.67	Ultra-mafic	JN	1	38	117	3	UN	SM	CC	BT	CA		2	4	12
CP-ODY-20-01	89.9	Ultra-mafic	JN	1	20	318	3	UN	K	CC	BT	CH		1.5	4	6
CP-ODY-20-01	90.34	Ultra-mafic	JN	1	63	102	3	UN	RO	CC	GM	CA		3	4	20
CP-ODY-20-01	90.62	Ultra-mafic	JN	1	68	192	3	UN	RO	CC	CA			3	3	25
CP-ODY-20-01	90.72	Ultra-mafic	JN	1	71	166	3	UN	PO	CC	CH	CA		1.5	4	6
CP-ODY-20-01	90.95	Ultra-mafic	JN	1	66	181	3	UN	RO	DC	CA			3	3	25
CP-ODY-20-01	91.49	Ultra-mafic	JN	1	54	124	3	UN	RO	CC	BT			3	4	20
CP-ODY-20-01	93.93	Ultra-mafic	JN	1	72	-	4	UN	K	CC	CH	CA		1.5	4	6
CP-ODY-20-01	94	Ultra-mafic	VN	1	36	-	4	UN	K	IN	BT	GM	2	0.5	4	6
CP-ODY-20-01	94.14	Ultra-mafic	JN	1	58	-	4	UN	RO	DC	CA	CH		3	3	25
CP-ODY-20-01	94.22	Ultra-mafic	JN	1	60	-	4	UN	RO	CC	GM	CH		3	4	20
CP-ODY-20-01	94.8	Ultra-mafic	VN	1	50	324	3	UN	K	CC	CA	GM		1.5	3	6
CP-ODY-20-01	94.98	Ultra-mafic	JN	1	59	302	3	UN	SM	CC	BT	CH		2	4	12
CP-ODY-20-01	95.03	Ultra-mafic	JN	1	35	340	3	CU	PO	CC	GM	CH		1.5	4	6
CP-ODY-20-01	95.12	Ultra-mafic	JN	1	35	340	3	UN	K	CC	CH	GM		1.5	4	6
CP-ODY-20-01	96.74	Basalt	JN	1	75	153	3	UN	RO	DC	CA	CH		3	3	25
CP-ODY-20-01	97.33	Basalt	JN	1	81	350	3	ST	SM	CC	CH	CA		2	4	12
CP-ODY-20-01	98.41	Gabbro	JN	1	79	154	3	UN	SM	SA	CA	OM		2	2	20
CP-ODY-20-01	98.76	Gabbro	JN	1	42	271	3	ST	RO	CC	CA	CH		3	3	25
CP-ODY-20-01	99.2	Gabbro	JN	1	49	132	3	UN	RO	CC	CA	CH		3	3	25
CP-ODY-20-01	99.28	Gabbro	JN	1	71	80	3	UN	K	CC	CA	CH		1.5	3	6
CP-ODY-20-01	99.72	Gabbro	JN	1	48	93	3	UN	RO	DC	CA			3	3	25
CP-ODY-20-01	100.15	Gabbro	JN	1	70	91	3	UN	RO	DC	HE	CA		3	3	25
CP-ODY-20-01	100.43	Gabbro	JN	1	52	184	3	UN	RO	CC	CA	CH		3	3	25
CP-ODY-20-01	100.53	Gabbro	JN	1	70	230	3	UN	RO	CC	BT	CA		3	4	20
CP-ODY-20-01	100.85	Gabbro	JN	1	68	252	3	UN	PO	CC	CH	CA		1.5	4	6
CP-ODY-20-01	101.02	Gabbro	JN	1	70	78	3	CU	PO	CC	CH	CA		1.5	4	6
CP-ODY-20-01	101.52	Gabbro	JN	1	58	310	3	PL	SM	CC	CH	CA		1	4	12
CP-ODY-20-02	26.3	Ultra-mafic	SP	1	89	-	4	UN	RO	SA	CA			3	2	25
CP-ODY-20-02	26.63	Ultra-mafic	JN	1	28	-	4	UN	RO	CC	CA	CH		3	3	25
CP-ODY-20-02	26.65	Ultra-mafic	JN	1	34	-	4	UN	PO	CC	CH	CA		1.5	4	6
CP-ODY-20-02	26.69	Ultra-mafic	JN	1	48	-	4	UN	RO	DC	CA	CH		3	3	25
CP-ODY-20-02	26.92	Ultra-mafic	JN	1	58	-	4	CU	RO	CC	CH	CA		3	4	20
CP-ODY-20-02	27.09	Ultra-mafic	SP	1	84	-	4	UN	SM	SA	CA			2	2	20
CP-ODY-20-02	27.13	Ultra-mafic	JN	1	65	-	4	CU	RO	CC	CA			3	3	25
CP-ODY-20-02	28.31	Ultra-mafic	SP	1	89	-	4	CU	SM	DC	CA	GM		2	3	20
CP-ODY-20-02	28.48	Ultra-mafic	SP	1	86	-	4	UN	RO	CL				3	1	25
CP-ODY-20-02	28.68	Ultra-mafic	SP	1	90	-	4	UN	RO	CL				3	1	25
CP-ODY-20-02	28.81	Ultra-mafic	VN	1	62	-	4	UN	RO	CC	CA		1	3	3	25
CP-ODY-20-02	28.9	Ultra-mafic	SP	1	88	-	4	CU	SM	SA	CA			2	2	20
CP-ODY-20-02	29.02	Ultra-mafic	VN	1	74	-	4	UN	RO	CC	CA	TC	1	3	3	25
CP-ODY-20-02	29.54	Ultra-mafic	SP	1	88	-	4	CU	RO	SA	CA			3	2	25
CP-ODY-20-02	29.65	Ultra-mafic	JN	1	53	-	4	UN	RO	DC	CA	TC		3	3	25
CP-ODY-20-02	29.7	Ultra-mafic	SP	1	84	-	4	UN	SM	CL				2	1	20
CP-ODY-20-02	30.12	Ultra-mafic	SP	1	90	-	4	PL	SM	SA	CA			1	2	12
CP-ODY-20-02	30.23	Ultra-mafic	SP	1	88	-	4	CU	SM	DC	CA			2	3	20
CP-ODY-20-02	30.4	Ultra-mafic	SP	1	89	-	4	CU	SM	SA	CA			2	2	20
CP-ODY-20-02	30.51	Ultra-mafic	SP	1	81	-	4	UN	RO	CL				3	1	25
CP-ODY-20-02	30.54	Ultra-mafic	SP	1	86	-	4	UN	SM	CL				2	1	20
CP-ODY-20-02	30.67	Ultra-mafic	SP	1	80	-	4	ST	SM	CC	CA	TC	10	2	3	20
CP-ODY-20-02	30.83	Ultra-mafic	SP	1	87	-	4	CU	SM	DC	CA			2	3	20
CP-ODY-20-02	31.03	Ultra-mafic	SP	1	90	-	4	UN	SM	CL				2	1	20
CP-ODY-20-02	31.11	Ultra-mafic	VN	1	35	-	4	UN	RO	CC	CA	TC	4	3	3	25
CP-ODY-20-02	31.22	Ultra-mafic	JN	1	54	-	4	UN	VR	CC	CA			3	3	25
CP-ODY-20-02	31.32	Ultra-mafic	SP	1	88	-	4	UN	SM	DC	TC	CA		2	4	12
CP-ODY-20-02	31.66	Ultra-mafic	VN	1	46	360	3	CU	RO	CC	CA	TC	5	3	3	25
CP-ODY-20-02	31.91	Ultra-mafic	SP	1	90	328	3	CU	SM	SA	CA			2	2	20

Hole ID	Depth (m)	Lithology	Discontinuity Type	Quantity	Alpha (°)	Beta (°)	Orientation Confidence	Shape	Roughness	Infill Character	Pincipal Infill Type	Secondary Infill Type	Infill Thickness (mm)	Jr	Ja	Jcon
CP-ODY-20-02	32.07	Ultra-mafic	SP	1	87	-	4	UN	SM	CL				2	1	20
CP-ODY-20-02	32.29	Ultra-mafic	VN	1	42	-	4	UN	RO	CC	CA	CH	1	3	3	25
CP-ODY-20-02	32.35	Ultra-mafic	JN	1	33	-	4	UN	PO	CC	CH	CA		1.5	4	6
CP-ODY-20-02	32.96	Ultra-mafic	JN	1	67	-	4	UN	RO	CC	CA			3	3	25
CP-ODY-20-02	33.48	Ultra-mafic	JN	1	74	-	4	IR	RO	DC	CA	TC		3	3	25
CP-ODY-20-02	33.61	Ultra-mafic	VN	1	58	-	4	UN	K	CC	CA		1	1.5	3	6
CP-ODY-20-02	33.93	Ultra-mafic	SP	1	85	-	4	UN	SM	DC	CA			2	3	20
CP-ODY-20-02	34.02	Ultra-mafic	VN	1	64	-	4	UN	RO	CC	CA		0.5	3	3	25
CP-ODY-20-02	34.2	Ultra-mafic	SP	1	81	298	3	UN	SM	SA	CA			2	2	20
CP-ODY-20-02	34.41	Ultra-mafic	JN	1	64	212	3	UN	RO	CC	CA			3	3	25
CP-ODY-20-02	34.64	Ultra-mafic	VN	1	54	11	3	UN	RO	DC	CA			3	3	25
CP-ODY-20-02	34.73	Ultra-mafic	JN	1	61	212	3	UN	RO	SA	CA			3	2	25
CP-ODY-20-02	35.11	Ultra-mafic	JN	1	78	82	3	PL	SM	CC	CA			1	3	12
CP-ODY-20-02	35.82	Ultra-mafic	VN	1	36	278	3	UN	RO	CC	CA		3	3	3	25
CP-ODY-20-02	36.18	Ultra-mafic	JN	1	71	196	3	CU	RO	DC	CA			3	3	25
CP-ODY-20-02	36.46	Ultra-mafic	JN	1	67	-	4	PL	SM	SA	CA			1	2	12
CP-ODY-20-02	36.48	Ultra-mafic	VN	1	66	-	4	UN	SM	CC	CA		3	2	3	20
CP-ODY-20-02	36.76	Ultra-mafic	JN	1	66	-	4	UN	RO	CC	CA			3	3	25
CP-ODY-20-02	36.88	Ultra-mafic	JN	1	59	-	4	UN	RO	CC	TC	CA		3	4	20
CP-ODY-20-02	37.23	Ultra-mafic	SP	1	87	-	4	UN	SM	CL				2	1	20
CP-ODY-20-02	37.87	Ultra-mafic	SP	1	87	-	4	CU	RO	DC	CA			3	3	25
CP-ODY-20-02	38.06	Ultra-mafic	SP	1	88	-	4	CU	SM	CL				2	1	20
CP-ODY-20-02	38.57	Ultra-mafic	JN	1	66	-	4	UN	RO	DC	CA			3	3	25
CP-ODY-20-02	39.2	Ultra-mafic	JN	1	66	-	4	ST	RO	DC	CA			3	3	25
CP-ODY-20-02	40.95	Ultra-mafic	VN	1	40	-	4	ST	RO	CC	CA	TC	4	3	3	25
CP-ODY-20-02	41.2	Ultra-mafic	VN	1	68	-	4	UN	RO	CC	CA	CH		3	3	25
CP-ODY-20-02	41.6	Ultra-mafic	JN	1	74	-	4	IR	RO	DC	CA			3	3	25
CP-ODY-20-02	42.72	Ultra-mafic	JN	1	50	-	4	ST	RO	DC	CA	CH		3	3	25
CP-ODY-20-02	42.77	Ultra-mafic	VN	1	11	-	4	UN	RO	CC	CA	CH	7	3	3	25
CP-ODY-20-02	43.58	Ultra-mafic	SP	1	89	50	3	UN	SM	SA	CA			2	2	20
CP-ODY-20-02	44.14	Ultra-mafic	VN	1	58	-	4	UN	RO	CC	CA	CH	1	3	3	25
CP-ODY-20-02	44.16	Ultra-mafic	VN	1	49	-	4	CU	K	CC	CA	CH	2	1.5	3	6
CP-ODY-20-02	44.47	Ultra-mafic	VN	1	53	-	4	UN	RO	CC	CA		1	3	3	25
CP-ODY-20-02	44.55	Ultra-mafic	JN	1	69	-	4	UN	SM	CC	CA	CH		2	3	20
CP-ODY-20-02	44.76	Ultra-mafic	SP	1	90	-	4	UN	SM	CC	BT	CH		2	4	12
CP-ODY-20-02	44.9	Ultra-mafic	JN	1	87	-	4	UN	SM	CC	CA	CH		2	3	20
CP-ODY-20-02	44.96	Ultra-mafic	JN	1	40	-	4	UN	RO	CC	CH	BT		3	4	20
CP-ODY-20-02	45.12	Ultra-mafic	JN	1	53	-	4	UN	RO	CC	CH	GM		3	4	20
CP-ODY-20-02	45.37	Ultra-mafic	SP	1	87	-	4	UN	SM	DC	CA			2	3	20
CP-ODY-20-02	46.03	Ultra-mafic	JN	1	59	-	4	UN	RO	SA	CA			3	2	25
CP-ODY-20-02	46.38	Ultra-mafic	SP	1	88	235	3	CU	SM	SA	CA			2	2	20
CP-ODY-20-02	47.58	Ultra-mafic	JN	1	70	255	3	UN	RO	CC	CA			3	3	25
CP-ODY-20-02	47.96	Ultra-mafic	VN	1	65	322	3	CU	SM	CC	CA		0.5	2	3	20
CP-ODY-20-02	48.23	Ultra-mafic	JN	1	77	330	3	UN	SM	DC	CA			2	3	20
CP-ODY-20-02	48.36	Ultra-mafic	VN	1	62	20	3	ST	RO	CC	CA	TC	1	3	3	25
CP-ODY-20-02	48.44	Ultra-mafic	VN	1	69	171	3	CU	SM	CC	CA		0.5	2	3	20
CP-ODY-20-02	48.83	Ultra-mafic	JN	1	77	210	3	UN	SM	CC	CH	CA		2	4	12
CP-ODY-20-02	48.94	Ultra-mafic	SP	1	90	80	3	UN	SM	SA	CA	CH		2	2	20
CP-ODY-20-02	48.95	Ultra-mafic	JN	1	63	-	4	UN	RO	CC	CA	CH		3	3	25
CP-ODY-20-02	49.56	Ultra-mafic	SP	1	90	-	4	UN	SM	CC	CH	CA		2	4	12
CP-ODY-20-02	49.79	Ultra-mafic	VN	1	77	329	3	CU	RO	CC	CA		1	3	3	25
CP-ODY-20-02	50.16	Ultra-mafic	VN	1	58	11	3	UN	RO	CC	CA	CH	4	3	3	25
CP-ODY-20-02	50.65	Ultra-mafic	JN	1	45	154	3	UN	SM	CC	CA			2	3	20
CP-ODY-20-02	51.47	Ultra-mafic	JN	1	79	23	3	UN	SM	CC	CA			2	3	20
CP-ODY-20-02	51.91	Ultra-mafic	VN	1	66	91	3	UN	RO	CC	CA	TC	10	3	3	25
CP-ODY-20-02	52.43	Ultra-mafic	VN	1	88	26	3	UN	RO	CC	CA		1	3	3	25
CP-ODY-20-02	52.53	Ultra-mafic	VN	1	49	158	3	UN	RO	CC	CA		1	3	3	25
CP-ODY-20-02	52.59	Ultra-mafic	JN	1	30	146	3	UN	RO	CC	CA			3	3	25
CP-ODY-20-02	53.08	Ultra-mafic	JN	1	25	212	3	UN	RO	DC	CA	CH		3	3	25
CP-ODY-20-02	53.55	Basalt	SP	1	85	213	3	CU	RO	CC	BT	CH		3	4	20
CP-ODY-20-02	53.58	Basalt	JN	1	64	-	4	CU	RO	CC	GM	CH		3	4	20
CP-ODY-20-02	53.79	Basalt	JN	1	77	-	4	UN	SM	CC	CH	CA		2	4	12
CP-ODY-20-02	53.99	Basalt	JN	1	45	-	4	CU	SM	CC	CH	CA		2	4	12
CP-ODY-20-02	54.59	Basalt	SP	1	77	-	4	IR	RO	DC	CA			3	3	25
CP-ODY-20-02	54.79	Basalt	JN	1	75	-	4	UN	SM	DC	CA			2	3	20
CP-ODY-20-02	55.2	Basalt	SP	1	88	20	3	UN	RO	DC	CA			3	3	25
CP-ODY-20-02	55.44	Basalt	SP	1	75	141	3	UN	RO	DC	CA			3	3	25
CP-ODY-20-02	55.96	Basalt	SP	1	84	90	3	UN	SM	CL				2	1	20
CP-ODY-20-02	55.97	Basalt	VN	1	35	341	3	PL	RO	IN	CH	OTH	20	1	10	0
CP-ODY-20-02	56.93	Ultra-mafic	JN	1	57	105	3	ST	SM	CC	CA			2	3	20
CP-ODY-20-02	57.64	Ultra-mafic	JN	1	60	233	3	UN	RO	CC	CA			3	3	25
CP-ODY-20-02	57.93	Ultra-mafic	SP	1	88	312	3	IR	RO	DC	CA			3	3	25
CP-ODY-20-02	57.97	Ultra-mafic	VN	1	54	44	3	ST	SM	CC	CA		23	2	3	20
CP-ODY-20-02	58.26	Ultra-mafic	JN	1	52	48	3	UN	RO	SA	CA			3	2	25
CP-ODY-20-02	58.93	Ultra-mafic	SP	1	77	91	3	UN	SM	CL				2	1	20
CP-ODY-20-02	58.98	Ultra-mafic	JN	1	66	-	4	UN	SM	DC	CA			2	3	20
CP-ODY-20-02	59.76	Ultra-mafic	JN	1	70	-	4	UN	RO	CC	CA			3	3	25
CP-ODY-20-02	60.38	Ultra-mafic	JN	1	74	-	4	UN	RO	SA	CA			3	2	25
CP-ODY-20-02	61.16	Ultra-mafic	VN	1	80	67	2	UN	RO	CC	CA		1	3	3	25
CP-ODY-20-02	61.41	Ultra-mafic	VN	1	59	48	2	ST	RO	CC	CA	OXY	5	3	3	25
CP-ODY-20-02	62.75	Ultra-mafic	JN	1	75	180	2	UN	RO	DC	CA			3	3	25
CP-ODY-20-02	63.45	Ultra-mafic	JN	1	52	129	2	UN	RO	DC	CA			3	3	25
CP-ODY-20-02	64.39	Ultra-mafic	SP	1	87	136	3	UN	RO	CL				3	1	25
CP-ODY-20-02	65.7	Ultra-mafic	JN	1	66	53	3	CU	RO	CC	CA	CH		3	3	25
CP-ODY-20-02	66.04	Ultra-mafic	JN	1	50	146	3	UN	RO	DC	CA	EP		3	3	25
CP-ODY-20-02	66.75	Ultra-mafic	JN	1	55	45	3	UN	RO	DC	CA			3	3	25
CP-ODY-20-02	66.97	Ultra-mafic	JN	1	54	136	3	ST	RO	SA	CA			3	2	25
CP-ODY-20-02	67.34	Ultra-mafic	JN	1	51	68	3	ST	RO	DC	CA			3	3	25
CP-ODY-20-02	67.64	Ultra-mafic	JN	1	79	109	3	UN	RO	DC	CH	CA		3	4	20
CP-ODY-20-02	68.17	Ultra-mafic	JN	1	61	113	3	UN	RO	SA	CA			3	2	25
CP-ODY-20-02	68.84	Ultra-mafic	SP	1	80	11	3	CU	RO	DC	CH	CA		3	4	20
CP-ODY-20-02	69.27	Ultra-mafic	JN	1	75	192	3	ST	RO	DC	CA			3	3	25

Hole ID	Depth (m)	Lithology	Discontinuity Type	Quantity	Alpha (°)	Beta (°)	Orientation Confidence	Shape	Roughness	Infill Character	Pincipal Infill Type	Secondary Infill Type	Infill Thickness (mm)	Jr	Ja	Jcon
CP-ODY-20-02	69.72	Ultra-mafic	JN	1	61	102	3	IR	RO	DC	CA			3	3	25
CP-ODY-20-02	70.3	Ultra-mafic	SP	1	89	360	3	CU	SM	SA	CA			2	2	20
CP-ODY-20-02	71.57	Ultra-mafic	JN	1	57	-	4	UN	SM	DC	CA			2	3	20
CP-ODY-20-02	71.74	Ultra-mafic	JN	1	85	-	4	UN	SM	DC	CA	CH		2	3	20
CP-ODY-20-02	72.17	Ultra-mafic	JN	1	78	-	4	UN	RO	DC	CA			3	3	25
CP-ODY-20-02	72.98	Ultra-mafic	JN	1	53	-	4	UN	RO	DC	CA			3	3	25
CP-ODY-20-02	73.31	Ultra-mafic	JN	1	66	-	4	CU	RO	SA	CA			3	2	25
CP-ODY-20-02	73.77	Ultra-mafic	JN	1	56	257	3	UN	RO	CC	CA	CH		3	3	25
CP-ODY-20-02	74.06	Ultra-mafic	JN	1	63	269	3	UN	K	CC	CH	CA		1.5	4	6
CP-ODY-20-02	74.36	Ultra-mafic	JN	1	37	54	3	UN	RO	SA	CA			3	2	25
CP-ODY-20-02	74.45	Ultra-mafic	JN	1	51	339	3	UN	RO	CC	CH	CA		3	4	20
CP-ODY-20-02	75.25	Ultra-mafic	JN	1	73	274	3	UN	K	CC	CH	CA		1.5	4	6
CP-ODY-20-02	75.38	Ultra-mafic	JN	1	64	238	3	UN	SM	CC	CH	CA		2	4	12
CP-ODY-20-02	75.77	Ultra-mafic	JN	1	60	259	3	UN	SM	CC	CH	CA		2	4	12
CP-ODY-20-02	75.85	Ultra-mafic	JN	1	67	269	3	UN	K	CC	CH	CA		1.5	4	6
CP-ODY-20-02	75.87	Ultra-mafic	JN	1	88	-	4	UN	SM	DC	TC			2	4	12
CP-ODY-20-02	76.07	Ultra-mafic	JN	1	29	-	4	UN	RO	DC	CA	CH		3	3	25
CP-ODY-20-02	76.25	Ultra-mafic	CO	1	32	-	4	ST	RO	CC	CH	BT		3	4	20
CP-ODY-20-02	77.42	Basalt	CO	1	49	-	4	UN	RO	CC	GM	CH		3	4	20
CP-ODY-20-02	77.76	Ultra-mafic	JN	1	5	-	4	UN	SM	CC	CH	CA		2	4	12
CP-ODY-20-02	77.9	Ultra-mafic	JN	1	28	-	4	CU	SM	CC	CH	CA		2	4	12
CP-ODY-20-02	78.69	Ultra-mafic	JN	1	74	-	4	CU	RO	SA	CA	CH		3	2	25
CP-ODY-20-02	78.75	Ultra-mafic	SP	1	89	-	4	PL	SM	SA	CA			1	2	12
CP-ODY-20-02	78.95	Ultra-mafic	JN	1	72	-	4	CU	RO	SA	CA	CH		3	2	25
CP-ODY-20-02	79.18	Ultra-mafic	JN	1	74	-	4	UN	RO	SA	CA	CH		3	2	25
CP-ODY-20-02	79.6	Ultra-mafic	VN	1	45	-	4	CU	RO	CC	CA		1	3	3	25
CP-ODY-20-02	79.88	Ultra-mafic	VN	1	63	-	4	UN	PO	CC	CA	CH	0.5	1.5	3	6
CP-ODY-20-02	80.15	Ultra-mafic	VN	1	45	-	4	UN	RO	CC	CA		1	3	3	25
CP-ODY-20-02	80.56	Ultra-mafic	JN	1	48	-	4	CU	SM	CC	CH	CA		2	4	12
CP-ODY-20-02	80.66	Ultra-mafic	VN	1	67	-	4	UN	SM	CC	CA	CH	1	2	3	20
CP-ODY-20-02	80.77	Ultra-mafic	JN	1	72	-	4	CU	SM	CC	CA			2	3	20
CP-ODY-20-02	81.02	Ultra-mafic	SP	1	87	-	4	ST	SM	CC	CA	CH		2	3	20
CP-ODY-20-02	81.32	Ultra-mafic	JN	1	54	-	4	ST	RO	SA	CA			3	2	25
CP-ODY-20-02	81.55	Ultra-mafic	JN	1	55	-	4	CU	SM	CC	CH	CA		2	4	12
CP-ODY-20-02	81.83	Ultra-mafic	JN	1	64	-	4	UN	RO	CC	GM	CA		3	4	20
CP-ODY-20-02	81.96	Ultra-mafic	JN	1	68	-	4	UN	PO	CC	CH	GM		1.5	4	6
CP-ODY-20-02	82.27	Ultra-mafic	SP	1	85	-	4	UN	RO	CC	CH	CA		3	4	20
CP-ODY-20-02	82.45	Ultra-mafic	JN	1	80	-	4	UN	RO	CC	CH	CA		3	4	20
CP-ODY-20-02	82.61	Ultra-mafic	JN	1	84	-	4	UN	RO	CC	CH	CA		3	4	20
CP-ODY-20-02	83.24	Ultra-mafic	VN	1	64	40	3	ST	SM	CC	CA	TC	1	2	3	20
CP-ODY-20-02	84.41	Ultra-mafic	JN	1	50	101	3	CU	RO	CC	CA			3	3	25
CP-ODY-20-02	84.97	Ultra-mafic	SP	1	88	360	3	UN	RO	SA	CA			3	2	25
CP-ODY-20-02	85.71	Ultra-mafic	JN	1	60	115	3	UN	RO	CC	CA	CH		3	3	25
CP-ODY-20-02	85.82	Ultra-mafic	VN	1	48	148	2	CU	K	CC	CA	CH	1	1.5	3	6
CP-ODY-20-02	86.11	Ultra-mafic	JN	1	60	119	2	UN	RO	IN	SILT	CA	1	1	4	25
CP-ODY-20-02	86.76	Ultra-mafic	JN	1	76	91	2	CU	SM	DC	CA			2	3	20
CP-ODY-20-02	87.11	Ultra-mafic	VN	1	20	56	2	UN	RO	CC	CA	HE	2	3	3	25
CP-ODY-20-02	88.11	Ultra-mafic	VN	1	82	105	2	UN	RO	CC	CA		1	3	3	25
CP-ODY-20-02	89.56	Ultra-mafic	SP	1	90	360	2	UN	SM	CL				2	1	20
CP-ODY-20-02	90.61	Ultra-mafic	VN	1	67	142	2	CU	SM	CC	CA		1	2	3	20
CP-ODY-20-02	90.98	Ultra-mafic	SP	1	90	360	2	UN	SM	CL				2	1	20
CP-ODY-20-02	92.08	Ultra-mafic	CO	1	38	226	2	UN	RO	CC	CA	OXY		3	3	25
CP-ODY-20-02	92.23	Ultra-mafic	JN	1	26	223	2	CU	RO	CC	CA	CH		3	3	25
CP-ODY-20-02	92.74	Gabbro	JN	1	47	-	4	UN	SM	CC	BT			2	4	12
CP-ODY-20-02	93.07	Gabbro	JN	1	70	-	4	UN	SM	CC	CH	CA		2	4	12
CP-ODY-20-02	93.23	Gabbro	JN	1	38	-	4	UN	RO	CC	BT	CH		3	4	20
CP-ODY-20-02	93.41	Gabbro	JN	1	41	-	4	UN	RO	CC	CA	CH		3	3	25
CP-ODY-20-02	93.81	Gabbro	JN	1	63	-	4	UN	RO	CC	CH			3	4	20
CP-ODY-20-02	94.07	Gabbro	JN	1	34	333	3	UN	RO	CC	CH	CA		3	4	20
CP-ODY-20-02	94.17	Gabbro	JN	1	60	270	3	UN	RO	CC	CH	Act		3	4	20
CP-ODY-20-02	95.81	Gabbro	JN	1	52	28	3	UN	K	CC	CA	CH		1.5	3	6
CP-ODY-20-02	96.09	Gabbro	JN	1	57	286	3	CU	RO	CC	CA	CH		3	3	25
CP-ODY-20-02	96.45	Gabbro	JN	1	65	302	3	PL	RO	CC	CA			1.5	3	20
CP-ODY-20-02	97.53	Gabbro	JN	1	44	171	3	UN	K	CC	CH	CA		1.5	4	6
CP-ODY-20-02	97.58	Gabbro	JN	1	48	148	3	UN	RO	DC	CA	CH		3	3	25
CP-ODY-20-02	97.76	Ultra-mafic	JN	1	48	166	3	IR	RO	DC	CA	CH		3	3	25
CP-ODY-20-02	97.83	Ultra-mafic	JN	1	64	343	3	PL	RO	CC	CA			1.5	3	20
CP-ODY-20-02	98.22	Ultra-mafic	JN	1	44	25	3	UN	K	CC	CA	EP		1.5	3	6
CP-ODY-20-02	98.23	Ultra-mafic	VN	1	37	7	3	UN	K	CC	CA		2	1.5	3	6
CP-ODY-20-02	98.56	Ultra-mafic	VN	1	67	165	3	UN	RO	CC	CA		1	3	3	25
CP-ODY-20-02	98.57	Ultra-mafic	SP	1	90	-	4	UN	SM	CL				2	1	20
CP-ODY-20-02	99.93	Ultra-mafic	SP	1	89	262	3	UN	RO	SA	CA			3	2	25
CP-ODY-20-02	100.47	Ultra-mafic	JN	1	54	272	3	PL	RO	DC	CA			1.5	3	20
CP-ODY-20-02	100.57	Ultra-mafic	VN	1	12	87	3	ST	RO	CC	CA	OXY	2	3	3	25
CP-ODY-20-02	101.25	Ultra-mafic	VN	1	24	92	3	UN	RO	CC	CA	OXY	1	3	3	25
CP-ODY-20-02	101.46	Ultra-mafic	VN	1	29	100	3	UN	RO	CC	CA	CH	1	3	3	25
CP-ODY-20-02	101.49	Ultra-mafic	JN	1	36	95	3	UN	RO	CC	CH	OXY		3	4	20
CP-ODY-20-02	101.79	Ultra-mafic	VN	1	28	79	3	UN	PO	CC	CA	CH	2	1.5	3	6
CP-ODY-20-02	101.9	Ultra-mafic	JN	1	19	92	3	UN	SM	CC	CA	CH	1	2	3	20
CP-ODY-20-02	102.28	Ultra-mafic	VN	1	79	301	3	UN	RO	CC	CA	TC	1	3	3	25
CP-ODY-20-02	102.95	Ultra-mafic	VN	1	68	39	3	UN	RO	CC	CA	TC	1	3	3	25
CP-ODY-20-02	103.13	Ultra-mafic	SP	1	85	95	3	UN	RO	CL				3	1	25
CP-ODY-20-02	103.65	Ultra-mafic	JN	1	67	144	3	CU	SM	DC	CA			2	3	20
CP-ODY-20-02	104.02	Ultra-mafic	VN	1	24	301	3	UN	RO	CC	CA	OXY	3	3	3	25
CP-ODY-20-02	104.05	Ultra-mafic	JN	1	61	125	3	ST	RO	DC	CA			3	3	25
CP-ODY-20-02	104.55	Ultra-mafic	VN	1	49	300	3	CU	RO	CC	CA	CH	1	3	3	25
CP-ODY-20-02	105.61	Ultra-mafic	VN	1	68	230	3	UN	RO	CC	CA	CH	3	3	3	25
CP-ODY-20-02	105.62	Ultra-mafic	SP	1	90	360	3	UN	SM	CL				2	1	20
CP-ODY-20-02	105.84	Ultra-mafic	JN	1	40	71	3	UN	RO	CC	CA		1	3	3	25
CP-ODY-20-02	106.43	Ultra-mafic	JN	1	72	221	3	UN	RO	DC	CA			3	3	25
CP-ODY-20-02	106.61	Ultra-mafic	VN	1	47	126	3	UN	RO	CC	CA	CH	2	3	3	25
CP-ODY-20-02	106.98	Ultra-mafic	VN	1	58	288	3	CU	K	CC	CA		1	1.5	3	6

Hole ID	Depth (m)	Lithology	Discontinuity Type	Quantity	Alpha (°)	Beta (°)	Orientation Confidence	Shape	Roughness	Infill Character	Pincipal Infill Type	Secondary Infill Type	Infill Thickness (mm)	Jr	Ja	Jcon
CP-ODY-20-02	107.44	Ultra-mafic	VN	1	49	170	3	CU	RO	CC	CA		1	3	3	25
CP-ODY-20-02	108.31	Ultra-mafic	SP	1	86	129	3	UN	RO	DC	CA			3	3	25
CP-ODY-20-02	108.97	Ultra-mafic	JN	1	62	136	3	CU	RO	DC	CA			3	3	25
CP-ODY-20-02	109.92	Ultra-mafic	VN	1	38	360	3	UN	RO	CC	CA	CH	1	3	3	25
CP-ODY-20-02	110.22	Ultra-mafic	SP	1	89	129	3	UN	RO	DC	CA			3	3	25
CP-ODY-20-02	110.76	Ultra-mafic	VN	1	18	345	3	UN	RO	CC	CA	OXY	1	3	3	25
CP-ODY-20-02	110.99	Ultra-mafic	SP	1	90	360	3	UN	SM	CL				2	1	20
CP-ODY-20-02	111.02	Ultra-mafic	VN	1	53	339	3	UN	VR	CC	CA	OXY	8	3	3	25
CP-ODY-20-02	111.52	Ultra-mafic	JN	1	52	179	3	PL	RO	CC	CA			1.5	3	20
CP-ODY-20-02	112.23	Ultra-mafic	VN	1	40	166	3	UN	RO	CC	CA	TC	2	3	3	25
CP-ODY-20-02	113.63	Ultra-mafic	JN	1	36	245	3	UN	RO	CC	CA	CH		3	3	25
CP-ODY-20-02	113.66	Ultra-mafic	JN	1	48	15	3	UN	K	CC	CA	CH		1.5	3	6
CP-ODY-20-02	114.04	Ultra-mafic	VN	1	9	349	3	UN	RO	CC	CA		1	3	3	25
CP-ODY-20-02	114.22	Ultra-mafic	VN	1	55	309	3	UN	RO	CC	CA	EP	1	3	3	25
CP-ODY-20-02	114.37	Ultra-mafic	VN	1	50	292	3	ST	RO	CC	CA	TC	2	3	3	25
CP-ODY-20-02	114.59	Ultra-mafic	JN	1	74	291	3	IR	RO	DC	CA	EP		3	3	25
CP-ODY-20-02	114.85	Ultra-mafic	VN	1	19	19	3	UN	RO	CC	CA		1	3	3	25
CP-ODY-20-02	114.97	Ultra-mafic	JN	1	75	271	3	UN	RO	CC	CA	OXY		3	3	25
CP-ODY-20-02	115.11	Ultra-mafic	VN	1	52	290	3	UN	RO	CC	CA	OXY	1	3	3	25
CP-ODY-20-02	115.33	Ultra-mafic	JN	1	65	-	4	UN	VR	CC	CA	OXY		3	3	25
CP-ODY-20-02	115.53	Ultra-mafic	VN	1	48	-	4	ST	RO	CC	CA		2	3	3	25
CP-ODY-20-02	116.01	Ultra-mafic	VN	1	66	-	4	CU	RO	CC	CA		1	3	3	25
CP-ODY-20-02	116.38	Ultra-mafic	VN	1	63	-	4	UN	RO	CC	CA		1	3	3	25
CP-ODY-20-02	117.5	Ultra-mafic	VN	1	73	-	4	PL	SM	CC	CA	TC	3	1	3	6
CP-ODY-20-02	117.55	Ultra-mafic	JN	1	53	-	4	UN	SM	CC	CA	GM		2	3	20
CP-ODY-20-02	117.87	Ultra-mafic	JN	1	54	-	4	UN	SM	CC	CA	TC		2	3	20
CP-ODY-20-02	117.94	Ultra-mafic	VN	1	57	-	4	CU	RO	CC	CA	TC	1	3	3	25
CP-ODY-20-02	119.26	Mafic intrusion	SP	1	84	-	4	UN	RO	DC	CA	CH		3	3	25
CP-ODY-20-02	119.29	Mafic intrusion	JN	1	34	-	4	UN	RO	CC	CA	CH		3	3	25
CP-ODY-20-02	119.66	Mafic intrusion	FO	1	57	-	4	UN	K	CC	CH	GM		1.5	4	6
CP-ODY-20-02	120.22	Mafic intrusion	VN	1	45	-	4	ST	RO	CC	CA	CH	1	3	3	25
CP-ODY-20-02	120.34	Mafic intrusion	JN	1	41	-	4	UN	SM	CC	BT	CH		2	4	12
CP-ODY-20-02	120.71	Mafic intrusion	JN	1	48	-	4	UN	RO	CC	CA	CH		3	3	25
CP-ODY-20-02	121	Mafic intrusion	FO	1	48	-	4	UN	RO	CC	CA	CH		3	3	25
CP-ODY-20-02	121.15	Mafic intrusion	JN	1	38	-	4	UN	RO	CC	CH			3	4	20
CP-ODY-20-02	121.16	Mafic intrusion	SP	1	90	-	4	UN	SM	CL				2	1	20
CP-ODY-20-02	121.26	Mafic intrusion	JN	1	48	-	4	UN	SM	CC	BT	CH		2	4	12
CP-ODY-20-02	121.8	Mafic intrusion	JN	1	53	-	4	UN	SM	CC	BT	CH		2	4	12
CP-ODY-20-02	122.57	Mafic intrusion	JN	1	51	308	3	UN	RO	CC	CH	CA		3	4	20
CP-ODY-20-02	122.62	Mafic intrusion	JN	1	78	78	3	UN	K	CC	CH	CA		1.5	4	6
CP-ODY-20-02	123.11	Mafic intrusion	FO	1	40	292	3	UN	RO	CC	CA			3	3	25
CP-ODY-20-02	123.53	Ultra-mafic	JN	1	60	104	3	UN	RO	CC	CA			3	3	25
CP-ODY-20-02	124.02	Ultra-mafic	JN	1	77	272	3	UN	RO	CC	CA			3	3	25
CP-ODY-20-02	124.84	Ultra-mafic	VN	1	31	102	3	IR	RO	CC	CA	OXY	25	3	3	25

Hole ID	Depth From (m)	Depth To (m)	Length (m)	Type	Estimated No. Fractures/Interval	Infill Type	Alteration Type	Alteration Intensity	Comments
CP-ODY-20-01	16.43	17.35	0.92	LC					The night shift driller didn't use the split tube for his first run; the rock was falling in the hole and redrilled again
CP-ODY-20-01	17.35	17.72	0.37	BC	9	Br	CH	2	cm to pluri-cm sub-rounded rock fragments that have been drilled few times by the driller
CP-ODY-20-01	18.82	18.95	0.13	BC	4	Br	CH	2	cm to pluri-cm sub-angular to sub-rounded rock fragments
CP-ODY-20-01	19.03	19.11	0.08	BC	4	Br	CH	2	cm to pluri-cm sub-angular to sub-rounded rock fragments
CP-ODY-20-01	19.29	19.42	0.13	BC	6	Br	CH	2	cm to pluri-cm sub-angular to angular rock fragments
CP-ODY-20-01	19.48	19.59	0.11	BC	10	Br	CH	2	mm to pluri-cm angular to sub-angular rock fragments
CP-ODY-20-01	20.16	20.22	0.06	BC	3	Br	CH	2	cm to pluri-cm sub-angular to sub-rounded rock fragments
CP-ODY-20-01	20.28	20.38	0.10	BC	5	Br	CH	2	pluri-mm to pluri-cm sub-angular to sub-rounded rock fragments
CP-ODY-20-01	23.11	23.16	0.05	BC	3	Br	CH	2	pluri-mm to pluri-cm angular to sub-angular rock fragments
CP-ODY-20-01	23.25	23.28	0.03	BC	3	Br	CH	3	pluri-cm sub-angular rock fragments
CP-ODY-20-01	23.38	23.42	0.04	BC	4	Br	CH	3	pluri-mm to pluri-cm angular to sub-angular rock fragments
CP-ODY-20-01	24.06	24.11	0.05	BC	3	Br	CH	2	pluri-cm sub angular rock fragments
CP-ODY-20-01	31.41	31.47	0.06	BC	4	Br	CH	2	mm to pluri-cm angular rock fragments
CP-ODY-20-01	31.58	31.71	0.13	BC	11	Br	CH	2	mm to pluri-cm angular rock fragments
CP-ODY-20-01	31.87	31.98	0.11	BC	7	Br	CH	3	cm to pluri-cm angular to sub-rounded rock fragments
CP-ODY-20-01	32.06	32.13	0.07	BC	3	Br	CH	2	cm to pluri-cm sub-angular to sub-rounded rock fragments
CP-ODY-20-01	32.35	32.4	0.05	BC	4	Br	CH	3	pluri-mm to pluri-cm sub-angular to angular rock fragments
CP-ODY-20-01	32.52	32.6	0.08	BC	4	Br	CH	3	pluri-mm to pluri-cm sub-angular rock fragments
CP-ODY-20-01	33.7	33.76	0.06	BC	5	Br	CH	3	5 sub-parallel rock slices
CP-ODY-20-01	33.81	34.06	0.25	BC	12	Br	CH	3	12 sub-parallel rock slices
CP-ODY-20-01	34.06	35.7	1.64	LC					
CP-ODY-20-01	35.81	35.9	0.09	BC	6	Br	CH	2	6 sub-parallel rock slices
CP-ODY-20-01	41.01	41.14	0.13	BC	6	Br	CH	3	mm to pluri cm sub-angular rock fragments with some oxydation
CP-ODY-20-01	41.69	41.76	0.07	BC	3	Br	CH	4	3 sub-parallel joints broken by the core that spun while entering in the core spring
CP-ODY-20-01	42.57	42.68	0.11	BC	3	Br	CH	2	Mechanical BR; not accounted for the calcul of ASCR and RQD
CP-ODY-20-01	43.85	43.91	0.06	BC	4	Br	TC	2	pluri-mm to pluri-cm angular to sub-angular rock fragments
CP-ODY-20-01	49.32	49.36	0.04	BC	4	Br	CH	3	pluri-mm to pluri-cm sub-angular rock fragments
CP-ODY-20-01	49.68	49.71	0.03	BC	3	Br	CH	3	cm to pluri-cm sub-angular rock fragments
CP-ODY-20-01	50.24	50.29	0.05	BC	3	Br	CH	3	mm to pluri-cm sub-angular rock fragments; probably doesn't go there as it's not the same mineral composition as the surrounding rock; goes probably with one of the 2 previous BC described
CP-ODY-20-01	54.16	54.31	0.15	BC	8	Br	CH	3	pluri-mm to pluri-cm sub-angular to sub-rounded rock fragments
CP-ODY-20-01	55.35	55.42	0.07	BC	2	Br		1	2 X joints broken by the core that spun
CP-ODY-20-01	63.27	63.36	0.09	BC	4	Br	CH	3	pluri-mm to pluri-cm sub-angular to sub-rounded rock fragments
CP-ODY-20-01	67.54	67.71	0.17	BC	5	Br	CH	2	pluri-cm rock fragments that have been redrilled
CP-ODY-20-01	67.71	68.33	0.62	LC					
CP-ODY-20-01	74.17	74.34	0.17	BC	6	Br	CH	2	Mechanical BR; not accounted for the calcul of ASCR and RQD; there was too much rock in the split tube
CP-ODY-20-01	74.63	74.94	0.31	BC	8	Br	CH	2	Mechanical BR; not accounted for the calcul of ASCR and RQD; there was too much rock in the split tube
CP-ODY-20-01	74.94	75.05	0.11	BC	5	Br	CH	2	Mechanical BR; not accounted for the calcul of ASCR and RQD; there was too much rock in the split tube
CP-ODY-20-01	76.52	76.56	0.04	BC	2	Br	CH	2	2 X joints with broken core between
CP-ODY-20-01	76.81	76.86	0.05	BC	4	Br	CH	2	cm to pluri-cm angular to sub-angular rock fragments
CP-ODY-20-01	80.02	80.05	0.03	BC	3	Br	CH	2	cm to pluri-cm angular to sub-angular rock fragments
CP-ODY-20-01	80.44	80.48	0.04	BC	4	Br	BT	4	pluri-cm sub-angular rock fragments
CP-ODY-20-01	81.16	81.41	0.25	BC	7	Br	CH	3	pluri-mm to pluri-cm sub-angular to sub-rounded rock fragments
CP-ODY-20-01	81.81	81.88	0.07	BC	4	Br	CH	3	pluri-cm sub-angular to sub-rounded rock fragments
CP-ODY-20-01	82.19	82.23	0.04	BC	3	Br	CH	2	pluri-mm to cm angular rock fragments
CP-ODY-20-01	82.6	82.64	0.04	BC	4	Br	CH	2	cm to pluri-cm sub-angular rock fragments
CP-ODY-20-01	82.71	82.79	0.08	BC	6	Br	CH	2	pluri-mm to pluri-cm sub-angular to sub-rounded rock fragments
CP-ODY-20-01	82.79	83.18	0.39	LC					
CP-ODY-20-01	83.95	84.02	0.07	BC	4	Br	CH	3	cm to pluri-cm angular rock fragments
CP-ODY-20-01	84.16	84.27	0.11	BC		Br	CH	3	cm to pluri-cm sub-angular rock fragments
CP-ODY-20-01	84.33	84.37	0.04	BC	3	Br	BT	3	pluri-cm sub-angular rock fragments
CP-ODY-20-01	84.69	84.85	0.16	BC	10	Br	CH	3	mm to pluri-cm sub-angular rock fragments
CP-ODY-20-01	84.96	85.03	0.07	BC	4	Br	CH	3	mm to pluri-cm sub-angular to sub-rounded rock fragments
CP-ODY-20-01	88.26	88.39	0.13	BC	5	Br	BT	4	pluri-cm sub-angular to sub-rounded rock fragments
CP-ODY-20-01	89.14	89.43	0.29	BC	10	Br	BT	4	pluri-mm to pluri-cm angular to sub-angular rock fragments
CP-ODY-20-01	92.1	92.34	0.24	BC	5	Br	BT	4	Mechanical BR; not accounted for the calcul of ASCR and RQD; there was probably too much rock in the split tube
CP-ODY-20-01	93.43	93.83	0.40	BC	13	Br	CH	4	mm to pluri-cm sub-angular to angular rock fragments
CP-ODY-20-01	94.42	94.46	0.04	BC	5	Br	CH	3	mm to pluri-cm sub-angular to sub-rounded rock fragments
CP-ODY-20-02	27.26	28	0.74	LC					
CP-ODY-20-02	28	28.05	0.05	BC	4	Br	CH	3	mm to pluri-cm sub-angular rock fragments
CP-ODY-20-02	29.1	29.27	0.17	LC					
CP-ODY-20-02	29.27	29.4	0.13	BC	6	Br	CH	2	cm to pluri-cm sub-rounded rock fragments that have been redrilled
CP-ODY-20-02	29.84	29.9	0.06	BC	3	Br	CH	2	mm to pluri-cm sub-angular rock fragments
CP-ODY-20-02	30	30.08	0.08	BC	4	Br	CH	2	mm to pluri-cm sub-angular to angular rock fragments
CP-ODY-20-02	31.39	31.47	0.08	BC	3	Br	CH	2	mm to pluri-cm sub-angular rock fragments

Hole ID	Depth From (m)	Depth To (m)	Length (m)	Type	Estimated No. Fractures/ Interval	Infill Type	Alteration Type	Alteration Intensity	Comments
CP-ODY-20-02	39.68	39.82	0.14	BC	5	Br	CH	2	mm to pluri-cm sub-angular rock fragments; a part of this BC should go at 40,87m because the 2 joints there doesn't fit together and the mineral composition fits with the vein at 40,87m
CP-ODY-20-02	39.82	40.32	0.50	LC					
CP-ODY-20-02	43.08	43.11	0.03	BC	3	Br	CH	2	pluri-mm to pluri-cm sub-angular rock fragments
CP-ODY-20-02	44.01	44.03	0.02	BC	2	Br	CH	2	cm sub-rounded to sub-angular rock fragments
CP-ODY-20-02	45.85	45.88	0.03	BC	2	Br	CH	2	pluri-mm to pluri-cm sub-angular rock fragments
CP-ODY-20-02	49.33	49.35	0.02	BC	2	Br	CH	2	pluri-mm to cm angular rock fragments
CP-ODY-20-02	49.62	49.67	0.05	BC	4	Br	CH	2	pluri-mm to pluri-cm sub-angular rock fragments
CP-ODY-20-02	52.79	52.85	0.06	BC	4	Br	CH	2	pluri-mm to pluri-cm sub-angular rock fragments
CP-ODY-20-02	76.75	76.81	0.06	BC	3	Br	CH	3	mm to cm angular rock fragments
CP-ODY-20-02	79.21	79.27	0.06	BC	5	Br	CH	3	cm to pluri-cm sub-angular rock fragments
CP-ODY-20-02	80.25	80.36	0.11	BC	7	Br	CH	2	cm to pluri-cm sub-angular rock fragments
CP-ODY-20-02	82.82	82.88	0.06	BC	4	Br	CH	2	pluri-mm to pluri-cm sub-angular to sub-rounded rock fragments
CP-ODY-20-02	92.3	92.38	0.08	BC	6	Br	BT	4	mm to pluri-cm sub-angular to angular rock fragments
CP-ODY-20-02	95.61	95.64	0.03	BC	4	Br	EP	3	pluri-mm to pluri-cm sub-angular to sub-rounded rock fragments
CP-ODY-20-02	103.4	103.46	0.06	BC	3	Br	CH	3	mm to pluri-cm sub-angular to angular rock fragments
CP-ODY-20-02	115.2	115.23	0.03	BC	4	Br	CH	3	mm to pluri-cm sub-angular rock fragments
CP-ODY-20-02	117.66	117.72	0.06	BC	5	Br	CH	3	cm to pluri-cm sub-angular rock fragments
CP-ODY-20-02	118.03	118.15	0.12	BC	8	Br	CH	3	pluri-mm to pluri-cm sub-angular to sub-rounded rock fragments
CP-ODY-20-02	118.15	118.94	0.79	LC					
CP-ODY-20-02	120.89	120.94	0.05	BC	3	Br	BT	3	mm to cm sub-angular rock fragments
CP-ODY-20-02	123.05	123.1	0.05	BC	4	Br	BT	4	cm to pluri-cm sub-angular rock fragments

Hole ID	Depth From (m)	Depth To (m)	Number of natural fracture (excl. BC/LC/FLT)	Length BC (m)	Length LC (m)	Length LFT (m)	Number of micro-defects per meter	Main defects infill type
CP-ODY-20-01	14.50	15.50	6				moderate (10-100 per m)	CA
CP-ODY-20-01	15.50	16.50	5		0.07		moderate (10-100 per m)	CA
CP-ODY-20-01	16.50	17.50	0	0.15	0.85		minor (0-10 per m)	CA
CP-ODY-20-01	17.50	18.50	1	0.22			minor (0-10 per m)	CA
CP-ODY-20-01	18.50	19.50	1	0.36			minor (0-10 per m)	CA
CP-ODY-20-01	19.50	20.50	6	0.35			moderate (10-100 per m)	CA
CP-ODY-20-01	20.50	21.50	4				moderate (10-100 per m)	CA
CP-ODY-20-01	21.50	22.50	4				moderate (10-100 per m)	CA
CP-ODY-20-01	22.50	23.50	3	0.12			moderate (10-100 per m)	CA
CP-ODY-20-01	23.50	24.50	6	0.06			minor (0-10 per m)	CA
CP-ODY-20-01	24.50	25.50	4				moderate (10-100 per m)	CA
CP-ODY-20-01	25.50	26.50	4				moderate (10-100 per m)	CA
CP-ODY-20-01	26.50	27.50	1				moderate (10-100 per m)	CA
CP-ODY-20-01	27.50	28.50	4				moderate (10-100 per m)	CA
CP-ODY-20-01	28.50	29.50	1				moderate (10-100 per m)	CA
CP-ODY-20-01	29.50	30.50	2				moderate (10-100 per m)	CA
CP-ODY-20-01	30.50	31.50	4	0.06			moderate (10-100 per m)	CA
CP-ODY-20-01	31.50	32.50	10	0.36			moderate (10-100 per m)	CA
CP-ODY-20-01	32.50	33.50	4	0.08			moderate (10-100 per m)	CA
CP-ODY-20-01	33.50	34.50	2	0.31	0.44		moderate (10-100 per m)	CA
CP-ODY-20-01	34.50	35.50	0		1			CA
CP-ODY-20-01	35.50	36.50	10	0.09	0.2		heavy (>100 per m)	CA
CP-ODY-20-01	36.50	37.50	6				moderate (10-100 per m)	BT
CP-ODY-20-01	37.50	38.50	3				moderate (10-100 per m)	BT
CP-ODY-20-01	38.50	39.50	1				moderate (10-100 per m)	BT
CP-ODY-20-01	39.50	40.50	3				moderate (10-100 per m)	BT
CP-ODY-20-01	40.50	41.50	2	0.13			minor (0-10 per m)	BT
CP-ODY-20-01	41.50	42.50	3	0.07			moderate (10-100 per m)	CA
CP-ODY-20-01	42.50	43.50	1	0.11			moderate (10-100 per m)	CA
CP-ODY-20-01	43.50	44.50	0	0.06			moderate (10-100 per m)	CA
CP-ODY-20-01	44.50	45.50	2				moderate (10-100 per m)	CA
CP-ODY-20-01	45.50	46.50	5				moderate (10-100 per m)	CA
CP-ODY-20-01	46.50	47.50	3				heavy (>100 per m)	CA
CP-ODY-20-01	47.50	48.50	9				moderate (10-100 per m)	CA
CP-ODY-20-01	48.50	49.50	7	0.04			heavy (>100 per m)	CA-BT
CP-ODY-20-01	49.50	50.50	4	0.08			moderate (10-100 per m)	BT
CP-ODY-20-01	50.50	51.50	0				moderate (10-100 per m)	BT
CP-ODY-20-01	51.50	52.50	2				moderate (10-100 per m)	BT
CP-ODY-20-01	52.50	53.50	0				heavy (>100 per m)	BT
CP-ODY-20-01	53.50	54.50	2	0.15			heavy (>100 per m)	BT
CP-ODY-20-01	54.50	55.50	0	0.07			heavy (>100 per m)	BT
CP-ODY-20-01	55.50	56.50	3				moderate (10-100 per m)	BT-CA
CP-ODY-20-01	56.50	57.50	2				moderate (10-100 per m)	CA
CP-ODY-20-01	57.50	58.50	5				moderate (10-100 per m)	CA
CP-ODY-20-01	58.50	59.50	3				moderate (10-100 per m)	CA
CP-ODY-20-01	59.50	60.50	2				heavy (>100 per m)	CA
CP-ODY-20-01	60.50	61.50	4				heavy (>100 per m)	CA
CP-ODY-20-01	61.50	62.50	3				moderate (10-100 per m)	CA
CP-ODY-20-01	62.50	63.50	3	0.09			moderate (10-100 per m)	CA
CP-ODY-20-01	63.50	64.50	4				moderate (10-100 per m)	CA
CP-ODY-20-01	64.50	65.50	3				moderate (10-100 per m)	CA
CP-ODY-20-01	65.50	66.50	4				moderate (10-100 per m)	CA
CP-ODY-20-01	66.50	67.50	1				moderate (10-100 per m)	CA
CP-ODY-20-01	67.50	68.50	0	0.17	0.62		moderate (10-100 per m)	CA
CP-ODY-20-01	68.50	69.50	2				moderate (10-100 per m)	CA

CP-ODY-20-01	69.50	70.50	1				moderate (10-100 per m)	CA
CP-ODY-20-01	70.50	71.50	2				moderate (10-100 per m)	CA
CP-ODY-20-01	71.50	72.50	3				moderate (10-100 per m)	CA
CP-ODY-20-01	72.50	73.50	4				moderate (10-100 per m)	CA
CP-ODY-20-01	73.50	74.50	3	0.17			moderate (10-100 per m)	CA
CP-ODY-20-01	74.50	75.50	0	0.42			moderate (10-100 per m)	CA
CP-ODY-20-01	75.50	76.50	0				moderate (10-100 per m)	CA
CP-ODY-20-01	76.50	77.50	2	0.09			moderate (10-100 per m)	CA
CP-ODY-20-01	77.50	78.50	1				moderate (10-100 per m)	CA
CP-ODY-20-01	78.50	79.50	2				moderate (10-100 per m)	CA
CP-ODY-20-01	79.50	80.50	4	0.07			moderate (10-100 per m)	CA
CP-ODY-20-01	80.50	81.50	5	0.25			moderate (10-100 per m)	CA
CP-ODY-20-01	81.50	82.50	4	0.11			moderate (10-100 per m)	CA
CP-ODY-20-01	82.50	83.50	3	0.12	0.39		moderate (10-100 per m)	CA
CP-ODY-20-01	83.50	84.50	1	0.22			moderate (10-100 per m)	CA
CP-ODY-20-01	84.50	85.50	2	0.23			moderate (10-100 per m)	CA
CP-ODY-20-01	85.50	86.50	4				moderate (10-100 per m)	CA
CP-ODY-20-01	86.50	87.50	1				moderate (10-100 per m)	CA-BT
CP-ODY-20-01	87.50	88.50	3	0.13			moderate (10-100 per m)	CA-BT
CP-ODY-20-01	88.50	89.50	0	0.29			moderate (10-100 per m)	CA-EP
CP-ODY-20-01	89.50	90.50	3				minor (0-10 per m)	CA
CP-ODY-20-01	90.50	91.50	4				moderate (10-100 per m)	CA
CP-ODY-20-01	91.50	92.50	0	0.24			minor (0-10 per m)	CA
CP-ODY-20-01	92.50	93.50	0	0.07			moderate (10-100 per m)	CA-BT
CP-ODY-20-01	93.50	94.50	4	0.37			moderate (10-100 per m)	CA
CP-ODY-20-01	94.50	95.50	4				moderate (10-100 per m)	CA-BT
CP-ODY-20-01	95.50	96.50	0				moderate (10-100 per m)	CA-EP
CP-ODY-20-01	96.50	97.50	2				moderate (10-100 per m)	CA-EP
CP-ODY-20-01	97.50	98.50	1				moderate (10-100 per m)	CA-EP
CP-ODY-20-01	98.50	99.50	3				moderate (10-100 per m)	CA-EP
CP-ODY-20-01	99.50	100.50	3				moderate (10-100 per m)	CA-EP
CP-ODY-20-01	100.50	101.52	3				moderate (10-100 per m)	CA-EP
CP-ODY-20-02	26.10	27.00	5				heavy (>100 per m)	CA
CP-ODY-20-02	27.00	28.00	2		0.74		moderate (10-100 per m)	CA
CP-ODY-20-02	28.00	29.00	5	0.05			heavy (>100 per m)	CA
CP-ODY-20-02	29.00	30.00	4	0.19	0.17		heavy (>100 per m)	CA
CP-ODY-20-02	30.00	31.00	7	0.08			moderate (10-100 per m)	CA
CP-ODY-20-02	31.00	32.00	6	0.08			moderate (10-100 per m)	CA
CP-ODY-20-02	32.00	33.00	4				moderate (10-100 per m)	CA
CP-ODY-20-02	33.00	34.00	3				moderate (10-100 per m)	CA
CP-ODY-20-02	34.00	35.00	5				moderate (10-100 per m)	CA
CP-ODY-20-02	35.00	36.00	2				moderate (10-100 per m)	CA
CP-ODY-20-02	36.00	37.00	5				moderate (10-100 per m)	CA
CP-ODY-20-02	37.00	38.00	2				minor (0-10 per m)	CA
CP-ODY-20-02	38.00	39.00	2				moderate (10-100 per m)	CA
CP-ODY-20-02	39.00	40.00	1	0.14	0.18		moderate (10-100 per m)	CA
CP-ODY-20-02	40.00	41.00	1		0.32		moderate (10-100 per m)	CA
CP-ODY-20-02	41.00	42.00	2				moderate (10-100 per m)	CA
CP-ODY-20-02	42.00	43.00	2				moderate (10-100 per m)	CA
CP-ODY-20-02	43.00	44.00	1	0.03			moderate (10-100 per m)	CA
CP-ODY-20-02	44.00	45.00	7	0.02			moderate (10-100 per m)	CA
CP-ODY-20-02	45.00	46.00	2	0.03			moderate (10-100 per m)	CA
CP-ODY-20-02	46.00	47.00	2				moderate (10-100 per m)	CA
CP-ODY-20-02	47.00	48.00	2				moderate (10-100 per m)	CA
CP-ODY-20-02	48.00	49.00	6				moderate (10-100 per m)	CA
CP-ODY-20-02	49.00	50.00	2	0.07			moderate (10-100 per m)	CA
CP-ODY-20-02	50.00	51.00	2				moderate (10-100 per m)	CA
CP-ODY-20-02	51.00	52.00	2				moderate (10-100 per m)	CA
CP-ODY-20-02	52.00	53.00	3	0.06			moderate (10-100 per m)	CA
CP-ODY-20-02	53.00	54.00	5				minor (0-10 per m)	CA

CP-ODY-20-02	54.00	55.00	2			minor (0-10 per m)	CA
CP-ODY-20-02	55.00	56.00	4			minor (0-10 per m)	CA
CP-ODY-20-02	56.00	57.00	1			moderate (10-100 per m)	CA
CP-ODY-20-02	57.00	58.00	3			moderate (10-100 per m)	CA
CP-ODY-20-02	58.00	59.00	3			moderate (10-100 per m)	CA
CP-ODY-20-02	59.00	60.00	1			moderate (10-100 per m)	CA
CP-ODY-20-02	60.00	61.00	1			moderate (10-100 per m)	CA
CP-ODY-20-02	61.00	62.00	2			moderate (10-100 per m)	CA
CP-ODY-20-02	62.00	63.00	1			minor (0-10 per m)	CA
CP-ODY-20-02	63.00	64.00	1			moderate (10-100 per m)	CA
CP-ODY-20-02	64.00	65.00	1			moderate (10-100 per m)	CA
CP-ODY-20-02	65.00	66.00	1			moderate (10-100 per m)	CA
CP-ODY-20-02	66.00	67.00	3			moderate (10-100 per m)	CA
CP-ODY-20-02	67.00	68.00	2			moderate (10-100 per m)	CA
CP-ODY-20-02	68.00	69.00	2			moderate (10-100 per m)	CA
CP-ODY-20-02	69.00	70.00	2			moderate (10-100 per m)	CA
CP-ODY-20-02	70.00	71.00	1			moderate (10-100 per m)	CA
CP-ODY-20-02	71.00	72.00	2			moderate (10-100 per m)	CA
CP-ODY-20-02	72.00	73.00	2			moderate (10-100 per m)	CA
CP-ODY-20-02	73.00	74.00	2			moderate (10-100 per m)	CA
CP-ODY-20-02	74.00	75.00	3			moderate (10-100 per m)	CA
CP-ODY-20-02	75.00	76.00	5			moderate (10-100 per m)	CA
CP-ODY-20-02	76.00	77.00	2	0.06		moderate (10-100 per m)	CA-BT
CP-ODY-20-02	77.00	78.00	3			minor (0-10 per m)	CA
CP-ODY-20-02	78.00	79.00	3			moderate (10-100 per m)	CA
CP-ODY-20-02	79.00	80.00	3	0.06		moderate (10-100 per m)	CA
CP-ODY-20-02	80.00	81.00	4	0.11		moderate (10-100 per m)	CA
CP-ODY-20-02	81.00	82.00	5			moderate (10-100 per m)	CA
CP-ODY-20-02	82.00	83.00	3	0.06		moderate (10-100 per m)	CA
CP-ODY-20-02	83.00	84.00	1			moderate (10-100 per m)	CA
CP-ODY-20-02	84.00	85.00	2			moderate (10-100 per m)	CA
CP-ODY-20-02	85.00	86.00	2			moderate (10-100 per m)	CA
CP-ODY-20-02	86.00	87.00	2			moderate (10-100 per m)	CA
CP-ODY-20-02	87.00	88.00	1			moderate (10-100 per m)	CA
CP-ODY-20-02	88.00	89.00	1			moderate (10-100 per m)	CA
CP-ODY-20-02	89.00	90.00	1			moderate (10-100 per m)	CA
CP-ODY-20-02	90.00	91.00	2			moderate (10-100 per m)	CA
CP-ODY-20-02	91.00	92.00	0			moderate (10-100 per m)	CA
CP-ODY-20-02	92.00	93.00	3	0.08		minor (0-10 per m)	CA-BT
CP-ODY-20-02	93.00	94.00	4			moderate (10-100 per m)	CA-BT
CP-ODY-20-02	94.00	95.00	2			moderate (10-100 per m)	CA-BT
CP-ODY-20-02	95.00	96.00	1	0.03		moderate (10-100 per m)	CA-BT
CP-ODY-20-02	96.00	97.00	2			moderate (10-100 per m)	CA-BT
CP-ODY-20-02	97.00	98.00	4			moderate (10-100 per m)	CA-BT
CP-ODY-20-02	98.00	99.00	4			moderate (10-100 per m)	CA
CP-ODY-20-02	99.00	100.00	1			moderate (10-100 per m)	CA
CP-ODY-20-02	100.00	101.00	2			moderate (10-100 per m)	CA
CP-ODY-20-02	101.00	102.00	5			moderate (10-100 per m)	CA
CP-ODY-20-02	102.00	103.00	2			moderate (10-100 per m)	CA
CP-ODY-20-02	103.00	104.00	2	0.06		moderate (10-100 per m)	CA
CP-ODY-20-02	104.00	105.00	3			moderate (10-100 per m)	CA
CP-ODY-20-02	105.00	106.00	3			moderate (10-100 per m)	CA
CP-ODY-20-02	106.00	107.00	3			moderate (10-100 per m)	CA
CP-ODY-20-02	107.00	108.00	1			moderate (10-100 per m)	CA
CP-ODY-20-02	108.00	109.00	2			moderate (10-100 per m)	CA
CP-ODY-20-02	109.00	110.00	1			heavy (>100 per m)	CA
CP-ODY-20-02	110.00	111.00	3			heavy (>100 per m)	CA
CP-ODY-20-02	111.00	112.00	2			heavy (>100 per m)	CA
CP-ODY-20-02	112.00	113.00	1			moderate (10-100 per m)	CA
CP-ODY-20-02	113.00	114.00	2			moderate (10-100 per m)	CA

CP-ODY-20-02	114.00	115.00	6				moderate (10-100 per m)	CA
CP-ODY-20-02	115.00	116.00	3	0.03			moderate (10-100 per m)	CA
CP-ODY-20-02	116.00	117.00	2				minor (0-10 per m)	CA
CP-ODY-20-02	117.00	118.00	4	0.06			moderate (10-100 per m)	CA
CP-ODY-20-02	118.00	119.00	0	0.12	0.79		moderate (10-100 per m)	CA
CP-ODY-20-02	119.00	120.00	3				moderate (10-100 per m)	CA
CP-ODY-20-02	120.00	121.00	3				moderate (10-100 per m)	CA
CP-ODY-20-02	121.00	122.00	5	0.05			moderate (10-100 per m)	CA
CP-ODY-20-02	122.00	123.00	2				minor (0-10 per m)	CA
CP-ODY-20-02	123.00	124.00	2	0.05			moderate (10-100 per m)	CA
CP-ODY-20-02	124.00	125.03	2				moderate (10-100 per m)	CA

Hole ID	Survey Date	Survey Time	Direction	Status	Depth (m)	Dip (Deg.)	Azimuth (Deg.)	Operator Name	Earth Rate Delta	Tool Serial No.	Survey Type
CP-ODY-20-01	2020-01-21	18:14:02 PM	In	Approved	12	-55.4	179.65	gc	0.29	EQ0174	Optimised
CP-ODY-20-01	2020-01-21	21:33:39 PM	In	Approved	24	-55.19	176.5	sb	0.14	EQ0174	Optimised
CP-ODY-20-01	2020-01-22	01:30:50 AM	In	Approved	36	-55.25	176.3	sb	0.17	EQ0174	Optimised
CP-ODY-20-01	2020-01-22	19:41:50 PM	In	Approved	48	-55.37	176.6	sb	0.08	EQ0174	Optimised
CP-ODY-20-01	2020-01-23	01:08:03 AM	In	Approved	60	-55.5	176.91	sb	0.1	EQ0174	Optimised
CP-ODY-20-01	2020-01-23	02:49:51 AM	In	Approved	72	-55.55	177.15	sb	0.05	EQ0174	Optimised
CP-ODY-20-01	2020-01-23	18:11:04 PM	In	Approved	84	-55.58	176.69	sb	0.15	EQ0174	Optimised
CP-ODY-20-02	2020-01-25	02:03:00 AM	In	Approved	23	-55.72	253.86	sb	0.03	EQ0174	Optimised
CP-ODY-20-02	2020-01-25	08:39:12 AM	In	Approved	37	-56.21	253.99	gc	0.15	EQ0174	Optimised
CP-ODY-20-02	2020-01-25	11:27:27 AM	In	Approved	49	-56.3	253.7	gc	0.1	EQ0174	Optimised
CP-ODY-20-02	2020-01-25	19:47:35 PM	In	Approved	61	-56.34	254.13	sb 3 mt	0.14	EQ0174	Optimised
CP-ODY-20-02	2020-01-25	23:35:44 PM	In	Approved	73	-56.56	254.19	sb 3 mt	0.08	EQ0174	Optimised
CP-ODY-20-02	2020-01-26	19:13:54 PM	In	Approved	85	-56.85	254.52	sb 3 mt	0.08	EQ0174	Optimised
CP-ODY-20-02	2020-01-26	21:05:20 PM	In	Approved	97	-57.01	253.89	sb 3 mt	0.05	EQ0174	Optimised
CP-ODY-20-02	2020-01-26	23:04:44 PM	In	Approved	109	-57.08	254.54	sb 3 mt	0.09	EQ0174	Optimised
CP-ODY-20-02	2020-01-27	00:16:21 AM	In	Approved	118	-57.08	253.8	sb 3 mt	0.05	EQ0174	Optimised

Hole ID	Date	Drill Run #	Depth From (m)	Depth To (m)	Run Length (m)	Length of Oriented Core from Top/Prev (m)	Length of Oriented Core from Bottom (m)	Run on Run Consistency (from previous)	Orientation Quality (VG/G/F/P)	Total Length of Core Oriented (m)	Orientation F = Full P = Partial N = None	Percentage Oriented	Comments/Notes
CP-ODY-20-01	21 janvier 2020	1	14.09	14.5	0.41	0	0	NA		0	N	0	
CP-ODY-20-01	21 janvier 2020	2	14.5	17.5	3	0	0.07	NA		0.07	P	0	
CP-ODY-20-01	22 janvier 2020	3	17.5	19.59	2.09	0.95	0	NA		0.95	P	0	
CP-ODY-20-01	22 janvier 2020	4	19.59	20.5	0.91	0	0.15	NA		0.15	P	0	
CP-ODY-20-01	22 janvier 2020	5	20.5	22.24	1.74	0	1.68	30	P	1.68	p	1	
CP-ODY-20-01	22 janvier 2020	6	22.24	23.5	1.26	0.88	0.08	NA		0.96	P	1	
CP-ODY-20-01	22 janvier 2020	7	23.5	26.54	3.04	0	0.16	NA		0.16	P	0	
CP-ODY-20-01	22 janvier 2020	8	26.54	29.43	2.89	0.43	2.46	NA		2.89	F	1	
CP-ODY-20-01	22 janvier 2020	9	29.43	31.82	2.39	1.98	0	NA		1.98	P	1	
CP-ODY-20-01	22 janvier 2020	10	31.82	32.2	0.38	0	0	NA		0	N	0	
CP-ODY-20-01	22 janvier 2020	11	32.2	34.06	1.86	0	0	NA		0	N	0	
CP-ODY-20-01	22 janvier 2020	12	34.06	35.7	1.64	0	0	NA		0	N	0	
CP-ODY-20-01	22 janvier 2020	13	35.7	38	2.3	0	1.23	NA		1.23	P	1	
CP-ODY-20-01	22 janvier 2020	14	38	38.32	0.32	0	0.32	18	F	0.32	F	1	
CP-ODY-20-01	22 janvier 2020	15	38.32	39.02	0.7	0.7	0	NA		0.7	F	1	
CP-ODY-20-01	22 janvier 2020	16	39.02	41.34	2.32	1.77	0.08	NA		1.85	P	1	
CP-ODY-20-01	22 janvier 2020	17	41.34	41.85	0.51	0.51	0	NA		0.51	F	1	
CP-ODY-20-01	22 janvier 2020	18	41.85	44.48	2.63	1.15	0	NA		1.15	P	0	
CP-ODY-20-01	22 janvier 2020	19	44.48	47.39	2.91	0	0	NA		0	N	0	
CP-ODY-20-01	22 janvier 2020	20	47.39	50.39	3	0	0.11	NA		0.11	P	0	
CP-ODY-20-01	22 janvier 2020	21	50.39	53.35	2.96	2.96	0	NA		2.96	F	1	Line from 50,39m
CP-ODY-20-01	22 janvier 2020	22	53.35	53.74	0.39	0.39	0	NA		0.39	F	1	Line from 50,39m
CP-ODY-20-01	23 janvier 2020	23	53.74	55.98	2.24	0.44	0	NA		0.44	P	0	Line from 50,39m
CP-ODY-20-01	23 janvier 2020	24	55.98	56.3	0.32	0	0	NA		0	N	0	
CP-ODY-20-01	23 janvier 2020	25	56.3	59.08	2.78	0	0.53	NA		0.53	P	0	
CP-ODY-20-01	23 janvier 2020	26	59.08	62.05	2.97	2.56	0.41	NA		2.97	F	1	
CP-ODY-20-01	23 janvier 2020	27	62.05	64.98	2.93	1.22	0.3	NA		1.52	P	1	
CP-ODY-20-01	23 janvier 2020	28	64.98	67.54	2.56	2.56	0	NA		2.56	F	1	
CP-ODY-20-01	23 janvier 2020	29	67.54	68.33	0.79	0	0	NA		0	N	0	
CP-ODY-20-01	23 janvier 2020	30	68.33	71.27	2.94	0	2.94	NA		2.94	F	1	Line from 73,81m
CP-ODY-20-01	23 janvier 2020	31	71.27	73.81	2.54	0	2.54	NA		2.54	F	1	
CP-ODY-20-01	23 janvier 2020	32	73.81	74.34	0.53	0.39	0	NA		0.39	P	1	
CP-ODY-20-01	23 janvier 2020	33	74.34	76.94	2.6	0	0.09	NA		0.09	P	0	
CP-ODY-20-01	23 janvier 2020	34	76.94	77.53	0.59	0.59	0	NA		0.59	F	1	
CP-ODY-20-01	23 janvier 2020	35	77.53	80.44	2.91	0.44	2.44	NA		2.88	P	1	
CP-ODY-20-01	23 janvier 2020	36	80.44	82.79	2.35	0	0	NA		0	N	0	
CP-ODY-20-01	24 janvier 2020	37	82.79	83.62	0.83	0	0	NA		0	N	0	
CP-ODY-20-01	24 janvier 2020	38	83.62	85.15	1.53	0	0.13	NA		0.13	P	0	
CP-ODY-20-01	24 janvier 2020	39	85.15	86.34	1.19	0	1.19	250	P	1.19	F	1	
CP-ODY-20-01	24 janvier 2020	40	86.34	89.43	3.09	0	0.08	NA		0.08	P	0	
CP-ODY-20-01	24 janvier 2020	41	89.43	92.34	2.91	2.06	0.85	NA		2.91	F	1	
CP-ODY-20-01	24 janvier 2020	42	92.34	94.46	2.12	1.14	0	NA		1.14	P	1	
CP-ODY-20-01	24 janvier 2020	43	94.46	95.54	1.08	0	1.08	NA		1.08	F	1	
CP-ODY-20-01	24 janvier 2020	44	95.54	98.5	2.96	2.96	0	NA		2.96	F	1	
CP-ODY-20-01	24 janvier 2020	45	98.5	101.52	3.02	0	3.02	NA		3.02	F	1	
CP-ODY-20-02	25 janvier 2020	1	26.1	27.26	1.16	0	0	NA		0	N	0	

Hole ID	Date	Drill Run #	Depth From (m)	Depth To (m)	Run Length (m)	Length of Oriented Core from Top/Prev (m)	Length of Oriented Core from Bottom (m)	Run on Run Consistency (from previous)	Orientation Quality (VG/G/F/P)	Total Length of Core Oriented (m)	Orientation F = Full P = Partial N = None	Percentage Oriented	Comments/Notes
CP-ODY-20-02	25 janvier 2020	2	27.26	29.1	1.84	0	0	NA		0	N	0	
CP-ODY-20-02	25 janvier 2020	3	29.1	32.07	2.97	0	0.17	NA		0.17	P	0	
CP-ODY-20-02	25 janvier 2020	4	32.07	35.09	3.02	0	0.89	NA		0.89	P	0	
CP-ODY-20-02	25 janvier 2020	5	35.09	36.76	1.67	1.37	0	NA		1.37	P	1	
CP-ODY-20-02	25 janvier 2020	6	36.76	39.82	3.06	0	0	NA		0	N	0	
CP-ODY-20-02	25 janvier 2020	7	39.82	40.87	1.05	0	0	NA		0	N	0	
CP-ODY-20-02	25 janvier 2020	8	40.87	43.94	3.07	0	0.36	NA		0.36	P	0	
CP-ODY-20-02	25 janvier 2020	9	43.94	47.1	3.16	0.08	0.72	NA		0.8	P	0	
CP-ODY-20-02	25 janvier 2020	10	47.1	50.1	3	1.85	0.43	NA		2.28	P	1	
CP-ODY-20-02	25 janvier 2020	11	50.1	53.08	2.98	2.68	0.24	NA		2.92	P	1	
CP-ODY-20-02	25 janvier 2020	12	53.08	56.08	3	0.47	0.88	NA		1.35	P	0	
CP-ODY-20-02	25 janvier 2020	13	56.08	58.7	2.62	2.62	0	NA		2.62	F	1	Orientation line from 56,08m
CP-ODY-20-02	26 janvier 2020	14	58.7	61.82	3.12	0.23	0.99	NA		1.22	P	0	Top orientation line from 56,08m
CP-ODY-20-02	26 janvier 2020	15	61.82	62.33	0.51	0	0.51	0	VG	0.51	F	1	
CP-ODY-20-02	26 janvier 2020	16	62.33	65.18	2.85	2.06	0.79	NA		2.85	F	1	
CP-ODY-20-02	26 janvier 2020	17	65.18	67.64	2.46	2.46	0	NA		2.46	F	1	Orientation line from 65,18m
CP-ODY-20-02	26 janvier 2020	18	67.64	68.17	0.53	0.53	0	NA		0.53	F	1	Orientation line from 65,18m
CP-ODY-20-02	26 janvier 2020	19	68.17	70.71	2.54	2.11	0.43	NA		2.54	F	1	Top orientation line from 65,18m
CP-ODY-20-02	26 janvier 2020	20	70.71	71.14	0.43	0	0	NA		0	N	0	
CP-ODY-20-02	26 janvier 2020	21	71.14	73.77	2.63	0	0.09	NA		0.09	P	0	
CP-ODY-20-02	26 janvier 2020	22	73.77	74.06	0.29	0.29	0	NA		0.29	F	1	
CP-ODY-20-02	26 janvier 2020	23	74.06	76.93	2.87	1.78	0.15	NA		1.93	P	1	
CP-ODY-20-02	26 janvier 2020	24	76.93	79.27	2.34	0	0	NA		0	N	0	
CP-ODY-20-02	26 janvier 2020	25	79.27	79.96	0.69	0	0	NA		0	N	0	
CP-ODY-20-02	26 janvier 2020	26	79.96	80.36	0.4	0	0	NA		0	N	0	
CP-ODY-20-02	26 janvier 2020	27	80.36	82.88	2.52	0	0	NA		0	N	0	
CP-ODY-20-02	26 janvier 2020	28	82.88	85.82	2.94	0	2.94	NA		2.94	F	1	
CP-ODY-20-02	26 janvier 2020	29	85.82	88.81	2.99	0	2.99	293	P	2.99	F	1	
CP-ODY-20-02	26 janvier 2020	30	88.81	91.66	2.85	0	2.85	0	VG	2.85	F	1	
CP-ODY-20-02	26 janvier 2020	31	91.66	94.62	2.96	0.55	0.59	NA		1.14	P	0	
CP-ODY-20-02	26 janvier 2020	32	94.62	97.68	3.06	1.01	2.02	NA		3.03	P	1	
CP-ODY-20-02	26 janvier 2020	33	97.68	100.64	2.96	0.9	0.71	NA		1.61	P	1	
CP-ODY-20-02	26 janvier 2020	34	100.64	103.65	3.01	2.51	0.5	NA		3.01	F	1	
CP-ODY-20-02	27 janvier 2020	35	103.65	106.57	2.92	0.91	2.01	NA		2.92	F	1	
CP-ODY-20-02	27 janvier 2020	36	106.57	108.97	2.4	1.74	0.66	NA		2.4	F	1	
CP-ODY-20-02	27 janvier 2020	37	108.97	109.55	0.58	0.58	0	NA		0.58	F	1	Orientation line from 108,97m
CP-ODY-20-02	27 janvier 2020	38	109.55	111.96	2.41	1.43	0.98	NA		2.41	F	1	Top orientation line from 108,97m
CP-ODY-20-02	27 janvier 2020	39	111.96	112.32	0.36	0	0.36	335	P	0.36	F	1	
CP-ODY-20-02	27 janvier 2020	40	112.32	114.97	2.65	1.33	1.32	NA		2.65	F	1	
CP-ODY-20-02	27 janvier 2020	41	114.97	115.23	0.26	0.23	0	NA		0.23	P	1	
CP-ODY-20-02	27 janvier 2020	42	115.23	118.15	2.92	0	0	NA		0	N	0	
CP-ODY-20-02	27 janvier 2020	43	118.15	118.94	0.79	0	0	NA		0	N	0	
CP-ODY-20-02	27 janvier 2020	44	118.94	121.98	3.04	0	0.06	NA		0.06	P	0	
CP-ODY-20-02	27 janvier 2020	45	121.98	125.03	3.05	0.64	1.94	NA		2.58	P	1	

Interval Data									
Rock Strength			Rock Alteration	Alteration Index		Weathering Index		Jn	
Code	Description	UCS Rating (MPa)	Type	Code	Description	Code	Description	Code	Description
0	Extremely Weak	0.25 - 1	Bt - Biotite	1	Unaltered rock	1	Fresh	0.5	Massive
1	Very Weak	1 - 5	Ca - Calcite	2	Slightly altered rock	2	Slightly Weathered	1.0	Single Random
2	Weak	5 - 25	Ch - Chlorite	3	Moderately altered rock	3	Moderately Weathered	2.0	One Set
3	Moderately Strong	25 - 50	Ep - Epidote	4	Highly altered rock	4	Highly Weathered	3.0	One + Random
4	Strong	50 - 100	Hm - Hematite	5	Completely altered rock	5	Completely Weathered	4.0	Two Sets
5	Very Strong	100 - 250	K - Feldspath K			6	Residual Soil	6.0	Two + Random
6	Extremely Strong	> 250	Ox - Oxidized					9.0	Three Sets
			Py - Pyrite					12.0	Three + Random
			Qtz - Quartz					15.0	Four or more Sets
			Ser - Serpentine					20.0	Crushed/Broken Rock
			Sr - Sericite						
			Su - Sulphides						
			Tc - Talc						
			Tre - Tremolite						
			Si - Silica						

Structural Data									
Structure Type		Infill Type		Infill Character		Shape		Roughness	
Code	Description	Code	Description	Code	Description	Code	Description	Code	Description
BC	Broken Core	Act	Actinote	CL	Clean	PL	Planar	K	Slickensided
BD	Bedding	Bt	Biotite	ST	Stained	CU	Curved	PO	Polished
CO	Contact	Br	Broken Rock	SA	Slightly Altered	UN	Undulating	SM	Smooth
DYKE	Dyke	Ca	Calcite	PC	Partially Coated	ST	Stepped	RO	Rough
FLT	Fault	Cb	Carbonate	CC	Completely Coated	IR	Irregular	VR	Very Rough
FO	Foliation	Ch	Chlorite	IN	Infilled				
FR	Fracture	Cl	Clay						
GO	Gouge	Ep	Epidote						
HCO	Healed Contact	Fe	Iron						
HFO	Healed Foliation	Gm	Green Micas						
HJN	Healed Joint	Go	Gouge						
HSR	Healed Shear	Gv	Gravel						
HVN	Healed Vein	He	Hematite						
JN	Joint	Om	Organic Matter						
LC	Lost Core	Py	Pyrite						
MB	Mechanical Break	Qtz	Quartz						
SP	Spun joint	Sa	Sand						
SR	Shear	Si	Silt						
VN	Vein	Ser	Sericite						
		Tc	Talc						

Orientation Reliability	
code	Description
1	Orientation confirmed by two other ACTIII tool measurements (3 consecutive marks at +/- 20deg.)
2	Orientation confirmed by one other ACTIII tool measurement (2 consecutive marks at +/- 20deg.)
3	Orientation not confirmed - based on 1 ACTIII measurement
4	Not oriented

Annexe B

Analyse structurale

1.0 INTRODUCTION

L'objectif de cette annexe est d'identifier les familles de discontinuités majeures et mineures retrouvées dans le massif rocheux du pilier de surface et d'en déterminer leurs propriétés. Ces familles sont aussi comparées avec celles identifiées dans ce secteur lors des travaux précédents de Golder (2018, 2019).

La collecte de données d'orientations structurales a été effectuée par carotte orientée.

2.0 STRUCTURES MAJEURES

La zone de faille Cadillac située dans la portion nord de la propriété et du bassin Nord-Est est localement limitée au sud par la faille. Cette structure est orientée localement à N15°W avec un pendage sub-vertical dans le secteur du bassin Nord-Est. La faille n'a pas été interceptée en forage lors de la campagne de terrain. Les observations de cette structure régionale dans les forages d'exploration et dans les précédentes campagnes de description de carotte géotechnique (Golder, 2018, 2019) indiquent qu'elle ne possède pas les caractéristiques géotechniques généralement associées aux failles (gouge, ouvertures, matériau broyé) mais se manifeste comme un corridor de cisaillement ayant déformé les ultramafiques et associé à la présence de schiste à talc-chlorite.

3.0 DONNÉES DISPONIBLES

Les données précédemment compilées ainsi que les données de l'investigation de 2020 ont été prises en compte lors de la détermination des familles de discontinuité:

- Golder (2018a) Fosse Barnat – mise à jour de la caractérisation du massif rocheux;
- Golder (2018b) Mise à jour de conception de pente – fosse Jeffrey;
- Golder (2019) Mise à jour de l'évaluation de la stabilité du mur nord de la fosse Jeffrey en réponse à une question du MTMDET.
- Mise à jour de la cartographie structurale du mur nord de la fosse Jeffrey. (Reçu le 3 mars 2020)
- Forages CP-ODY-20-01 et CP-ODY-20-02

D'autres études de données structurales sont disponibles pour la mine Canadian Malartic, mais ces données sont plus éloignées de la zone à l'étude et ne sont pas dans la lithologie principale du pilier de surface.

4.0 REVUE DES DONNÉES HISTORIQUES

4.1 Fosse Barnat - Golder (2018a)

L'investigation géotechnique de la fosse Barnat a été réalisée afin de fournir une mise à jour de la caractérisation du massif rocheux de la fosse (Golder, 2018a). Six forages géotechniques ont été faits lors de cette campagne. Des relevés de géophysiques en forage ont été réalisés dans quatre des forages en plus d'un relevé supplémentaire dans un forage d'exploration. Un total de 676 discontinuités orientées ont été analysées dans les forages orientés afin de déterminer les ensembles de familles présentes dans le massif rocheux. Seulement les forages BNGT17-01 et MEV17-03 recourent l'unité de roche ultramafique. Les ensembles de discontinuités déterminés en forage pour l'ultramafique sont présentés dans le Tableau 1. Les familles de discontinuités déterminées à partir du forage BNGT17-01 sont illustrées à la Figures 1 pour les données provenant du forage orienté.

Les familles sub-verticales Fo1a et Fo1b représentent la foliation de la roche qui suit l'orientation de la faille Cadillac et change selon son orientation. Les familles Jn1 et Jn2 sont sub-horizontales et visibles sur tout le mur nord.

Tableau 1: Résumé de l'orientation moyenne des familles de discontinuités par forage dans les carottes orientés et dans les relevés televiever (selon Golder, 2018a)

Forage	Famille	Pendage (°)	Direction du pendage (°)
BNGT17-01 (100-215m) Forage orienté	Fo1a	69	180
	Jn2	39	353
BNGT17-01 Televiever	Fo1a	74	188
	Jn1	14	172
MEV17-03 Televiever ^{1,2}	Fo1a	79	31
	Fo1b	85	330
	Jn2	14	108

- 1) Ces données n'ont pas été présentées dans le rapport de la mise à jour de la caractérisation de la fosse Barnat.
- 2) Seulement les discontinuités dans l'ultramafique ont été considérées pour l'orientation moyenne.

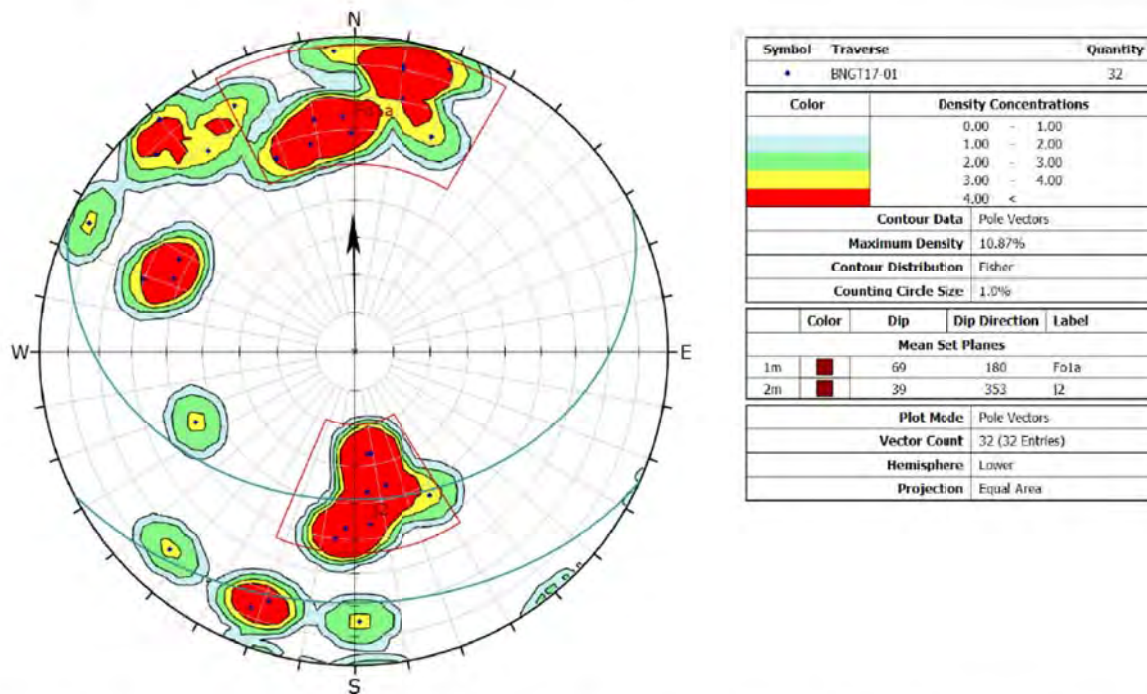


Figure 1: Stéréonet des discontinuités de l'ultramafique observées dans le forage BNGT17-01 (selon Golder, 2018a)

4.2 Fosse Jeffrey – mur nord - Golder (2018b-2019)

4.2.1 Mise à jour de conception de pente – fosse Jeffrey (Golder, 2018b)

L'investigation géotechnique de la fosse Jeffrey a été réalisée afin d'augmenter le niveau de confiance de l'orientation des données structurales de certaines unités lithologiques dont le porphyre et de diminuer le niveau d'incertitude de l'épaisseur de la zone de schiste (Golder, 2018). L'étude effectuée par Golder en 2019 sur la mise à jour de l'évaluation de la stabilité du mur Nord de la fosse Jeffrey (Golder, 2019) a été effectuée afin de rassurer le Ministère des Transports, de la Mobilité Durable, et de l'Électrification des Transports (MTMDET) sur la stabilité du mur Nord qui sera adjacent à la route 117.

Trois forages géotechniques ont été faits lors de l'investigation géotechnique de la fosse Jeffrey. Des relevés de géophysiques en forage ont été réalisés dans les trois forages. Seulement le forage JFGT18-03 recoupe l'unité de roche ultramafique. Les familles de discontinuité déterminées à partir du forage JFGT18-03 sont présentées au Tableau 2 selon les discontinuités illustrées à la Figure 2 pour les données provenant du relevé televiever.

Tableau 2: Résumé de l'orientation moyenne des familles de discontinuités provenant du relevé televiever du forage JFGT18-03 (selon Golder, 2018b)

Forage	Famille	Pendage (°)	Direction du pendage (°)
JFGT18-03 ¹	Fo	77	185
	Jn1	22	315
	Jn2	33	189

¹ Ces ont été révisés dans le rapport de la mise à jour de la stabilité du mur Nord de la fosse Jeffrey (Golder, 2019)

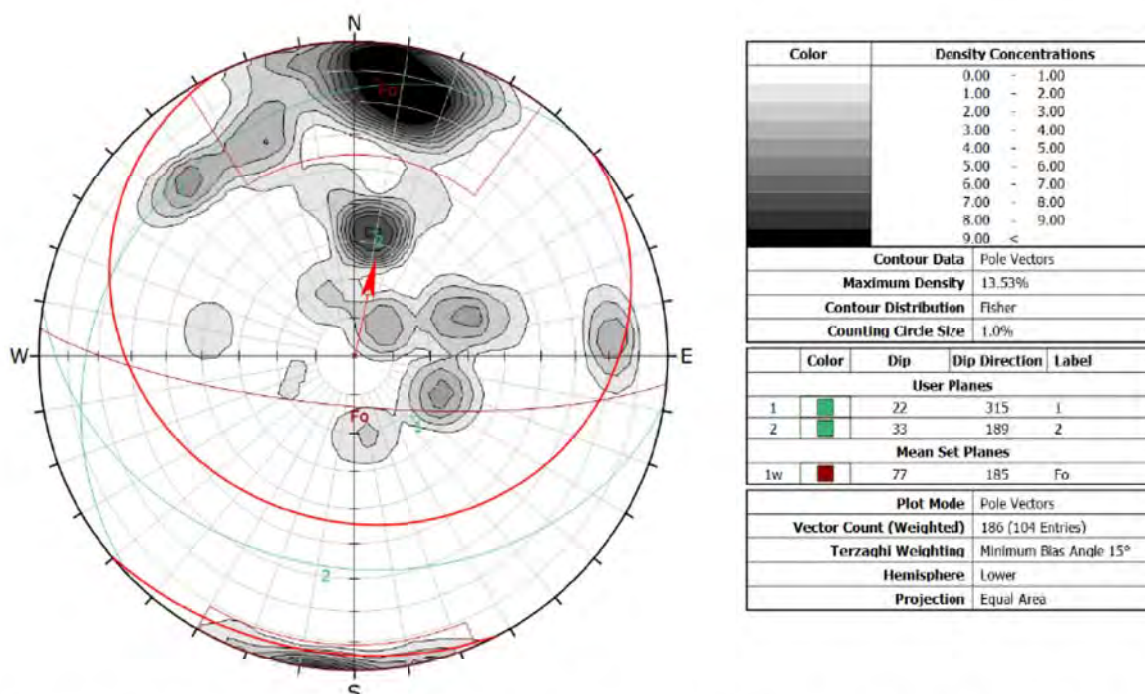


Figure 2: Stéréonet des discontinuités recueillies par relevé televiever dans le forage JFGT18-03 (selon Golder, 2019)

4.2.2 Mise à jour de l'évaluation de la stabilité du mur nord – fosse Jeffrey (Golder, 2019)

En juin 2019, Mine Canadian Malartic (MCM) a effectué un relevé structural du mur Nord de la fosse Jeffrey par photogrammétrie. Ces données ont été partagées à Golder pour cette étude. Les bancs excavés dans le mur Nord de la fosse Jeffrey sont principalement composés de roches ultramafiques et de schiste à talc-chlorite. Un total de 266 discontinuités orientées ont été analysées par photogrammétrie afin de déterminer les ensembles de familles présentes dans le massif rocheux. Les relevés ont permis de déterminer sept familles de discontinuités, dont certaines n'avaient pas été observées préalablement au cours de l'investigation de 2018 en raison de l'angle mort du forage JFGT18-03. Le Tableau 3 résume les familles de discontinuités qui sont illustrées à la Figure 3.

La famille de discontinuités 2m représente la foliation de la roche. L'ensemble de joint 3m est considérée comme une famille de joints majeure alors que les autres familles sont considérées comme étant mineures.

Tableau 3: Résumé de l'orientation moyenne des familles de discontinuités provenant du relevé par photogrammétrie effectué au mur Nord (selon Golder, 2019)

Famille	Pendage (°)	Direction du pendage (°)
1m	68	67
2m	69	166
3m	62	355
4m	78	228
5m	57	115
6m	89	200
7m	42	176

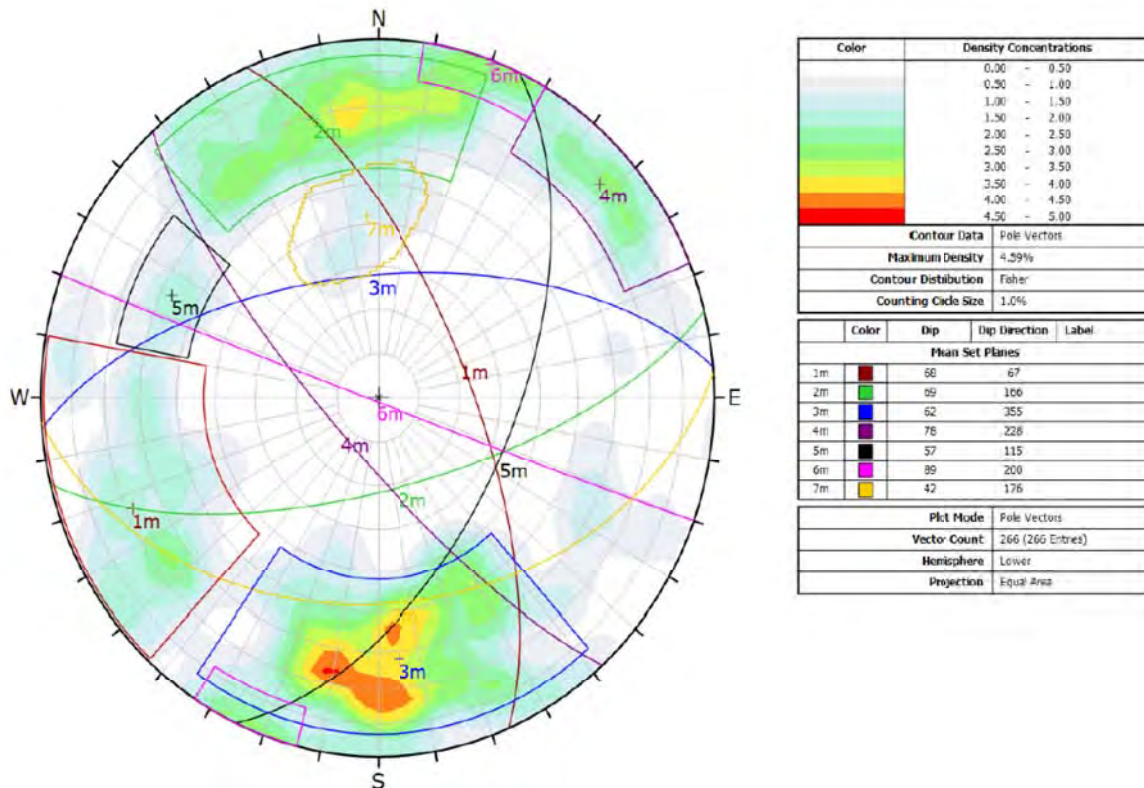


Figure 3: Orientations structurales des familles de discontinuités identifiées par photogrammétrie pour l'ensemble du mur Nord de la fosse Jeffrey (selon Golder, 2019)

5.0 CARACTÉRISATION DES STRUCTURES

5.1 Données géotechniques récentes

D'autres relevés de photogrammétrie ont été faites au mur Nord de la fosse Jeffrey suite à l'avancement de l'exploitation de la fosse. Ces données ont été envoyés à Golder le 3 mars 2020. Un total de 434 discontinuités sont disponibles, soit un ajout de 168 nouvelles discontinuités par rapport au dernier relevé de photogrammétrie. Les données illustrées à la Figure 4 selon la profondeur des discontinuités montrent que les familles de discontinuités restent sensiblement les mêmes et qu'aucune nouvelle famille de discontinuités n'est dévoilée sur les bancs inférieurs de la fosse. La famille de discontinuités mineure 8m a été ajoutée mais plusieurs des discontinuités étaient déjà observées avec les données du dernier relevé.

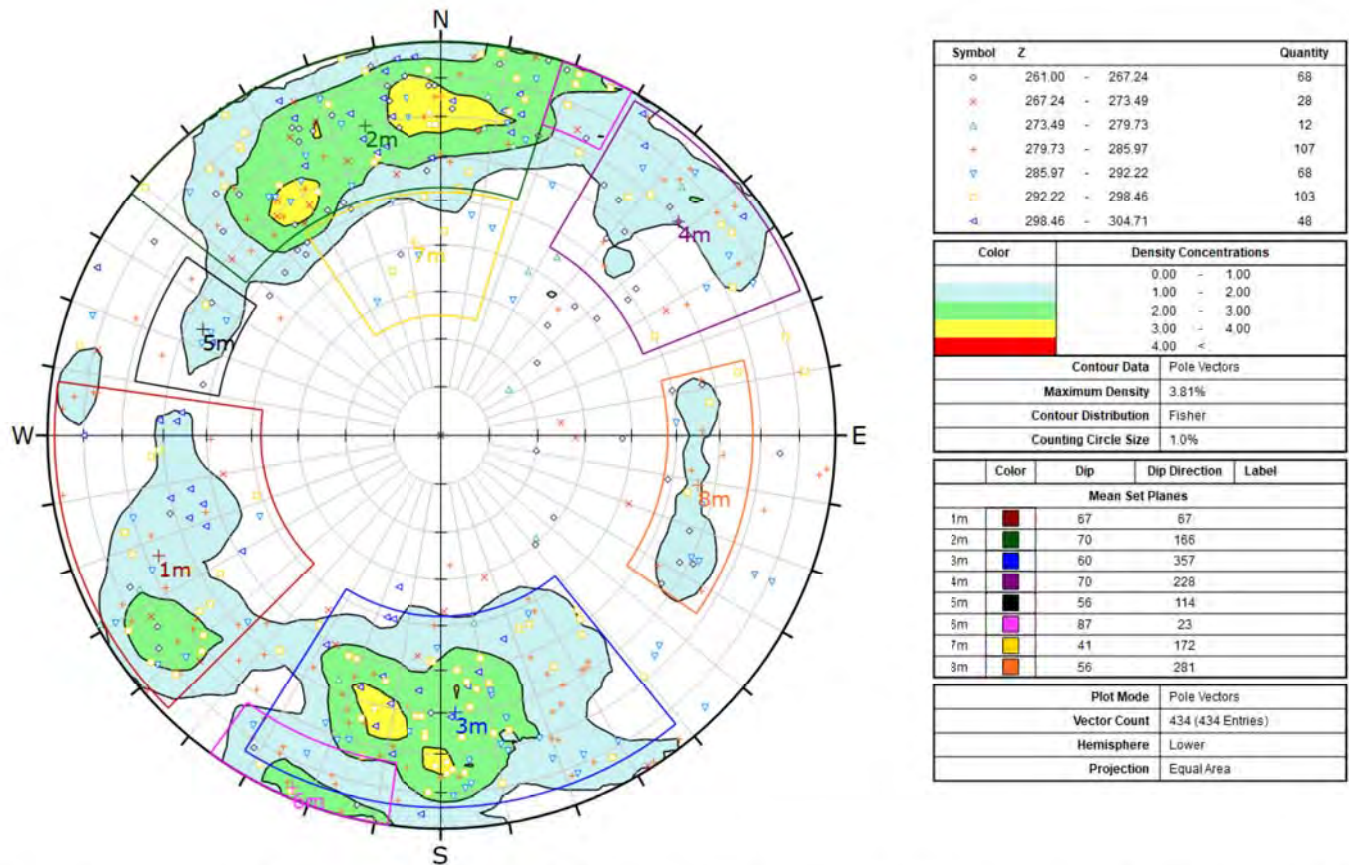


Figure 4: Orientations structurales des familles de discontinuités identifiées par photogrammétrie pour l'ensemble du mur Nord de la fosse Jeffrey – mise à jour 2020

5.2 Résultats de l'investigation de 2020

Les données collectées en 2020 comprennent les données recueillies dans deux forages orientés. Un total de 250 discontinuités a été collecté dans les deux forages. Les données structurales ont été traitées à l'aide du logiciel Dips de Rocscience afin de déterminer les tendances des discontinuités observés.

5.2.1 Forage CP-ODY-20-01

Le forage CP-ODY-20-01 est foré à l'ouest du bassin de rétention d'eau Nord-Est, jusqu'à une profondeur de 101,5m. Le forage est constitué principalement de roches ultramafiques, localement recoupé par un porphyre et par des basaltes, des intrusions mafiques et des gabbros sur toute sa longueur. La Figure 5 montre que les différentes familles de discontinuités sont observées dans toutes les lithologies.

L'annexe B2 présente les stéréonets des discontinuités représentées selon le type de discontinuité et selon la profondeur. L'orientation des discontinuités évolue selon la profondeur. Les discontinuités orientées selon la foliation ont été observées seulement près de la surface, soit moins de 50m de profondeur dans l'axe du forage. La famille de discontinuité J1 qui est sub-horizontale est plus souvent observée en profondeur. Les discontinuités où des évidences de mouvement du au forage (SP) sont plus souvent orientées selon l'axe du forage. Ces joints sont tous dans la famille de discontinuité sub-horizontale. La présence de ces discontinuités surestime la réelle densité de la famille subhorizontale (J1).

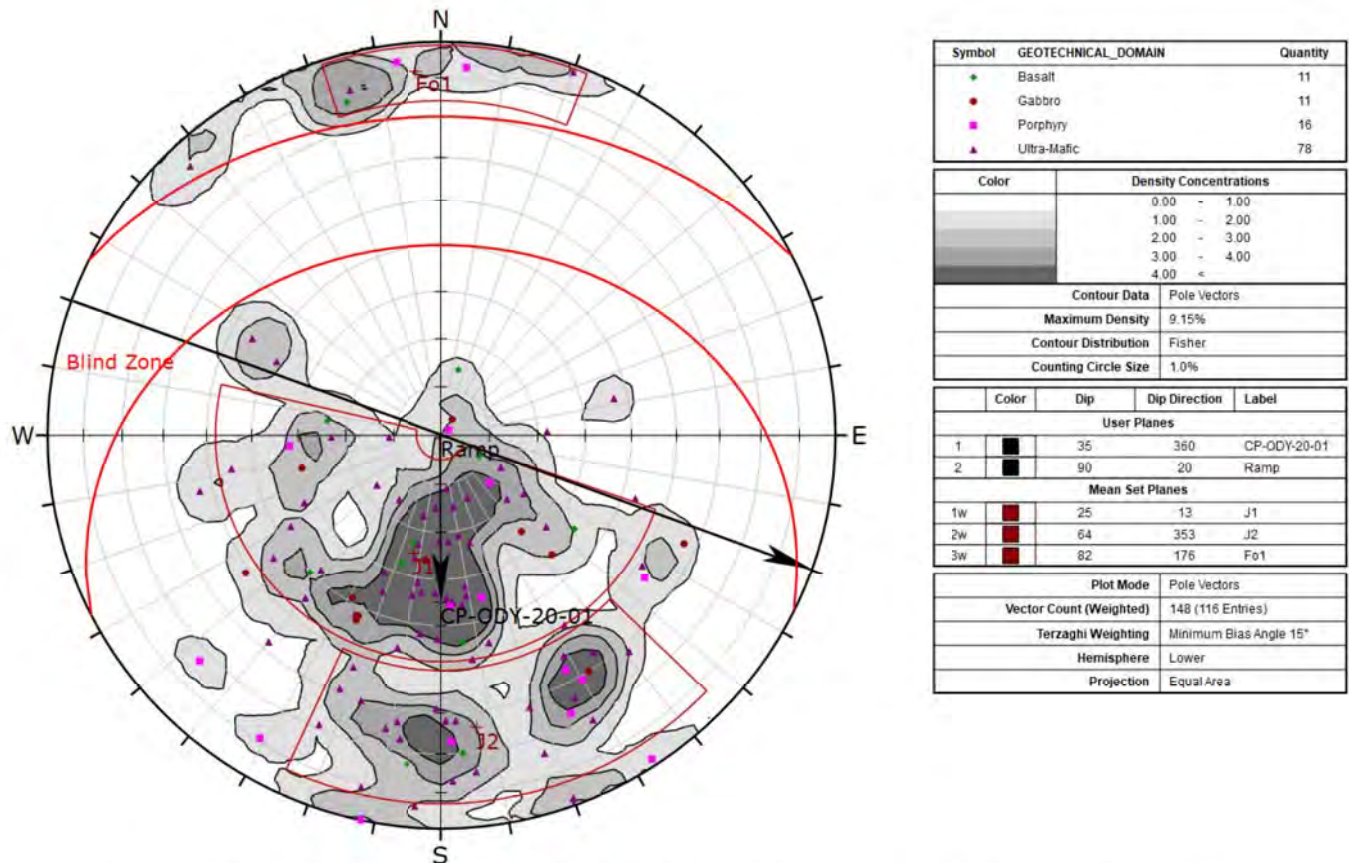


Figure 5: Stéréonet des discontinuités du forage CP-ODY-20-01 schématisées selon la lithologie recoupée

5.2.2 Forage CP-ODY-20-02

Le forage CP-ODY-20-02 est foré à l'est du bassin de rétention d'eau Nord-Est, jusqu'à une profondeur de 125,03m. Le forage est constitué principalement de roches ultramafiques, localement recoupé par des basaltes, des gabbros ou des intrusions mafiques et des intrusions felsiques vers la fin du forage. La Figure 6 montre les familles de discontinuités observées dans ce forage.

L'annexe B2 présente les stéréonet des discontinuités représentées selon le type de discontinuité et selon la profondeur. L'orientation des discontinuités changent selon la profondeur. Les discontinuités orientées selon la foliation et la famille de joints J2 ont été seulement observées plus en profondeur, soit à des profondeurs supérieures à 100m dans l'axe du forage. La famille de joint sub-horizontale J1 et la famille de joint J3 sont observées à toutes les profondeurs. Tout comme dans le forage CP-ODY-20-01, les discontinuités qui montrent des évidences de mouvement du au forage (SP) sont plus souvent orientés selon l'axe du forage. Ces joints sont tous dans la famille de discontinuité sub-horizontale. La présence de ces discontinuités surestime la réelle densité de la famille subhorizontale (J1).

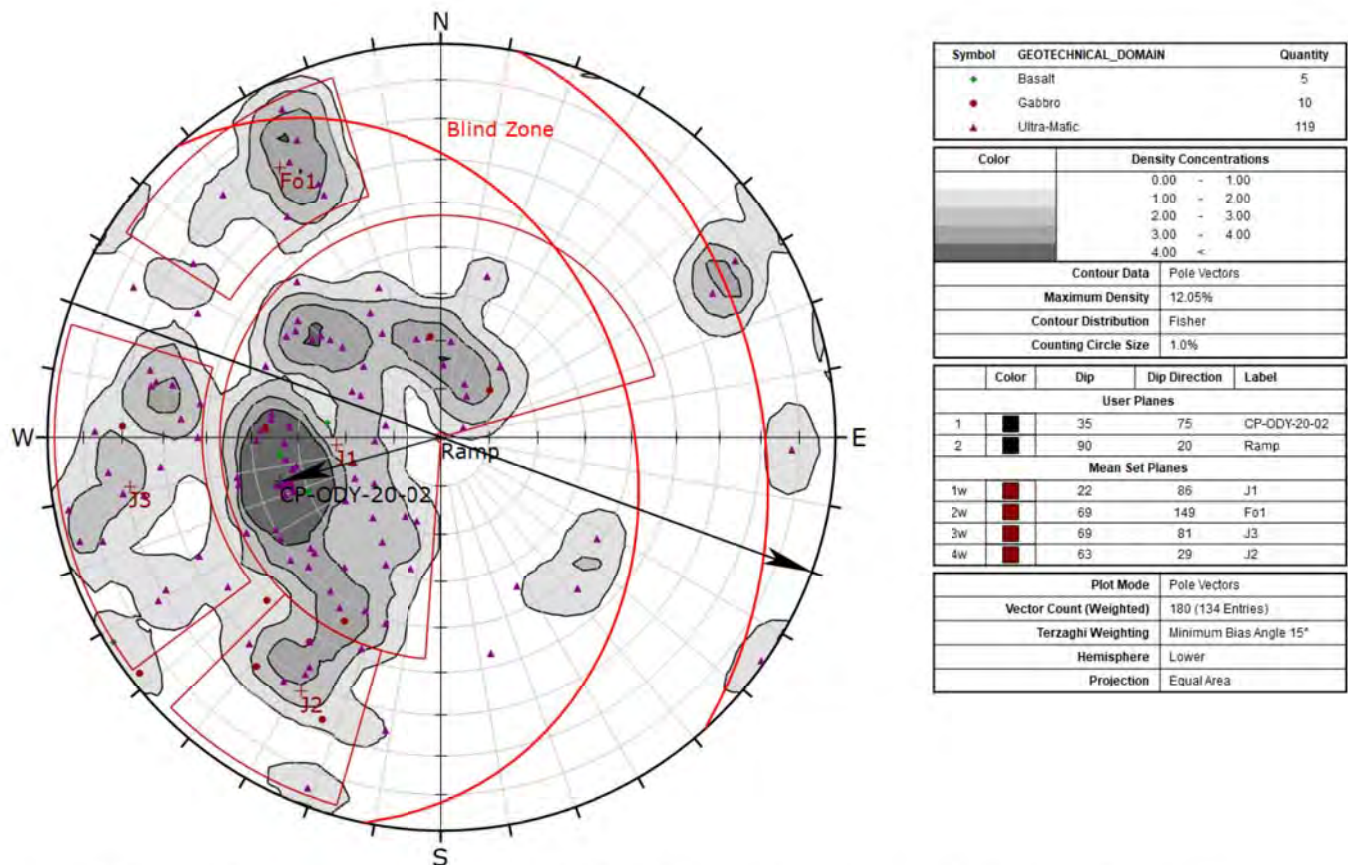


Figure 6: Stéréonet des discontinuités du forage CP-ODY-20-01 schématisées selon la lithologie recoupée

5.3 Familles de discontinuités

Les données structurales ont été regroupés selon des familles de discontinuités ayant des caractéristiques semblables. Au total, quatre familles de discontinuités ont été notées dans l'ensemble des forages effectués pour l'étude du pilier de surface. Le Tableau 4 résume l'orientation des familles de discontinuités. Toutes les familles de joints déterminées dans l'étude actuelle avaient déjà été observées par le passé. Les différentes familles de discontinuités observées en forage ont les caractéristiques suivantes :

- La famille sub-verticale Fo1 suit l'orientation de la faille Cadillac et est présente dans les deux forages. Les structures de cet ensemble sont principalement ondulées, rugueuses et avec un placage de calcite. Cette famille majeure est observée dans toutes les campagnes présentées plus haut.
- La famille de joint sub-horizontale J1 est observée dans les deux forages. Son orientation est variée et son pendage est sub-horizontale. Les structures sont principalement ondulées, rugueuses et avec un placage continu ou discontinu de calcite ou de chlorite. Cette famille est observée en forage (Golder, 2018, 2019) avec une densité plus faible. La surévaluation de la densité de cette famille dans les forages 2020 est causée par le nombre élevé de discontinuités aplanies par le forage (SP). Cette famille n'est pas observée dans les relevés de cartographie de la fosse Jeffrey.
- La famille de joint sub-verticale J2 est observée dans les deux forages. Elle représente une famille de discontinuité principale avec un pendage sub-vertical, quoi qu'elle soit moins observée dans le

forage CP-ODY-20-02 étant donné le biais d'observation causé par l'angle du forage. Son orientation suit la tendance principale de la ceinture de roches vertes de l'Abitibi. Les structures sont principalement ondulées, rugueuses et avec un placage continu ou discontinu de calcite. Cette famille est observée dans les forages dans les ultramafiques de la fosse Barnat et dans la cartographie structurale du mur nord de la fosse Jeffrey.

- La famille de joint sub-verticale J3 est une famille de joints mineure observée seulement dans le forage CP-ODY-20-02 mais également déterminée par photogrammétrie. Les structures décrites sont principalement ondulées, rugueuses et avec un placage de calcite. L'orientation des forages de la fosse Barnat et de la fosse Jeffrey ne permet pas d'observer cette famille (zone aveugle).

Tableau 4: Orientation moyenne des familles de discontinuités par forage dans les carottes orientées

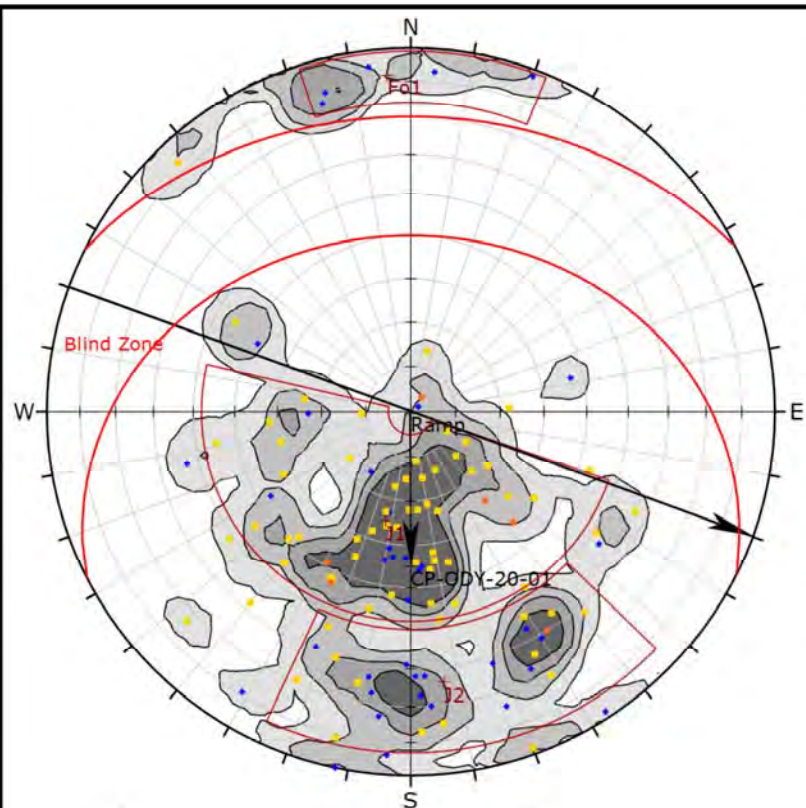
Forage	Famille	Pendage (°)	Direction du pendage (°)
CP-ODY-20-01	Fo1	82	176
	J1	25	13
	J2	64	353
CP-ODY-20-02	Fo1	69	149
	J1	22	86
	J2	63	29
	J3	69	81

6.0 REFERENCES

Golder, 2018a. *Fosse Barnat – Mise à jour de la caractérisation du massif rocheux*, Rapport ref. no. GAL003-1776175-P1000-RF-Rev0, Avril 2018

Golder, 2018b. *Mise à jour de conception de pente – fosse Jeffrey : Revue de conception suite à l'investigation géotechnique de l'été 2018*, Rapport ref. no. GAL032-1776175-P1000-RF-Rev0, Décembre 2018

Golder, 2019. *Mise à jour de l'évaluation de la stabilité du mur nord de la fosse Jeffrey en réponse à une question du MTMDET – Mine Canadian Malartic*, Rapport ref. no. GAL068-1776175-P14000-MTf-Rev0, Août 2019



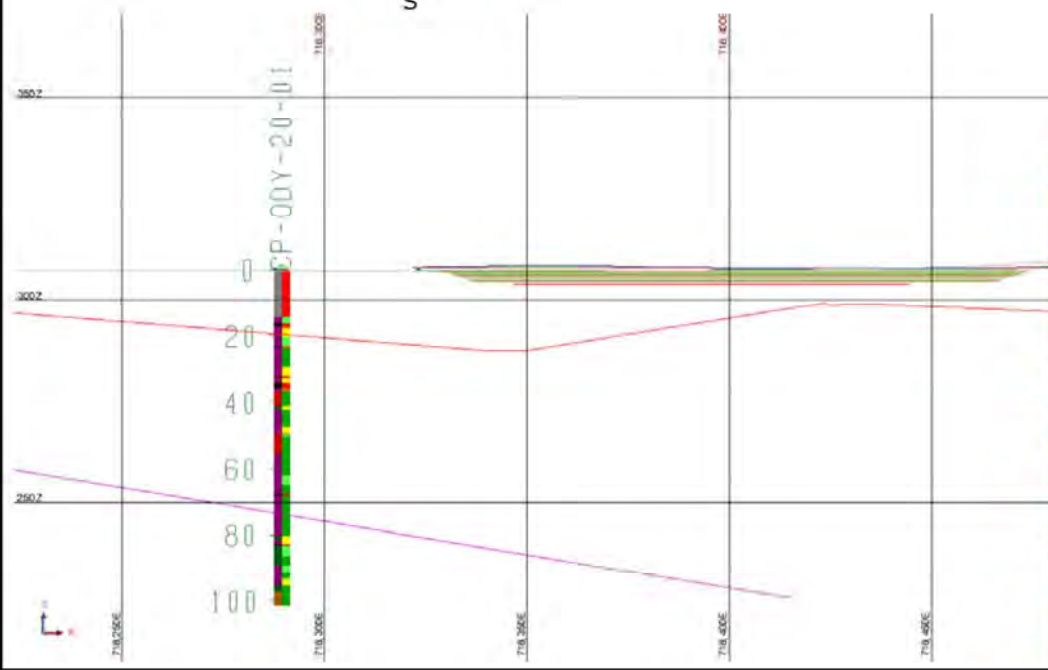
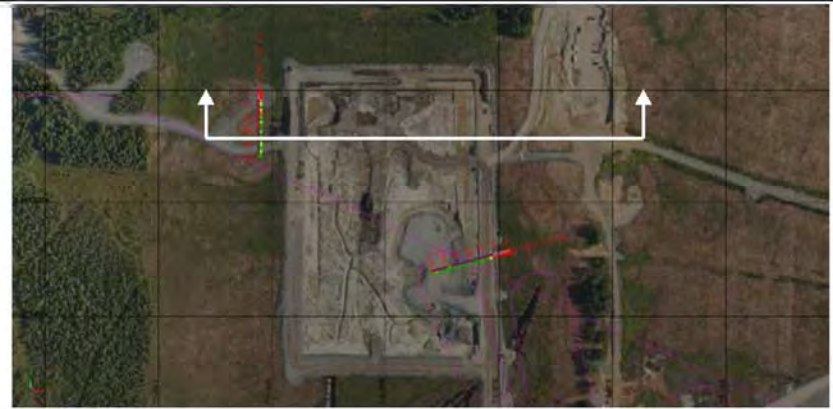
Symbol	DEPTH	Quantity
●	0.00 - 50.00	40
▲	50.00 - 100.00	70
●	100.00 - 150.00	6

Color	Density Concentrations
0.00 - 1.00	0.00 - 1.00
1.00 - 2.00	1.00 - 2.00
2.00 - 3.00	2.00 - 3.00
3.00 - 4.00	3.00 - 4.00
4.00 <	4.00 <

Contour Data	Pole Vectors
Maximum Density	0.15%
Contour Distribution	Fisher
Counting Circle Size	1.0%

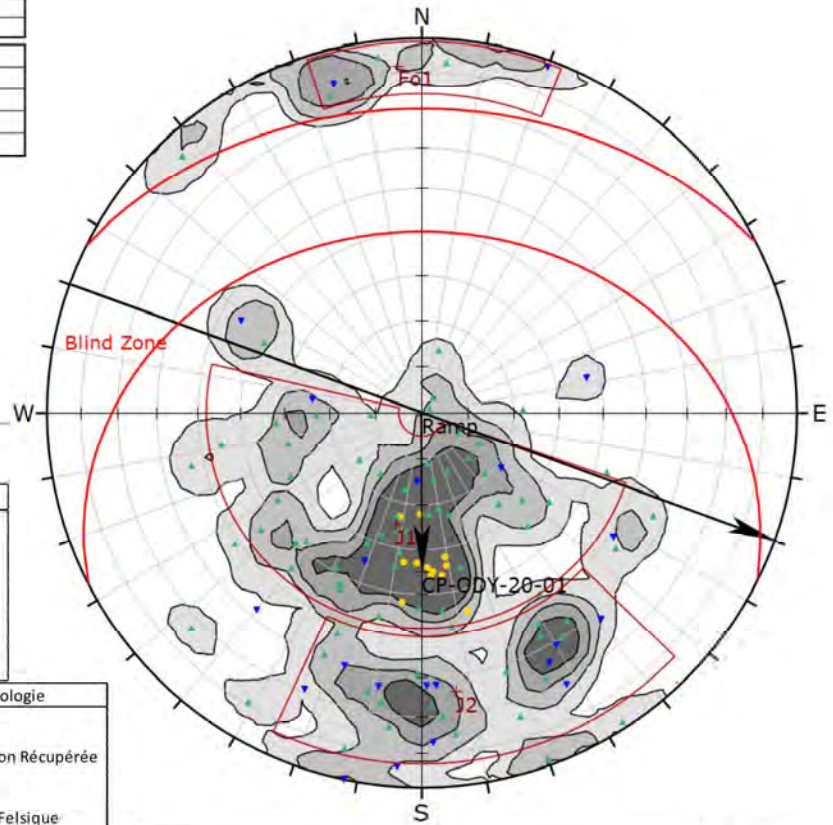
Color	Dip	Dip Direction	Label
User Planes			
1	35	360	CP-ODY-20-01
2	90	20	Ramp
Mean Set Planes			
1w	25	13	J1
2w	64	353	J2
3w	82	176	Fo1

Plot Mode	Pole Vectors
Vector Count (Weighted)	148 (116 Entries)
Terzaghi Weighting	Minimum Bias Angle 15°
Hemisphere	Lower
Projection	Equal Area



Légende - RQD	
0-25%	Red
25-50%	Orange
50-75%	Yellow
75-90%	Green
90-100%	Dark Green

Légende - Lithologie	
Basalte	Green
Carotte Non Récupérée	Grey
Gabbro	Yellow
Intrusion Felsique	Pink
Intrusion Mafique	Brown
Komatiite	Purple
Mort-Terrain	Light Grey
Porphyre	Red
Ultra-Mafique	Purple



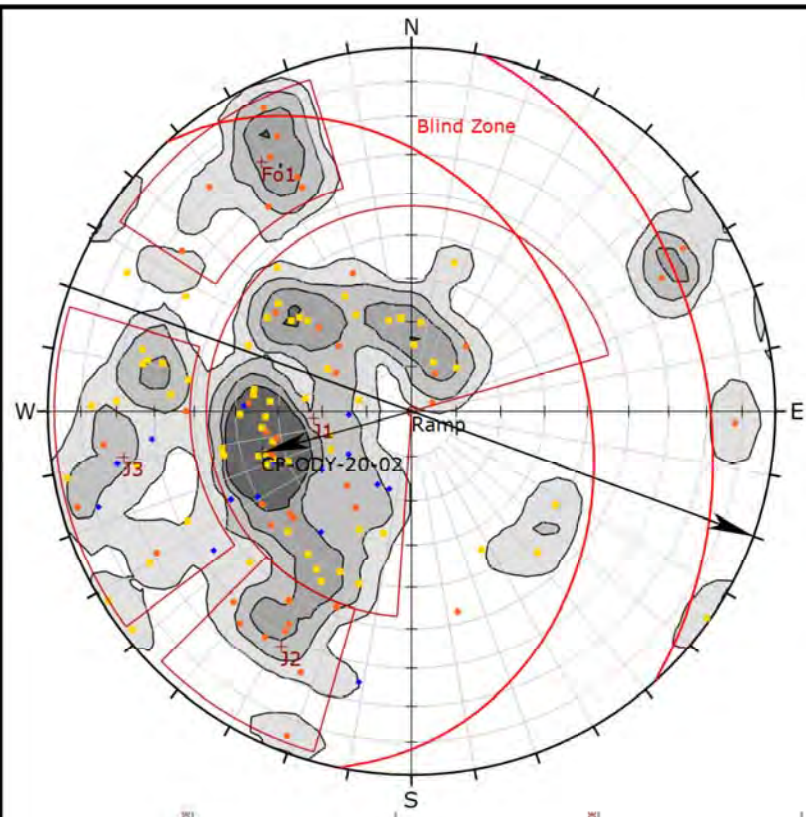
Symbol	TYPE	Quantity
▲	JN	81
▲	SP	13
▼	VN	22

Color	Density Concentrations
0.00 - 1.00	0.00 - 1.00
1.00 - 2.00	1.00 - 2.00
2.00 - 3.00	2.00 - 3.00
3.00 - 4.00	3.00 - 4.00
4.00 <	4.00 <

Contour Data	Pole Vectors
Maximum Density	0.15%
Contour Distribution	Fisher
Counting Circle Size	1.0%

Color	Dip	Dip Direction	Label
User Planes			
1	35	360	CP-ODY-20-01
2	90	20	Ramp
Mean Set Planes			
1w	25	13	J1
2w	64	353	J2
3w	82	176	Fo1

Plot Mode	Pole Vectors
Vector Count (Weighted)	148 (116 Entries)
Terzaghi Weighting	Minimum Bias Angle 15°
Hemisphere	Lower
Projection	Equal Area



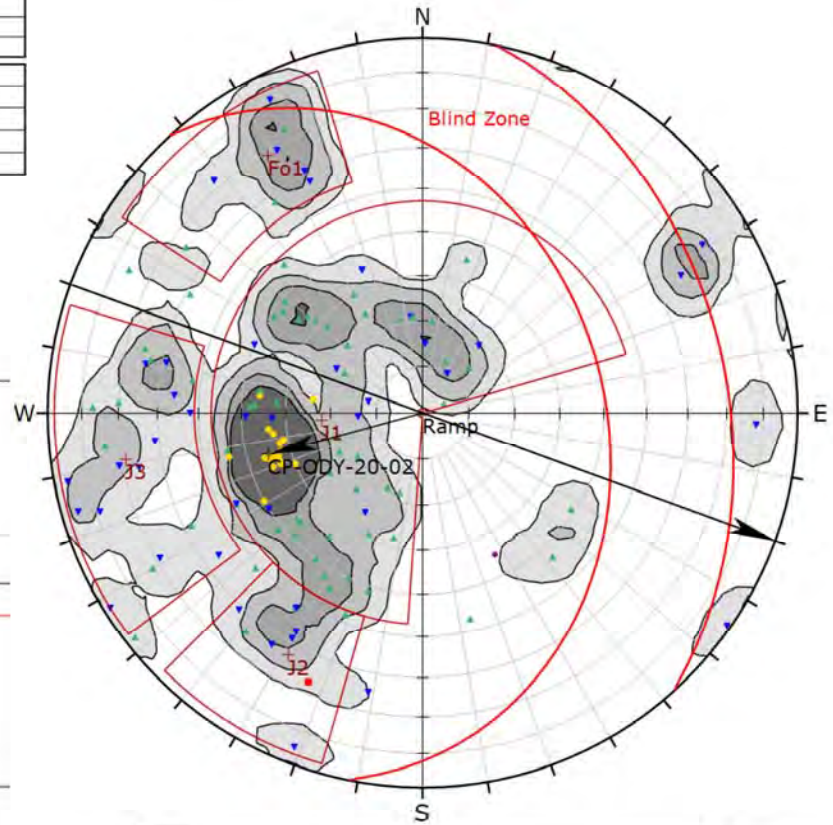
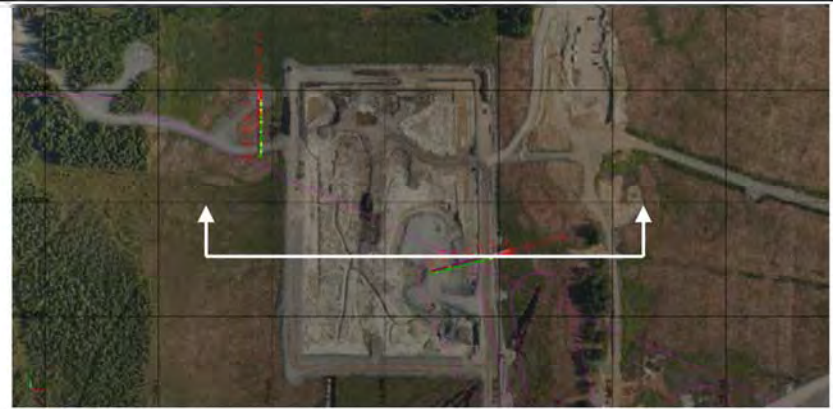
Symbol	DEPTH	Quantity
+	0.00 - 50.00	19
△	50.00 - 100.00	70
○	100.00 - 150.00	45

Color	Density Concentrations
0.00 - 1.00	0.00 - 1.00
1.00 - 2.00	1.00 - 2.00
2.00 - 3.00	2.00 - 3.00
3.00 - 4.00	3.00 - 4.00
4.00 <	4.00 <

Contour Data	Pole Vectors
Maximum Density	12.05%
Contour Distribution	Fisher
Counting Circle Size	1.0%

Color	Dip	Dip Direction	Label
User Planes			
1	35	75	CP-ODY-20-02
2	90	20	Ramp
Mean Set Planes			
1w	22	96	J1
2w	69	149	Fo1
3w	69	81	J3
4w	63	29	J2

Plot Mode	Pole Vectors
Vector Count (Weighted)	180 (134 Entries)
Terzaghi Weighting	Minimum Bias Angle 15°
Hemisphere	Lower
Projection	Equal Area



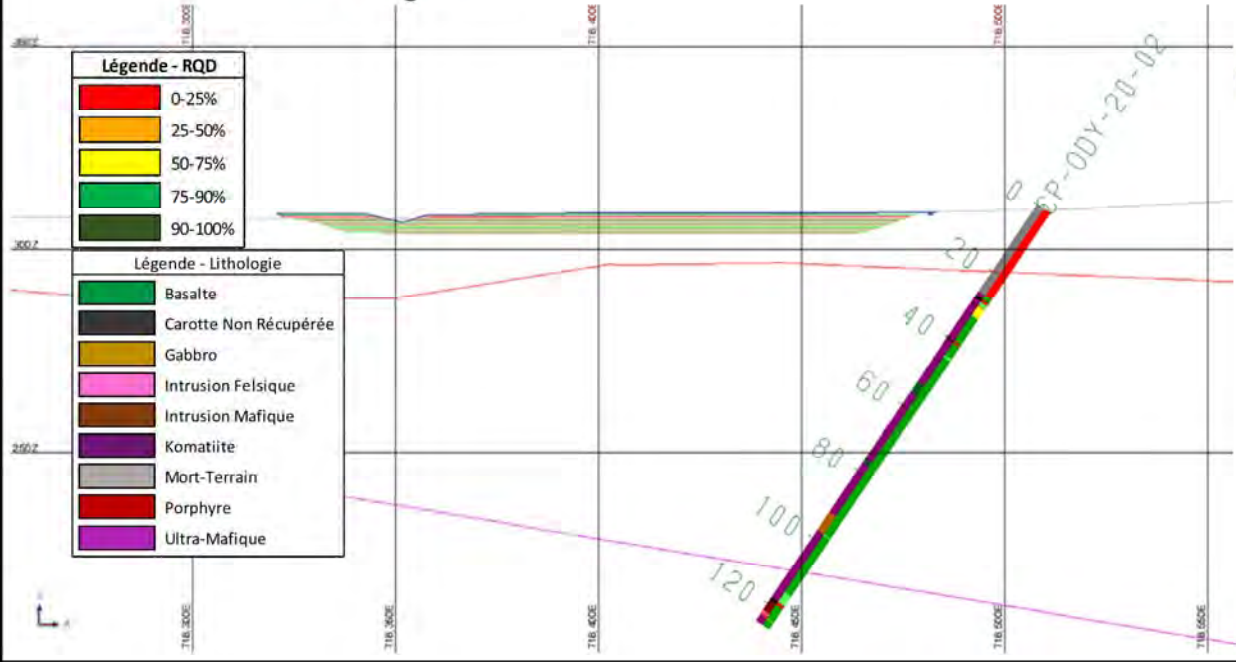
Symbol	TYPE	Quantity
+	CO	1
△	FO	1
○	JN	65
△	SP	23
+	VN	44

Color	Density Concentrations
0.00 - 1.00	0.00 - 1.00
1.00 - 2.00	1.00 - 2.00
2.00 - 3.00	2.00 - 3.00
3.00 - 4.00	3.00 - 4.00
4.00 <	4.00 <

Contour Data	Pole Vectors
Maximum Density	12.05%
Contour Distribution	Fisher
Counting Circle Size	1.0%

Color	Dip	Dip Direction	Label
User Planes			
1	35	75	CP-ODY-20-02
2	90	20	Ramp
Mean Set Planes			
1w	22	96	J1
2w	69	149	Fo1
3w	69	81	J3
4w	63	29	J2

Plot Mode	Pole Vectors
Vector Count (Weighted)	180 (134 Entries)
Terzaghi Weighting	Minimum Bias Angle 15°
Hemisphere	Lower
Projection	Equal Area



Légende - RQD	
0-25%	Red
25-50%	Orange
50-75%	Yellow
75-90%	Green
90-100%	Dark Green

Légende - Lithologie	
Basalte	Green
Carotte Non Récupérée	Black
Gabbro	Orange
Intrusion Felsique	Pink
Intrusion Mafique	Brown
Komatiite	Purple
Mort-Terrain	Grey
Porphyre	Red
Ultra-Mafique	Purple

PRÉLIMINAIRE

CLIENT	Canadian Malartic GP	PROJET	Étude du piliers de surface de la rampe Odyssey
CONTRACTANT	GOLDER	TITRE	Section du forage CP-ODY-20-02 et données structurales
DATE	2020-09-16	NO. PROJET	1776338
PREPAREE	SL	PHASE	P10720
CONCEPTION	SL	REV	0
REVISEE	JR		
APPROUVEE	JT		

Annexe C

Classification du massif rocheux

1.0 INTRODUCTION

Une évaluation de la qualité du massif rocheux dans le secteur du bassin de rétention d'eau Nord-Est a été préparée en utilisant les méthodes de classification des massifs rocheux du Rock Mass Rating (RMR) (Bieniawski, 1976) et de l'indice NGI-Q (Barton et al., 1974) sur la base des données recueillies durant la campagne 2020.

1.1 Domaines géotechniques

Les domaines géotechniques sont utilisés afin de simplifier le massif rocheux dans le cadre d'analyses géotechniques. Les lithologies recoupées lors de la campagne d'investigation du pilier de surface incluaient plusieurs unités secondaires qui sont décrites sommairement plus bas. La principale unité rencontrée lors de l'investigation est l'ultramafique, qui définit le domaine géotechnique de la rampe. Les unités lithologiques rencontrées sont présentées à la Figure 1 avec la fréquence à laquelle elles ont été rencontrées (mètres forés).

Puisque l'ultramafique est la lithologie qui constitue le domaine géotechnique du pilier de surface, tel qu'illustré à la Figure 1, seules les propriétés de ce domaine seront présentées par la suite et utilisées pour la caractérisation du massif rocheux.

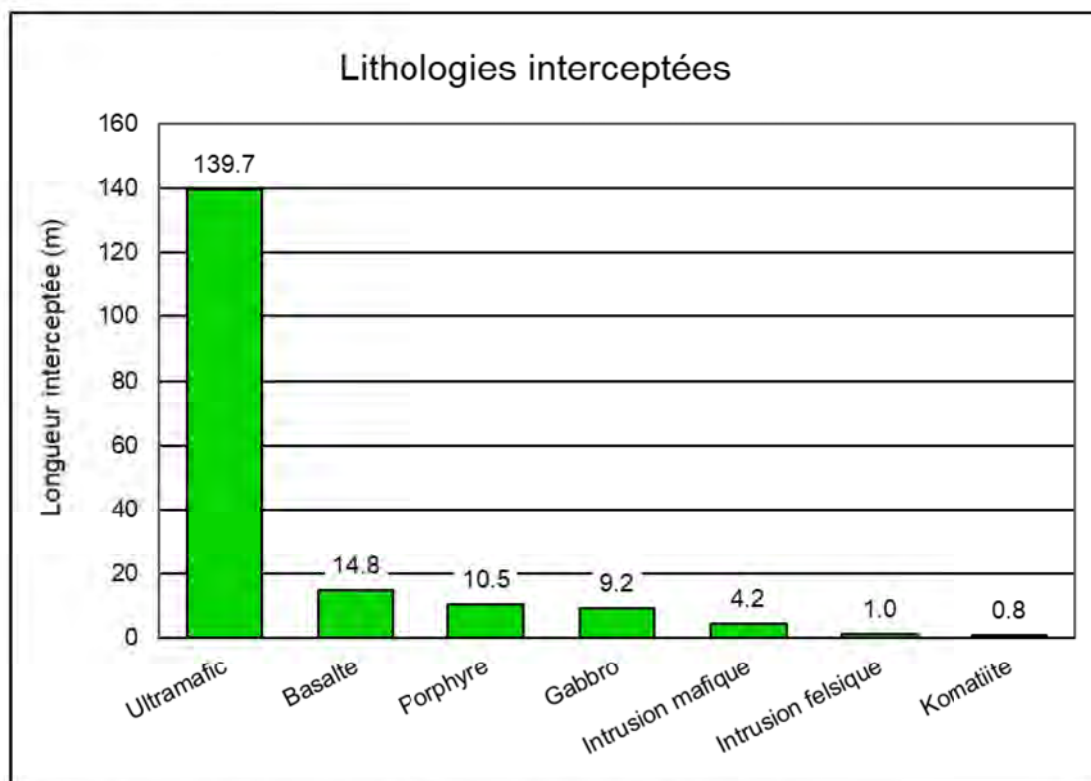


Figure 1: Distribution des unités lithologiques recoupées dans les forages

Les lithologies suivantes ont été observées lors de l'investigation de terrain pour le pilier de surface.

- Ultramafique : Roche volcanique de composition ultramafique, de couleur généralement bleu-grise, à grains fins, non-poreuse, présentant des stockwork de veines et veinules de calcite et rarement massive.



Figure 2: Présence typique d'ultramafique dans la carotte (forage CP-ODY-20-02 de 40,32 à 53,08 m)

- Komatiite : Roche volcanique de composition ultramafique, de couleur brun foncé, à grains très-fins, avec quelques vacuoles et présentant une texture typique de spinifex.



Figure 3: Présence typique de komatiite dans la carotte (forage CP-ODY-20-01 de 23,25 à 24,01 m)

- Basalte : Roche volcanique de composition mafique, de couleur variée, souvent à grains fins, non-poreuse et présentant des stockwork de veines et veinules de calcite et d'épidote.



Figure 4: Présence typique de basalte dans la carotte (forage CP-ODY-20-01 de 95,22 à 97,57 m)

- Gabbro : Roche intrusive de composition mafique, de couleur gris-verdâtre, à grains fins, non poreuse, souvent massive ou présentant des stockwork de veines et veinules de calcite et d'épidote.

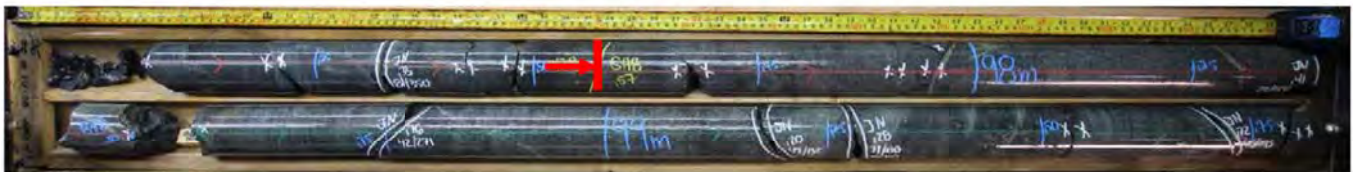


Figure 5: Présence typique de gabbro dans la carotte (forage CP-ODY-20-01 de 97,57 à 101,52 m)

- Intrusion mafique : Composée principalement de dykes et de filons-couches avec une composition mafique à ultramafique. Couleur variée; de brun à brun foncé à vert ou vert-gris. Roche non poreuse présentant localement des vacuoles. Grains très fins à moyens.



Figure 6: Présence typique d'intrusion mafique dans la carotte (forage CP-ODY-20-01 de 49,36 à 49,77 m)

- **Porphyre** : Roche intrusive porphyrique de composition felsique à intermédiaire, de couleur grise, à grains moyens, non-poreuse souvent massive ou présentant quelques veinules aléatoires de biotite.



Figure 7: Présence typique de porphyre dans la carotte (forage CP-ODY-20-01 de 36.76 à 41.26 m)

- **Intrusion felsique** : Roche intrusive de composition felsique, de couleur grise ou grise pâle, à grains fins à moyens, non-poreuse et massives.



Figure 8: Présence typique d'intrusion felsique dans la carotte (forage CP-ODY-20-02 de 122,75 à 123,02 m)

2.0 CLASSIFICATION « ROCK MASS RATING SYSTEM » (BIENIAWSKI, 1976)

Le système de classification RMR_{76} (Bieniawski, 1976) est calculé comme suit :

$$RMR = A_1 + A_2 + A_3 + A_4 + A_5 + A_6$$

Où

- A₁** : Résistance de la roche intacte (cote = 0 à 15)
- A₂** : Qualité de la roche – Rock Quality Designation (RQD) (cote = 3 à 20)
- A₃** : Espacement des discontinuités (cote = 5 à 30)
- A₄** : Condition des discontinuités (Jcon) (cote = 0 à 25)
- A₅** : Eau souterraine (cote = 0 à 10)
- A₆** : Orientation des discontinuités (cote = 0 à -60)

Les valeurs pour les six paramètres sont additionnées pour établir la cote RMR représentant les conditions du massif rocheux. Les valeurs RMR sont utilisées pour classer les conditions du massif rocheux selon les cotes présentées dans le Tableau 1. Les paramètres de la classification sont présentés dans l'annexe A1.

Tableau 1: Système de classification du massif rocheux RMR (d'après Bieniawski, 1976)

Valeur RMR ₇₆	Qualité du massif rocheux
0 à 20	Très Faible
21 à 40	Faible
41 à 60	Moyenne
61 à 80	Bonne
81 à 100	Très Bonne

Le Tableau 2 présente les cotes qui ont été utilisées dans les calculs du RMR.

Tableau 2: Classification du massif rocheux – RMR₇₆

Critère	Classe	Cote utilisée
Résistance de la roche intacte ¹	Roche très dure (100-200 MPa)	12
RQD ²	Très Bonne (90-100%)	20
Espacement des discontinuités ²	0,1 - 0,2 m	8
Condition des discontinuités ² (Jcon)	Généralement avec un placage continue ou discontinue, ondulé à planaire, lisse à rugueux	20
Eau souterraine	Sec	10
RMR ₇₆	Bonne	70

1) Valeur obtenue par la moyenne des ruptures intactes des UCS dans l'ultramafique des campagnes d'East-Malartic (Golder, 2018) et d'Odyssey (Golder, 2017). La résistance de la roche intacte utilisée est 122 MPa.

2) Classe obtenue du 35^e percentile de la distribution.

2.1 Résistance de la roche intacte

Une estimation de la résistance de la roche intacte a été réalisée sur le terrain en utilisant l'indice de résistance de terrain de l'ISRM, voir annexe A1. Chaque course a été classifiée sur une échelle de R0 à R6, correspondant à la résistance représentative de la roche intacte de la course. Chaque catégorie correspond à une classe de résistance tel que montré au Tableau 3.

Tableau 3: Indice de résistance de terrain (ISRM, 1981)

Classe	Résistance de la roche intacte (MPa)
R0	0.25 - 1
R1	1 - 5
R2	5 - 25
R3	25 - 50
R4	50 - 100
R5	100 - 250
R6	> 250

Les valeurs typiques de l'indice de résistance de terrain de l'ISRM telles que déterminées lors de la campagne d'investigation de 2020 sont présentées dans la Figure 9. Les valeurs typiques rencontrées estiment une résistance de la roche intacte comprise entre 100 et 250 MPa. Tel que mentionné dans la section 4.1.1 du rapport principal, la résistance de la roche intacte obtenue en laboratoire lors des précédentes campagnes de terrain réalisés par Golder varie entre 90MPa et 143MPa (Golder, 2018, 2019) avec une moyenne pondérée de 122 MPa. Seulement les essais présentant une rupture à travers la roche intacte sont considérés. L'estimation faite sur le terrain correspond à ce qui a été obtenu au laboratoire par le passé. Pour les calculs de RMR, les valeurs de résistance de la roche intacte en laboratoire ont été utilisées.

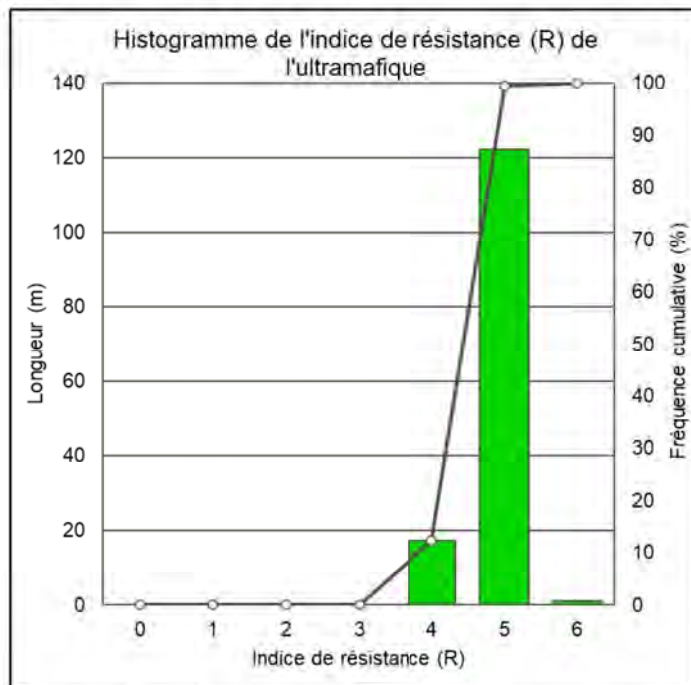


Figure 9: Valeurs typiques de l'indice de résistance de terrain de l'ISRM des 2 forages combinés

2.2 Classification « Rock Quality Designation »

Le RQD est défini comme étant la longueur de carottes de forage mesurant plus de 10 cm en relation avec la longueur totale de l'intervalle observé, exprimé en pourcentage. La relation entre la qualité du massif rocheux et du RQD a été développée par Deere & Deere (1988) et est présentée au Tableau 4. Les valeurs RQD ont été calculées pour chaque course de forages géotechniques. La valeur moyenne du RQD est présentée à la Figure 10 avec la longueur totale recoupée en forage. On remarque que plus de 80% des mètres forés dans l'ultramafique sont classés comme « Très bon ».

Tableau 4: Classes de massif rocheux basées sur le RQD (d'après Deere & Deere, 1988)

RQD (%)	Description de la qualité de la roche
0 – 25	Très Faible
25 – 50	Faible
50- 75	Moyenne
75 -90	Bonne
90 - 100	Très Bonne

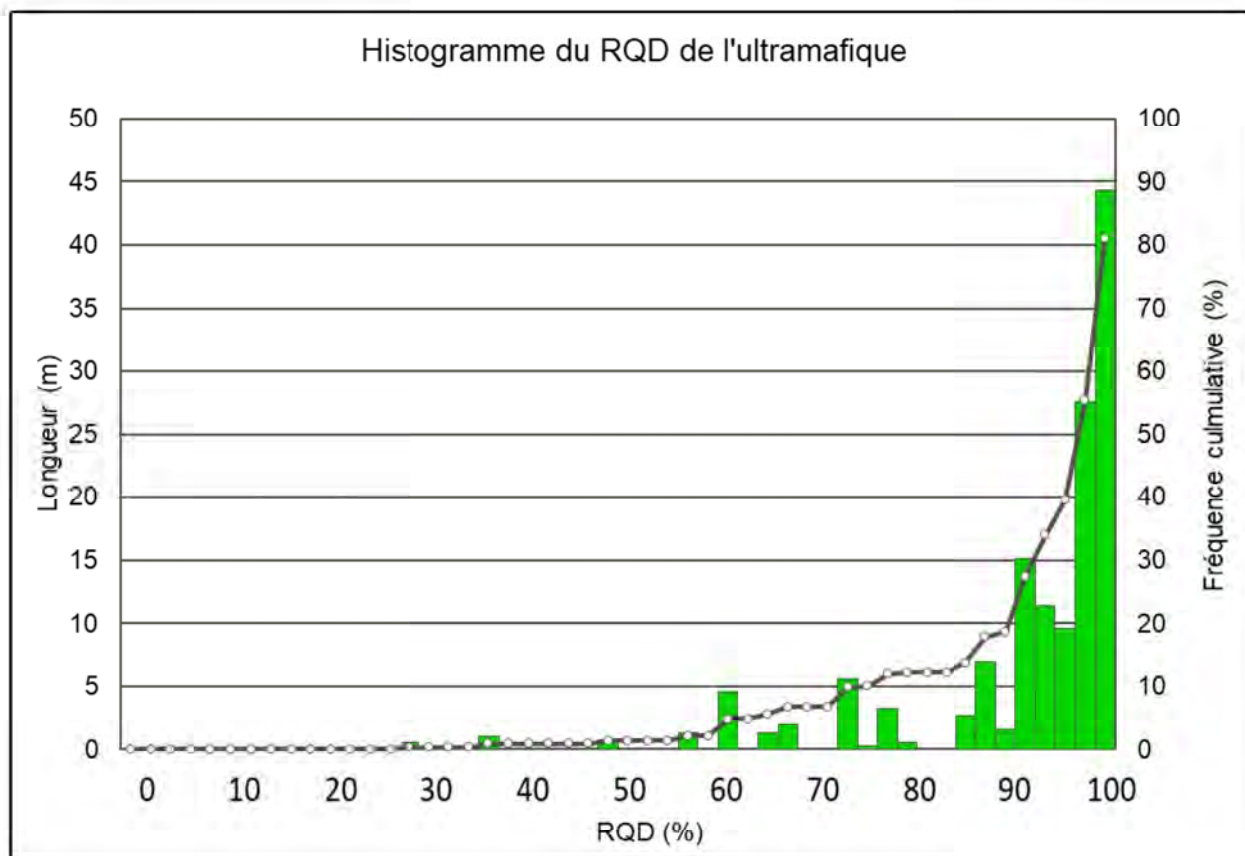


Figure 10: Distribution du RQD dans les forages CP-ODY-20-01 et CP-ODY-20-02

2.3 Espacement des discontinuités

L'espacement des fractures indique le degré de fracturation d'un massif rocheux. Pour évaluer l'espacement des fractures dans le roc intact, le nombre de discontinuités naturelles dans une course de forage a été divisé par la longueur de l'intervalle. Seulement les discontinuités ouvertes (naturelles) ont été considérées. Pour prendre en compte des parties de carottes fracturées ou perdues, des hypothèses ont été mises en place quant au nombre de discontinuités dans ces segments manquants. Où il était possible d'estimer le nombre de fracture dans un intervalle brisé, mais impossible de mesurer chacune des discontinuités une fracture à chaque centimètre d'intervalle de carotte brisée a été supposée. Aucune fracture n'a été présumée pour des segments de carottes perdues, car aucun indice n'était présent afin de suggérer la présence de discontinuités. Le nombre de fractures présumés dans ces intervalles était ajouté au nombre de fractures présentes dans les carottes, puis divisé par la longueur de la course de forage.

L'espacement moyen des fractures a été calculé pour chaque course de forage. La moyenne d'espacement des fractures pour chaque course de forage est présentée à la figure 11 en plus de la longueur totale de forage.

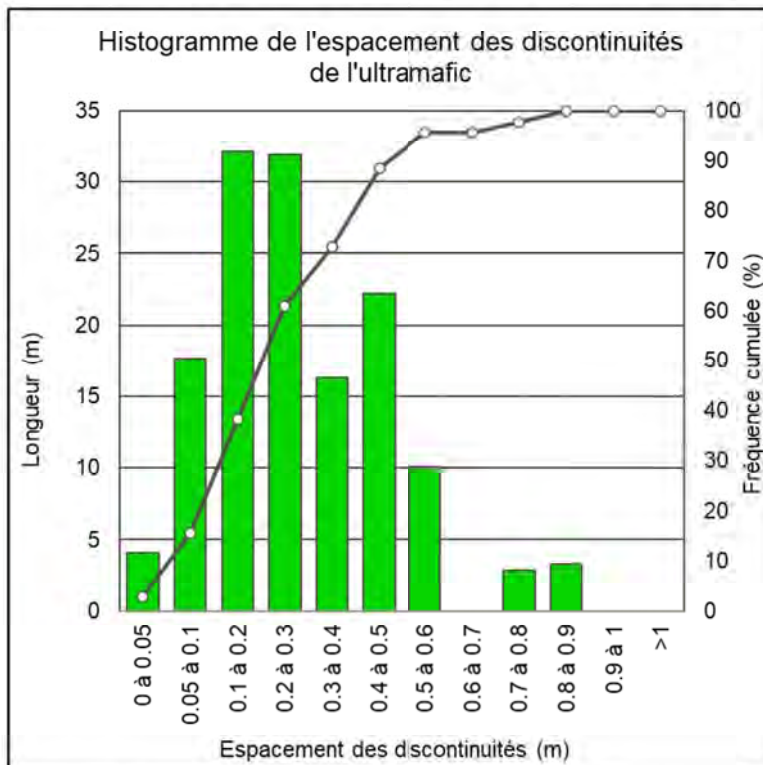


Figure 11: Espacement moyen entre les fractures

2.4 Cote de condition de joint

Durant la description de carotte, la rugosité de la surface, la forme, le type et la nature du remplissage ou surfacage étaient notés pour chacune des discontinuités et utilisés afin d'estimer la cote de condition de joints (Jcon) pour le système RMR₇₆. Le paramètre Jcon considère la séparation ou l'ouverture des joints, leur continuité, leur rugosité de surface, leurs conditions de parois (tendre ou dure) et la présence de remplissage. La description des valeurs Jcon est présentée à l'annexe A1. Une valeur de 25 a été assignée aux discontinuités reconsolidées.

Les paramètres des discontinuités ont été consignés pour tous les forages géotechniques. Pour les calculs de RMR, une valeur moyenne de J_{con} a été calculée pour chaque course de forage en utilisant toutes les discontinuités décrites dans cette course de forage. Si seules des discontinuités reconsolidées ou aucune discontinuité n'a été observé dans une course de forage, une valeur moyenne J_{con} , spécifique à l'unité lithologique, a été attribuée. La section 4.0 présente les valeurs obtenues pour le paramètre J_{con} pour chaque course de forage. La Figure 12 présente la distribution des valeurs J_{con} selon les discontinuités décrites.

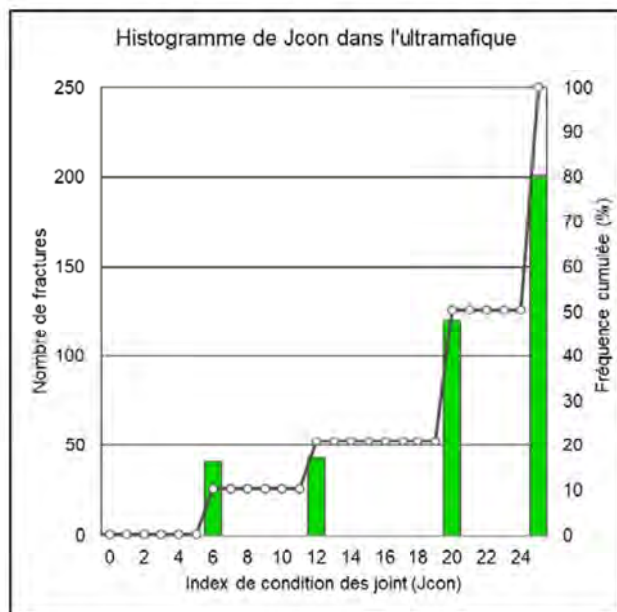


Figure 12: Valeur J_{con} attribuée aux différentes discontinuités

2.5 Eau souterraine

Dans le cadre de la classification du massif rocheux, la cote de condition hydraulique a été évaluée à 10 (complètement sec) pour toutes les courses de forage afin d'évaluer les caractéristiques géotechniques du massif libre de toute influence externe. Pour certaines applications, il peut être nécessaire d'ajuster la qualité du massif rocheux en fonction des quantités d'eau attendues.

2.6 Orientation des discontinuités

Dans le cadre de la classification du massif rocheux, la cote de l'orientation des familles de discontinuités est habituellement fixée à 0 (orientation Très Favorable à la construction de l'ouvrage souterrain) pour toutes les courses de forage afin d'évaluer les caractéristiques géotechniques du massif libre de toute influence externe.

3.0 SYSTÈME Q - NGI (BARTON ET AL. 1974)

La cote Q pour la classification est calculée comme suit :

$$Q = \frac{RQD}{J_n} \times \frac{J_r}{J_a} \times \frac{J_w}{SRF}$$

Où

RQD : Rock Quality Designation (Désignation de la qualité de la roche)

Jn : Indice des familles de joints

Jr : Indice de rugosité des discontinuités

Ja : Indice d'altération des discontinuités

Jw: Facteur de réduction dû à l'eau dans les joints

SRF : Facteur de réduction dû aux contraintes (Stress Reduction Factor)

Le facteur Jw/SRF est un facteur empirique complexe qui décrit la « contrainte active » et n'est pas calculé pour l'obtention de la cote Q' qui est obtenue en fixant la valeur de Jw et SRF à 1, supposant respectivement des conditions sèches et des conditions de contraintes favorables.

La cote Q est utilisée pour classifier le massif rocheux selon les valeurs présentées dans le Tableau 5.

Tableau 5: Système de classification du massif Q (d'après Barton et al., 1974)

Valeur Q	Qualité du massif rocheux
0,001 à 0,01	Exceptionnellement pauvre
0,01 à 0,1	Extrêmement pauvre
0,1 à 1	Très pauvre
1 à 4	Pauvre
4 à 10	Moyenne
10 à 40	Bonne
40 à 100	Très bonne
100 à 400	Extrêmement bonne
400 à 1000	Exceptionnellement bonne

Le Tableau 6 présente les valeurs qui ont été utilisées dans les calculs de la cote Q .

Tableau 6: Classification du massif rocheux – Cote Q

Critère	Classe	Cote utilisée
RQD	Excellent (90-100%)	91'
Jn	2 à 3 familles de discontinuités avec joints aléatoires	6 à 9

Critère	Classe	Cote utilisée
Jr	Joints généralement rugueux et ondulé	2 ¹
Ja	Placage dur discontinu ou continu	3 ¹
Jw	Écoulements mineurs dans les excavations	1
SRF	Contraintes moyennes – conditions favorables	1
Q	Bonne	7-10

1) Classe obtenue du 35^e percentile de la distribution.

3.1 Indice de familles des joints

Lors de la description des carottes, le nombre de familles de joint a été estimé pour chaque courses. La description des valeurs de Jn est présentée à l'annexe A1. La Figure 13 présente la distribution des valeurs Jn selon chaque course de forage en plus de la longueur de forage totale.

Pour les calculs de l'indice Q, le nombre de famille de discontinuité a été attribué selon les familles de discontinuités observé en forage en fonction de la profondeur tel que présenté à l'annexe B. Le nombre de famille de joint en fonction de la profondeur est résumé au Tableau 7.

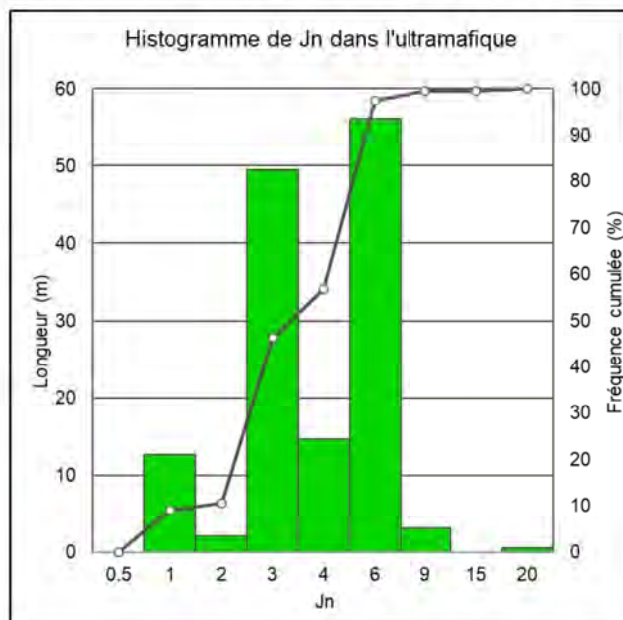


Figure 13: Nombre de famille de joint (Jn) estimé selon chaque course de forage

Tableau 7: Nombre de famille de joint (Jn) selon la profondeur

Forage	Profondeur (m)	Jn	Famille observée
CP-ODY-20-01	0 - 50	9	Fo1, J1 et J2

Forage	Profondeur (m)	Jn	Famille observée
CP-ODY-20-01	50 – 101.5	6	J1 et J2
CP-ODY-20-02	0 – 50	6	J2 et J3
CP-ODY-20-02	50 – 100	6	J2 et J3
CP-ODY-20-02	100 – 125.03	9	Fo1, J1 et J2

3.2 Indice de rugosité des discontinuités

Durant la description de carotte, la rugosité de la surface et la forme des joints étaient notées pour chacune des discontinuités et utilisées afin d'évaluer l'indice de rugosité des discontinuités. La description des valeurs de J_r est présentée à l'annexe A1. Les paramètres des discontinuités ont été consignés pour tous les forages géotechniques. La Figure 14 présente la distribution des valeurs J_r selon les discontinuités décrites.

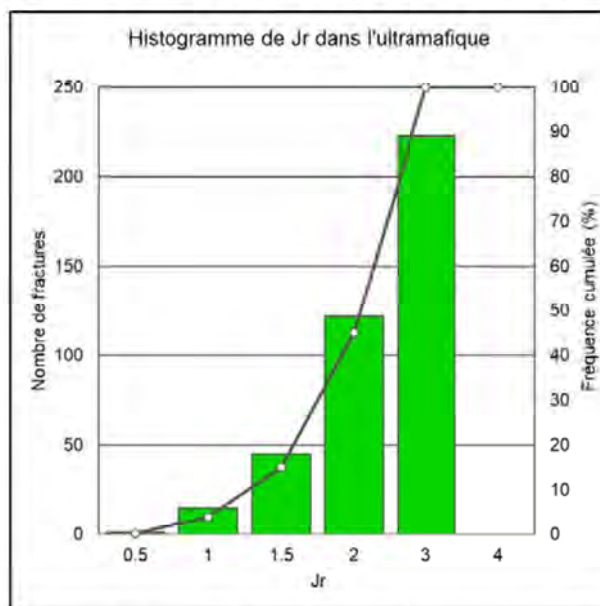


Figure 14 : Valeur J_r attribuée aux différentes discontinuités

3.3 Indice d'altération des discontinuités

Durant la description de carotte, le type et la nature du remplissage ou surfacage étaient notés pour chacune des discontinuités et utilisés afin d'évaluer l'indice d'altération des discontinuités. Le paramètre J_a considère la séparation ou l'ouverture des joints, leurs conditions de parois (tendre ou dure) et la présence de remplissage. La description des valeurs de J_a est présentée à l'annexe A1. Les paramètres des discontinuités ont été consignés pour tous les forages géotechniques. La Figure 15 présente la distribution des valeurs J_a selon les discontinuités décrites.

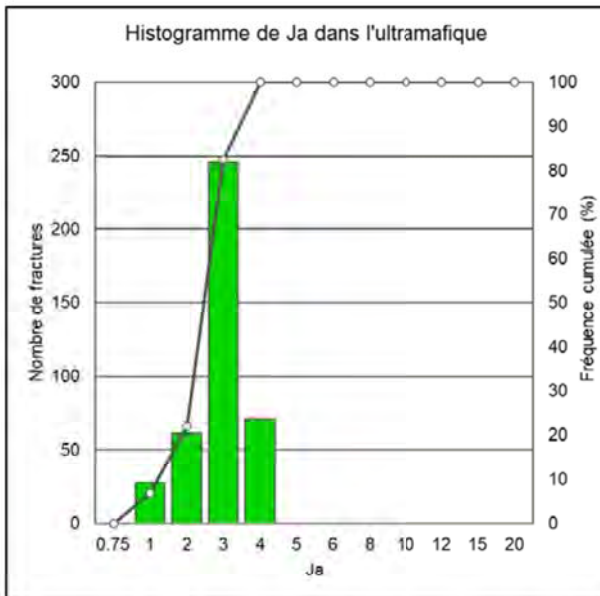


Figure 15 : Valeur Ja attribuée aux différentes discontinuités

3.4 Paramètre de friction des joints (Jr/Ja)

Pour les calculs de l'indice Q, une valeur moyenne de Jr/Ja a été calculée pour chaque course de forage en utilisant toutes les discontinuités décrites dans cette course de forage. Lorsque seulement des discontinuités reconsolidées ou aucune discontinuité n'a été observé dans une course de forage, une valeur de Jr/Ja de 5,33 a été attribuée correspondant à Jr = 4 (discontinuité recimentée) et Ja = 0,75 (pas d'altération). La Figure 16 présente la distribution des valeurs Jr/Ja selon les discontinuités décrites.

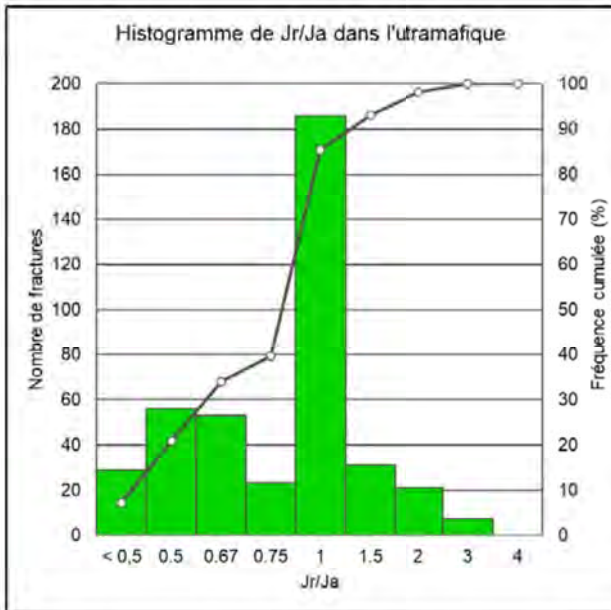


Figure 16: Valeur Jr/Ja attribuée aux différentes discontinuités

3.5 Facteur de réduction dû à l'eau dans les joints

Pour la classification du massif rocheux, le facteur de réduction dû à l'eau dans les joints a été estimé à 1, puisqu'un faible débit d'écoulement a été estimé lors de la modélisation numérique (section 5.2.2 du rapport principal et annexe D).

3.6 Facteur de réduction dû aux contraintes (Stress Reduction Factor)

Dans le cadre de la classification du massif rocheux du pilier de surface, le paramètre de réduction dû aux contraintes se détermine à l'aide du ratio de la contrainte en compression uniaxiale sur la contrainte principale majeure. La résistance en compression uniaxiale (σ_{ci}) a été évaluée à 46 MPa selon les travaux de terrain effectués en 2018 par Golder dans le secteur Odyssey (Golder, 2018). La contrainte principale majeure a été évaluée à 2 MPa en utilisant un ratio k_0 de 1,9. Le ratio σ_{ci}/σ_1 est donc évalué à 23, correspondant à une valeur pour SRF de 1 (Barton, 1974), ce qui classe le massif rocheux du pilier de surface en conditions de contraintes modérées et dans un environnement de contraintes favorable.

4.0 ESTIMATION DE Q' ET RMR À PARTIR DES COURSES DE FORAGE

Tel que discuté précédemment, les systèmes de classification Q' et RMR ont été utilisés pour évaluer les valeurs de classification pour chaque course de forage (environ 3 m). Cette évaluation a été faite pour les 2 forages géotechniques. Les valeurs de classification pour chaque course de forage ont été utilisées pour calculer des valeurs moyennes de Q' et RMR pour chaque forage. Les valeurs du 35^e percentile ont été utilisées afin de calculer les cotes Q' et RMR utilisées pour les analyses de stabilité. La Figure 17 présente la distribution des valeurs Jcon (valeur moyenne par course de forage) en plus de la longueur de forage totale.

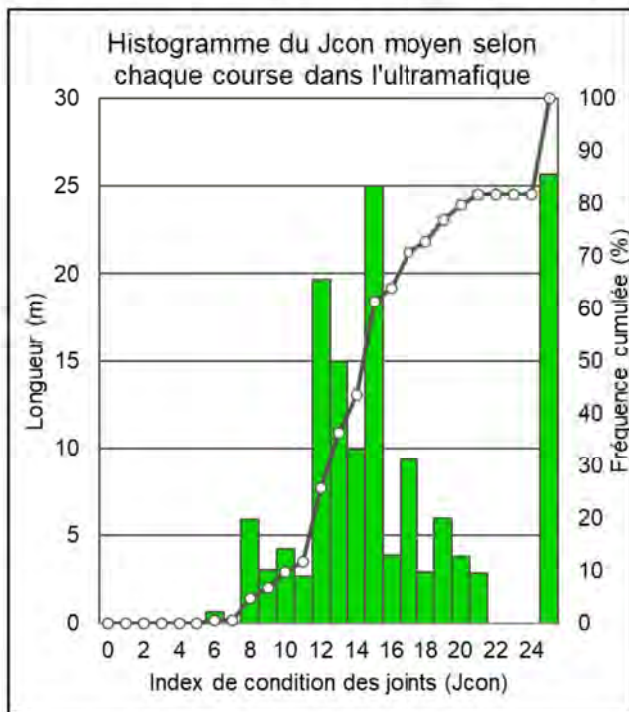


Figure 17: Valeur moyenne Jcon attribuée à chaque course de forage

Pour évaluer Q', une valeur de Jn de 6 ou 9 a été appliquée, selon la profondeur, à toutes les courses de forage sur la base de l'évaluation de la structure du massif rocheux établie à l'annexe B. Le Tableau 7 présente les profondeurs à laquelle les valeurs de Jn de 6 ou 9 ont été attribuées selon le forage. Le RQD a été évalué par

course de forage et a été directement utilisé dans les calculs. La moyenne des valeurs Jr et Ja a été faite par course de forage et ces moyennes ont été utilisées pour le calcul de Q (Figure 18).

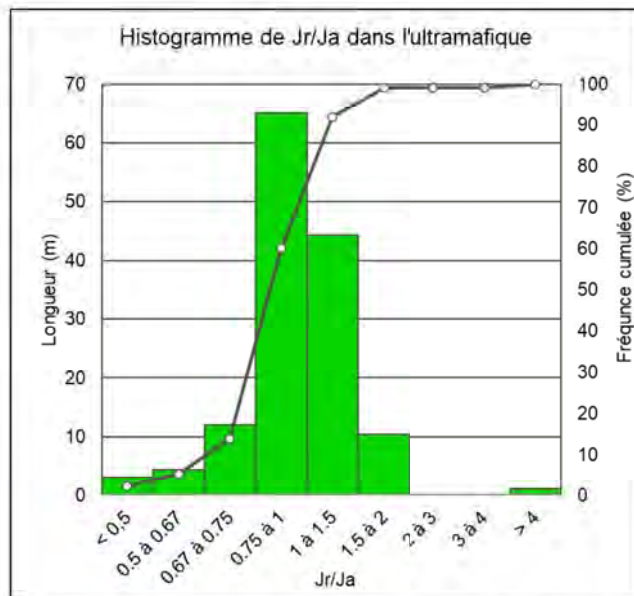


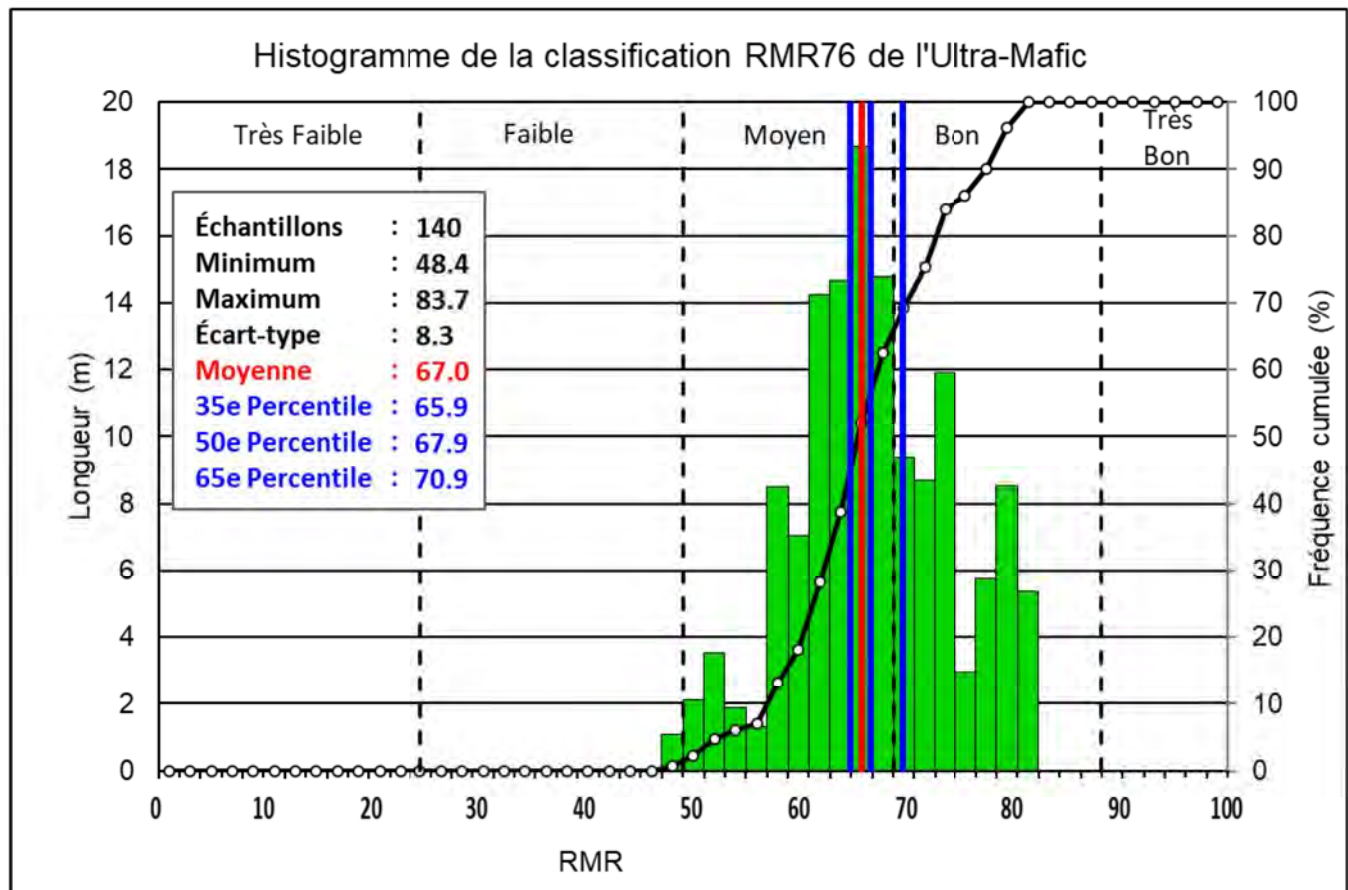
Figure 18: Valeur moyenne Jr/Ja attribuée à chaque course de forage

L'évaluation des paramètres utilisés pour le calcul de RMR sont décrits à la section 2.0 alors que les paramètres utilisés pour le calcul de l'indice Q sont décrits à la section 3.0. L'annexe C2 présente les valeurs obtenues pour chaque forage.

Le Tableau 8 présente la classification du massif rocheux par forage. Somme toute, le massif rocheux observé présente une Bonne qualité selon le paramètre RMR et une qualité Bonne à Très Bonne selon le forage pour le système de classification Q. Considérant que l'étude est faite pour la construction d'une rampe, le massif rocheux est de qualité moyenne dans le secteur du forage CP-ODY-20-01. Le processus de forage semble avoir causé beaucoup de fracturation Les Tableaux 2 et 6 et les Figure 19 et Figure 20 résument la classification du massif du pilier de surface près du bassin de rétention d'eau Nord-Est.

Tableau 8: Cote RMR₇₆ et Q de l'ultramafique pour chaque forage – calculé par course de forage

Forage	RMR ₇₆		Q	
	50e percentile	35e percentile	50e percentile	35e percentile
CP-ODY-20-01	66	62	13	12
CP-ODY-20-02	67	65	17	14

Figure 19 : Distribution du RMR₇₆ dans l'ultramafique– calculé par course de forage

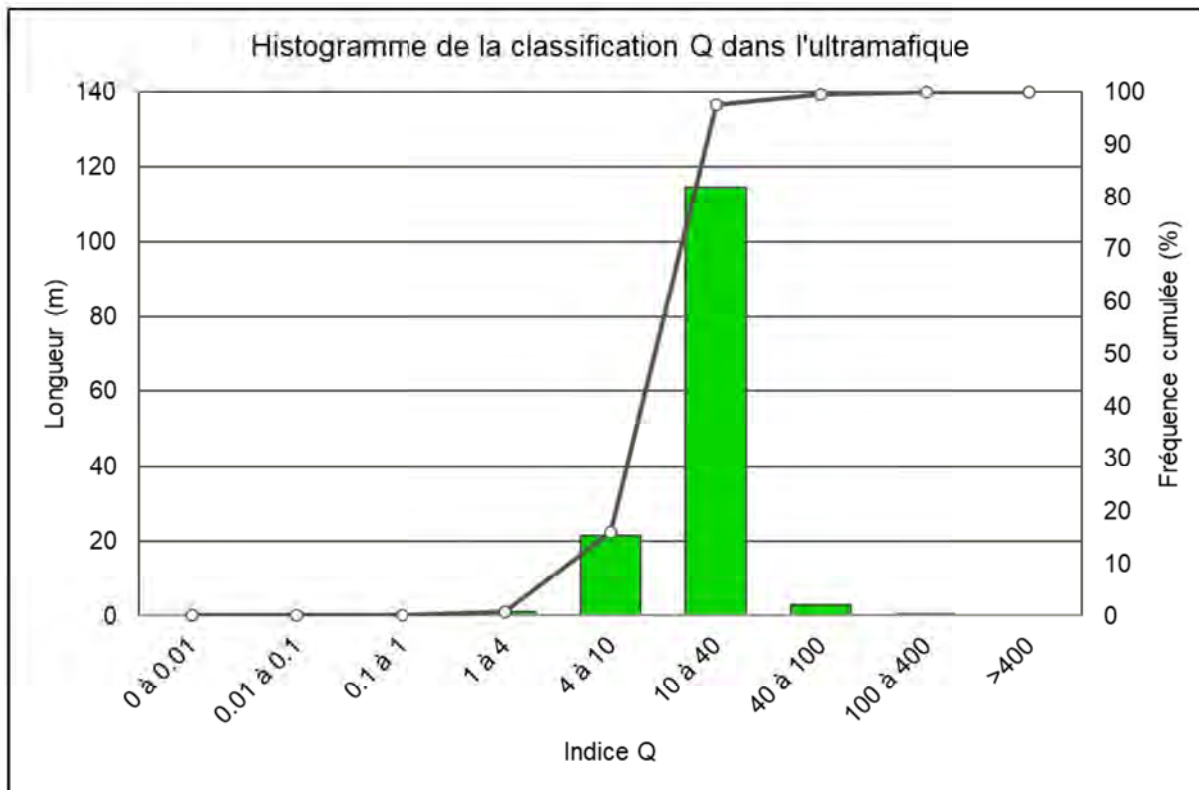
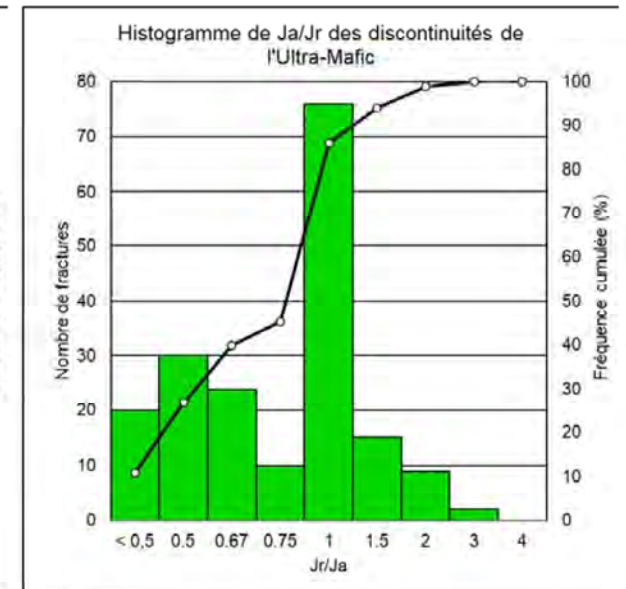
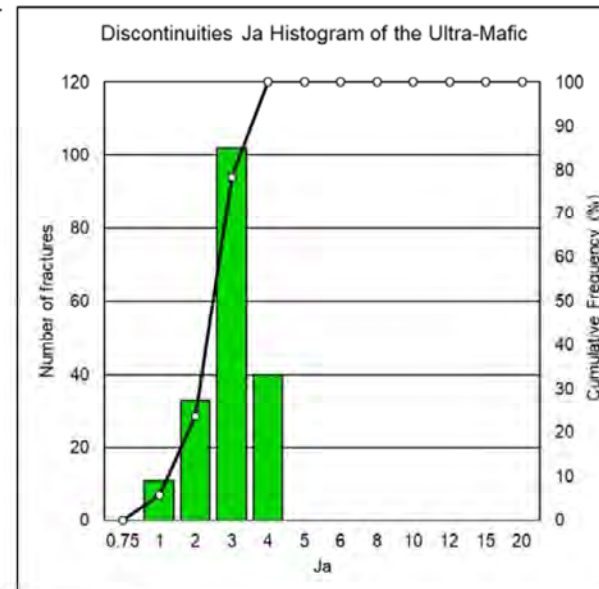
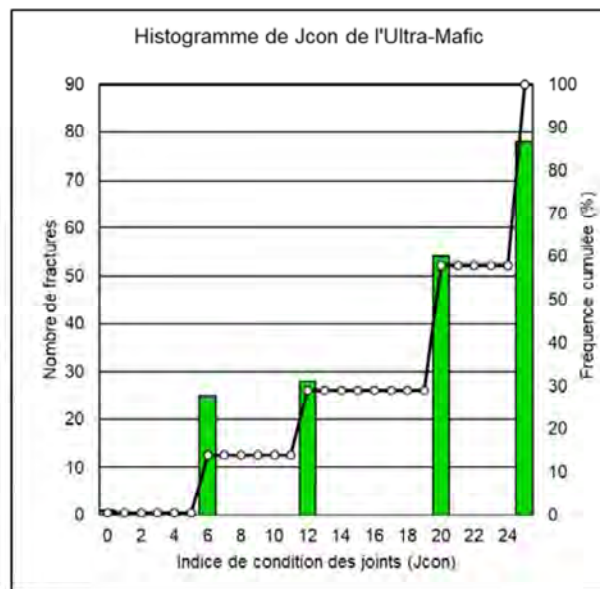
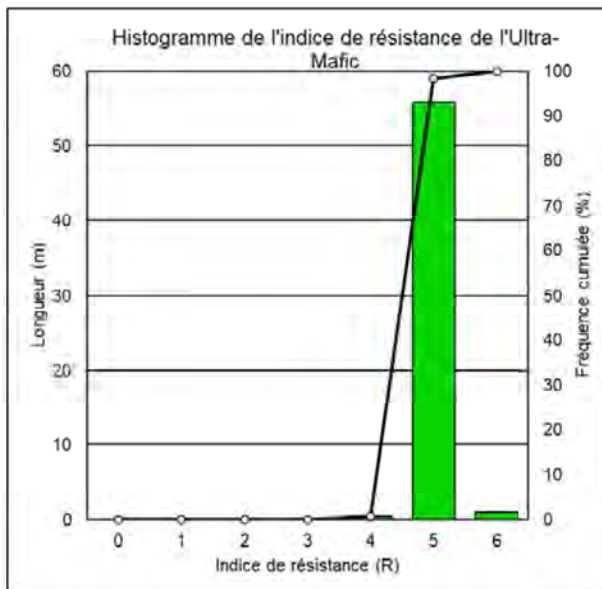
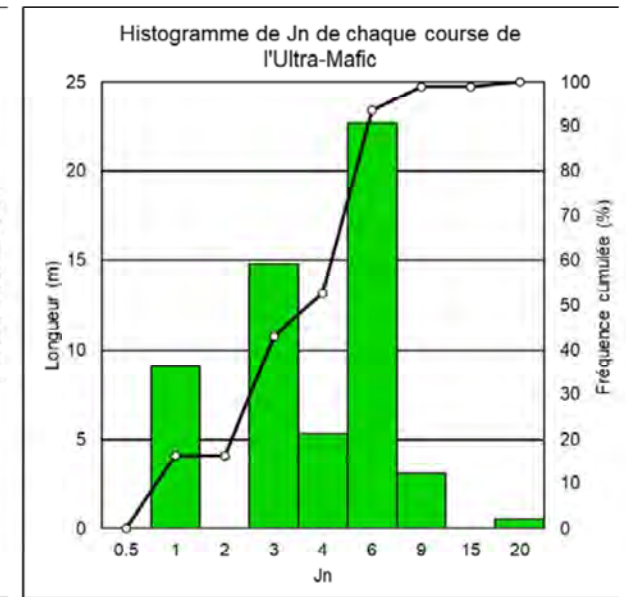
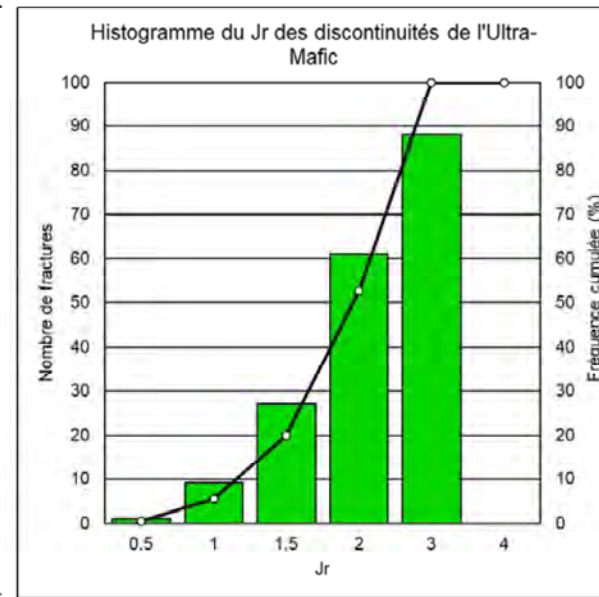
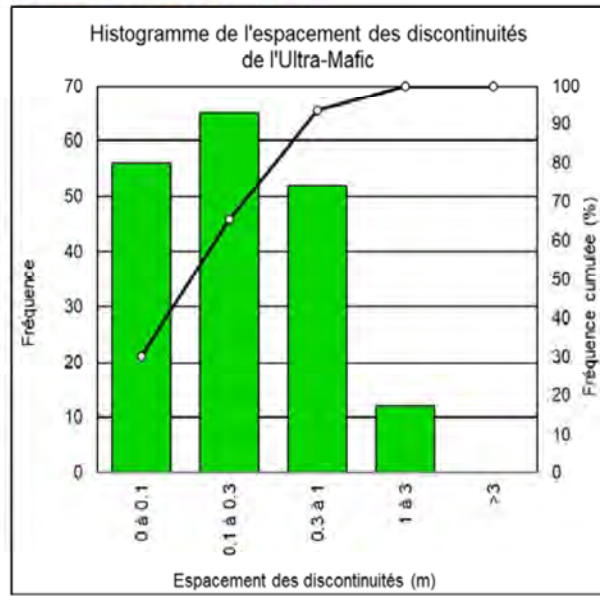
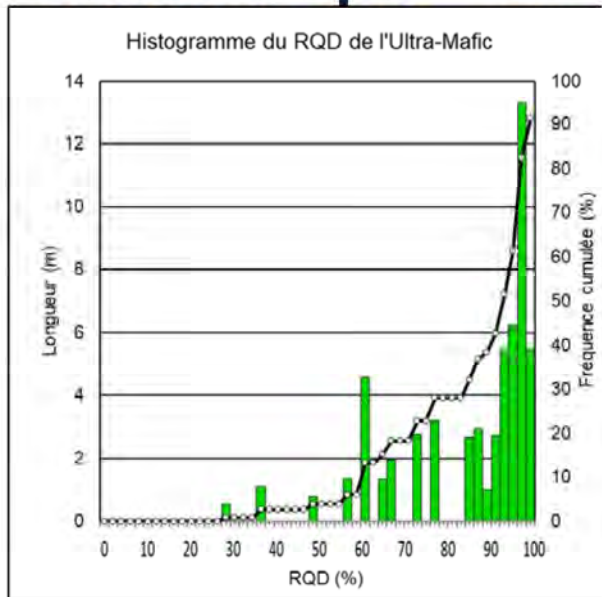


Figure 20 : Distribution de la cote Q dans l'ultramafique - calculé par course de forage

5.0 REFERENCES

- Barton, N.R. et al. (1974). "Engineering Classification Rock Masses for the Design of Rock Support". Rock Mechanics, Vol. b, 189-23b. New York.
- Bienawski, Z.T. (1976). "Rock Mass Classification in Rock Engineering". Proc. Symposium on Exploration for Rock Engineering, Johannesburg, Vol. 1, 1976, pg. 97-106.
- Golder, 2017. *Preliminary Geotechnical Rock Mass Characterization*. Rapport réf. no. GAL003-1659822-5000-RA-Rev0
- Golder 2018, *Odyssey project PFS*, Rapport réf. no. GAL057-1776338-10400-RA-Rev0

Ultramafique – CP-ODY-20-01



Note

- 1) L'espacement des fractures est calculé selon la profondeur des discontinuités qui ont été enregistrés.

PRÉLIMINAIRE

CLIENT
Canadian Malartic GP

CONTRACTANT



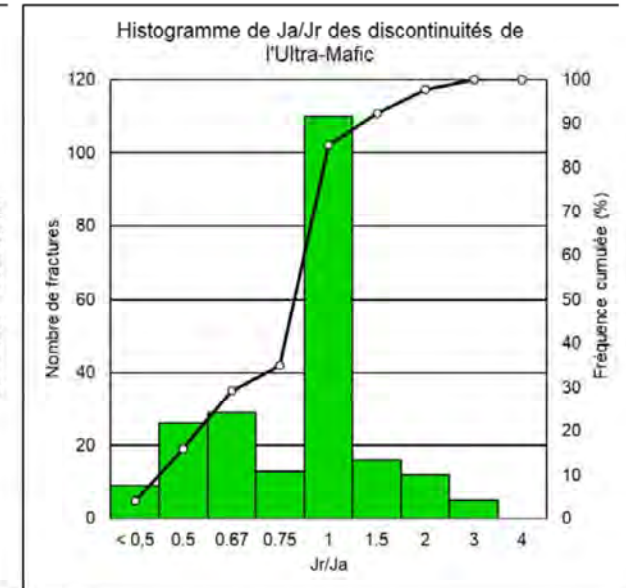
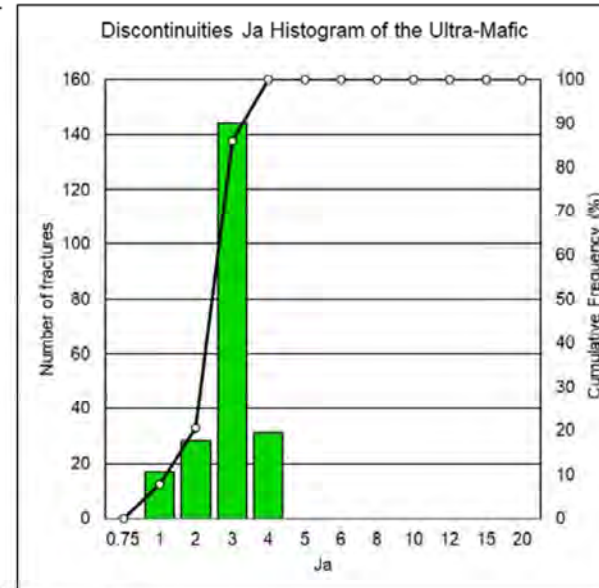
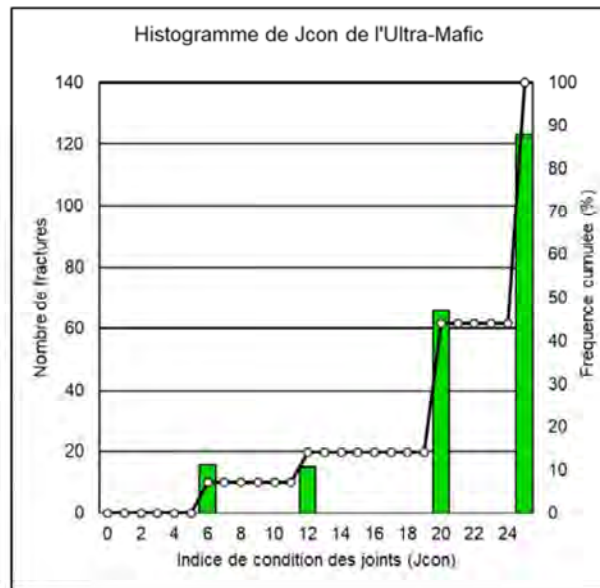
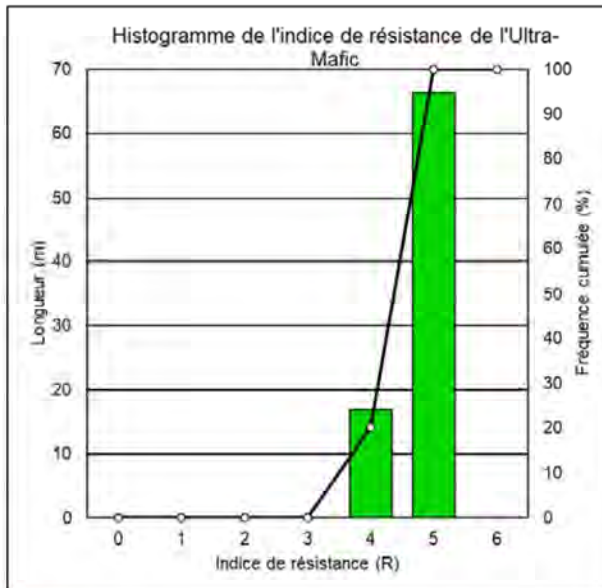
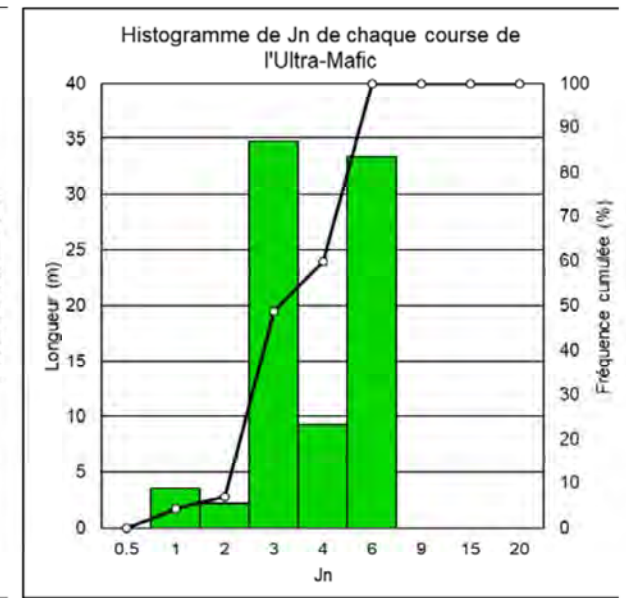
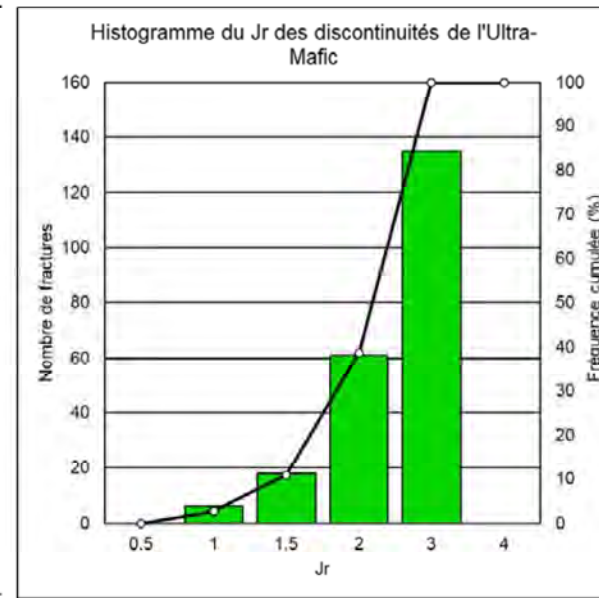
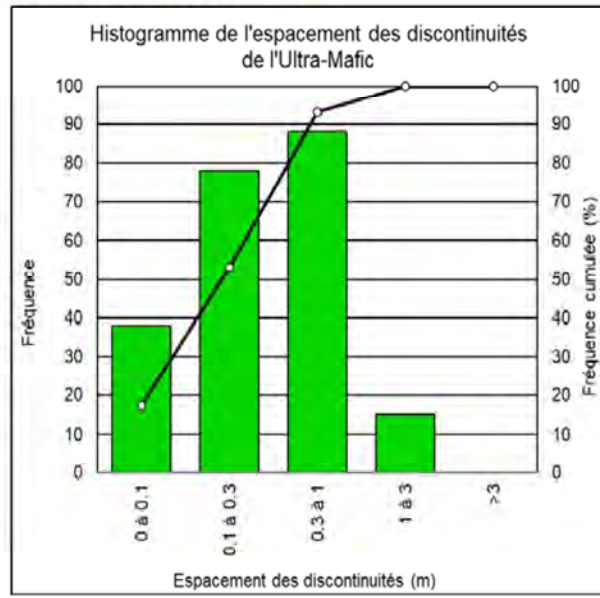
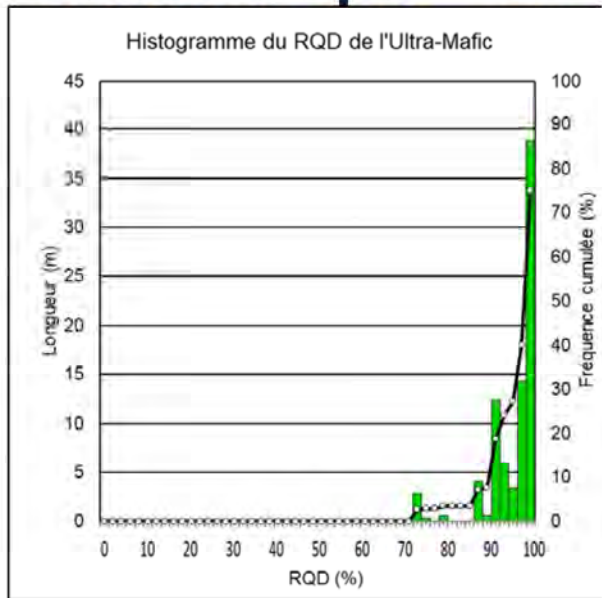
PROJET: CP-ODY-20-01
DATE: 2020/09/16
PRÉPARÉE: SL
CONCEPTION: VR
RÉVISÉE: JR
APPROUVÉE: JT

PROJET
Étude du pilier de surface de la rampe Odyssey

TITRE
Paramètres du massif rocheux – Ultramafique – CP-ODY-20-01

NO. PROJET: 1776338
PHASE: P10720
REV: 0
C2-0

Ultramafique – CP-ODY-20-02



Note

- 1) L'espacement des fractures est calculé selon la profondeur des discontinuités qui ont été enregistrés.

PRÉLIMINAIRE

CLUB
Canadian Malartic GP

CONTRACTANT



PROJET: 2020/09-16
PRÉPARÉE: SL
CONCEPTION: VR
RÉVISÉE: JR
APPROUVÉE: JT

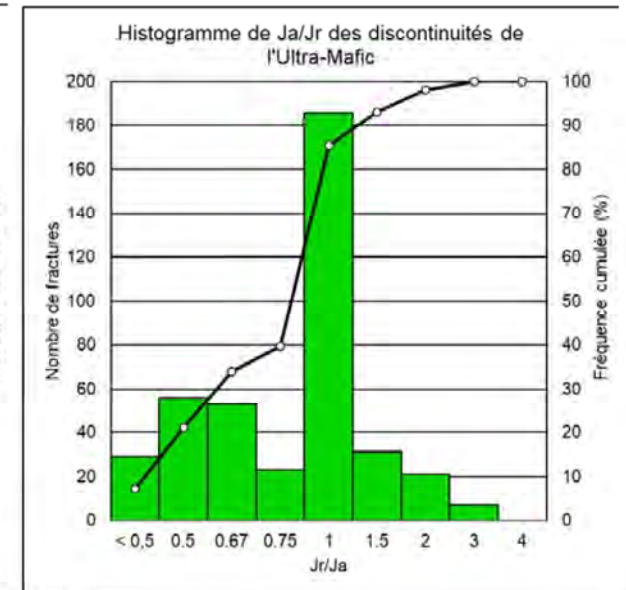
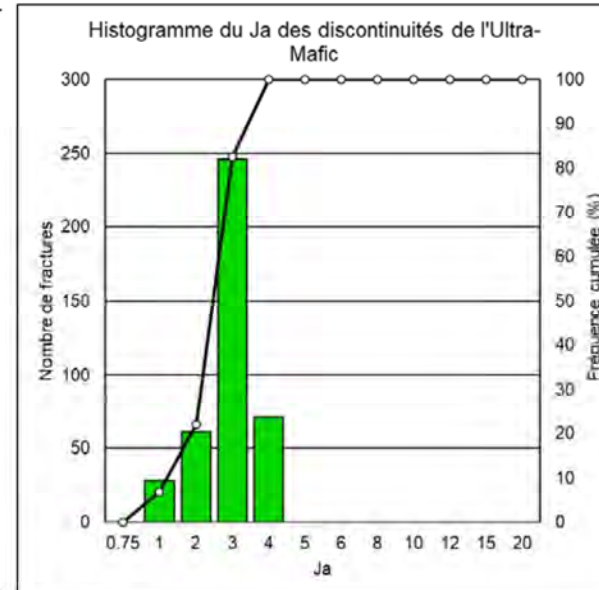
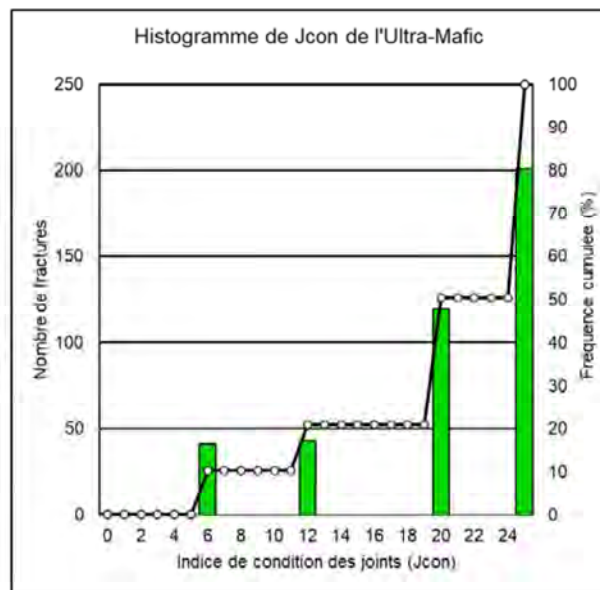
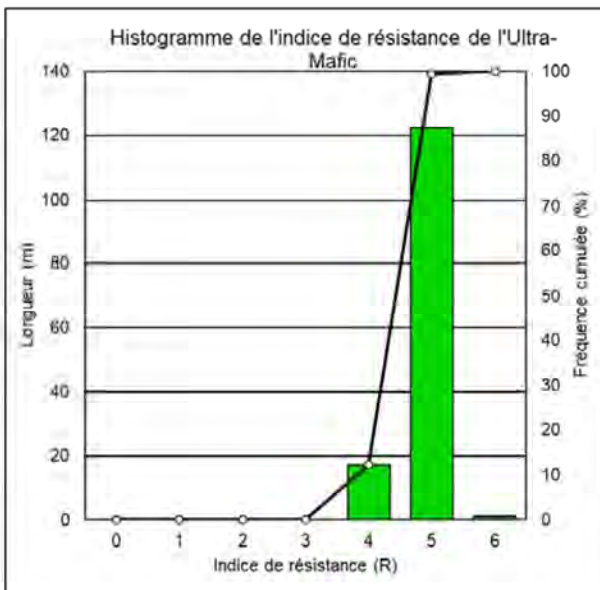
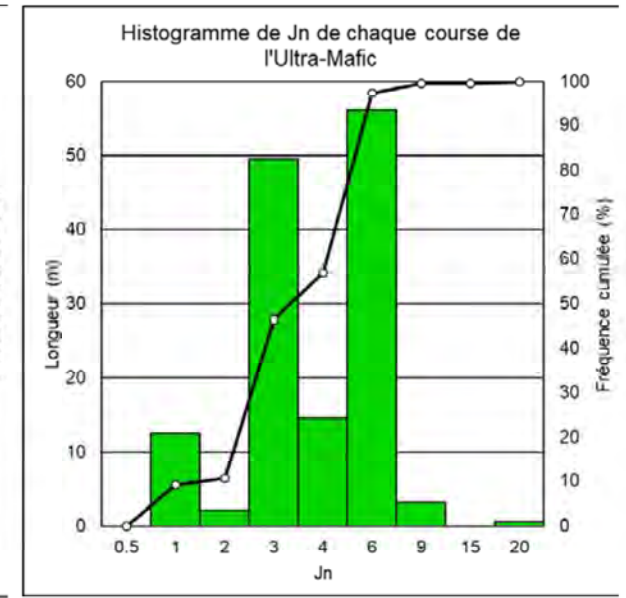
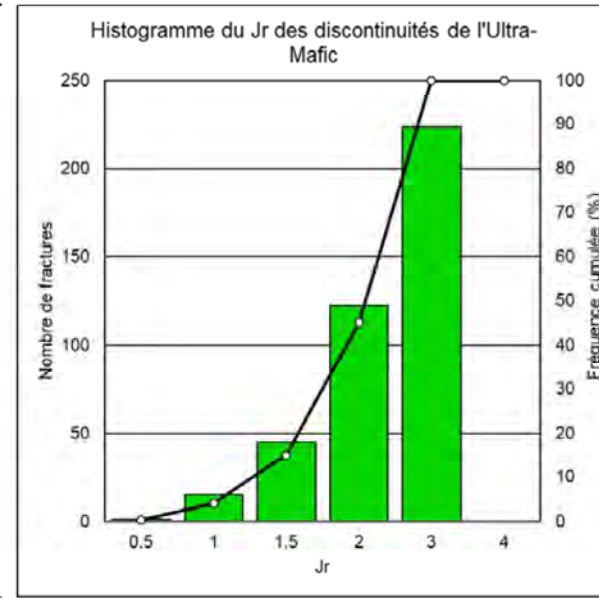
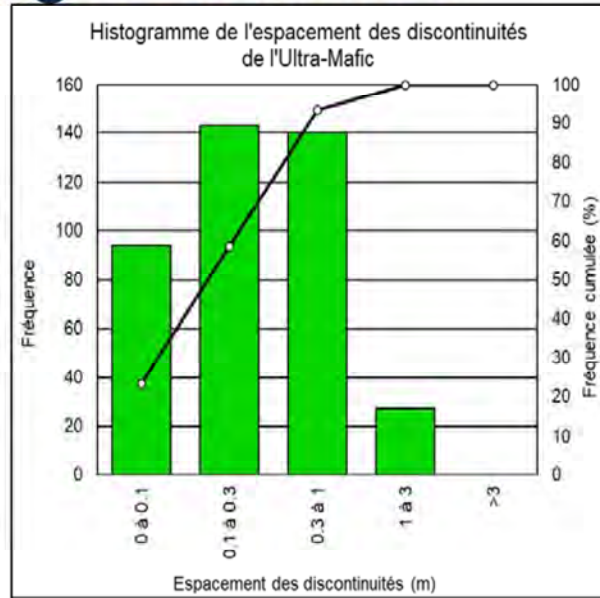
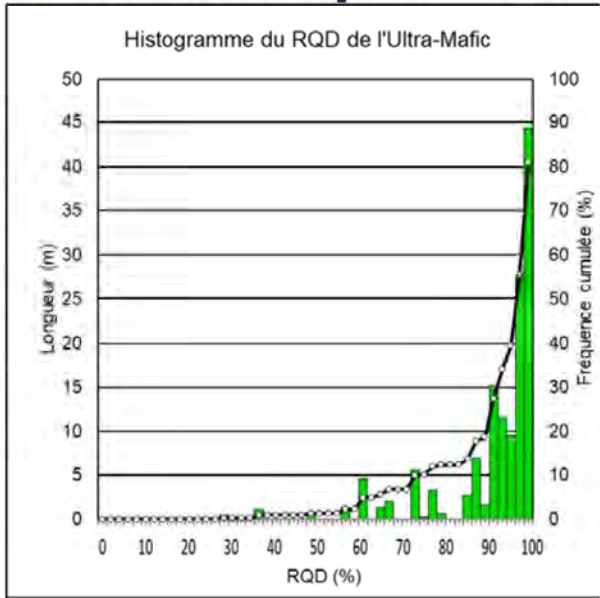
PROJET
Étude du pilier de surface de la rampe Odyssey

TITRE
Paramètres du massif rocheux - Ultramafique – CP-ODY-20-02

NO. PROJET: 1776338 PHASE: P10720 RSM: 0

Page: C2-1

Ultramafique – Forages combinés



CLIENT
Canadian Malartic GP

CONTRACT



DATE: 2020-09-16
PRÉPARÉE: SL
CONCEPTION: VR
RÉVISÉE: JR
APPROUVÉE: JT

PROJET
Étude du pilier de surface de la rampe Odyssey

TITRE
Paramètres du massif rocheux – Ultramafique – forages combinés

NO. PROJET: 1776338
PHASE: P10720

REV: 0
C2-2

PRÉLIMINAIRE

Annexe D

Modélisation RS2



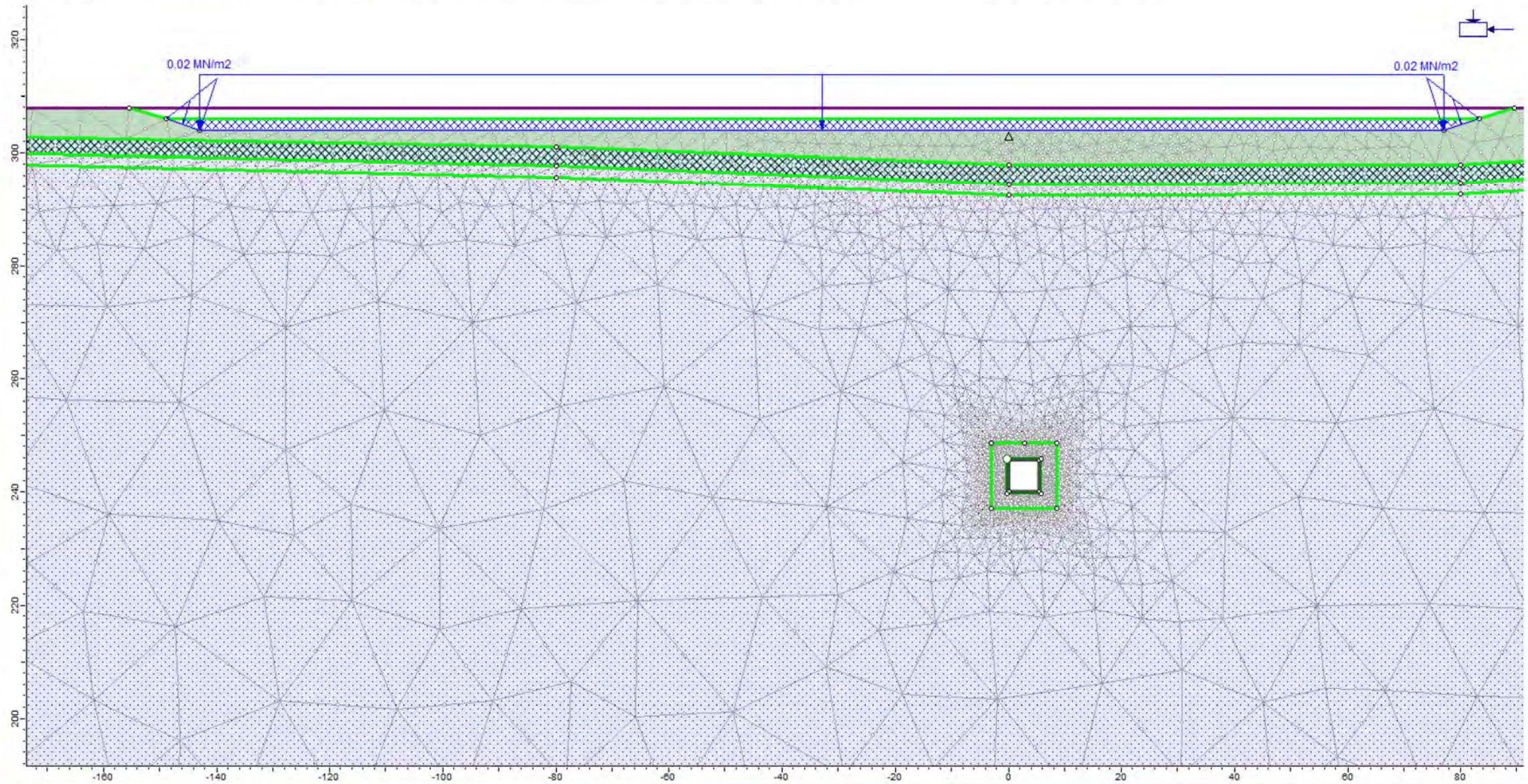
Annexe D – Figures de modélisation

GAL086-1776338-10720-REV0

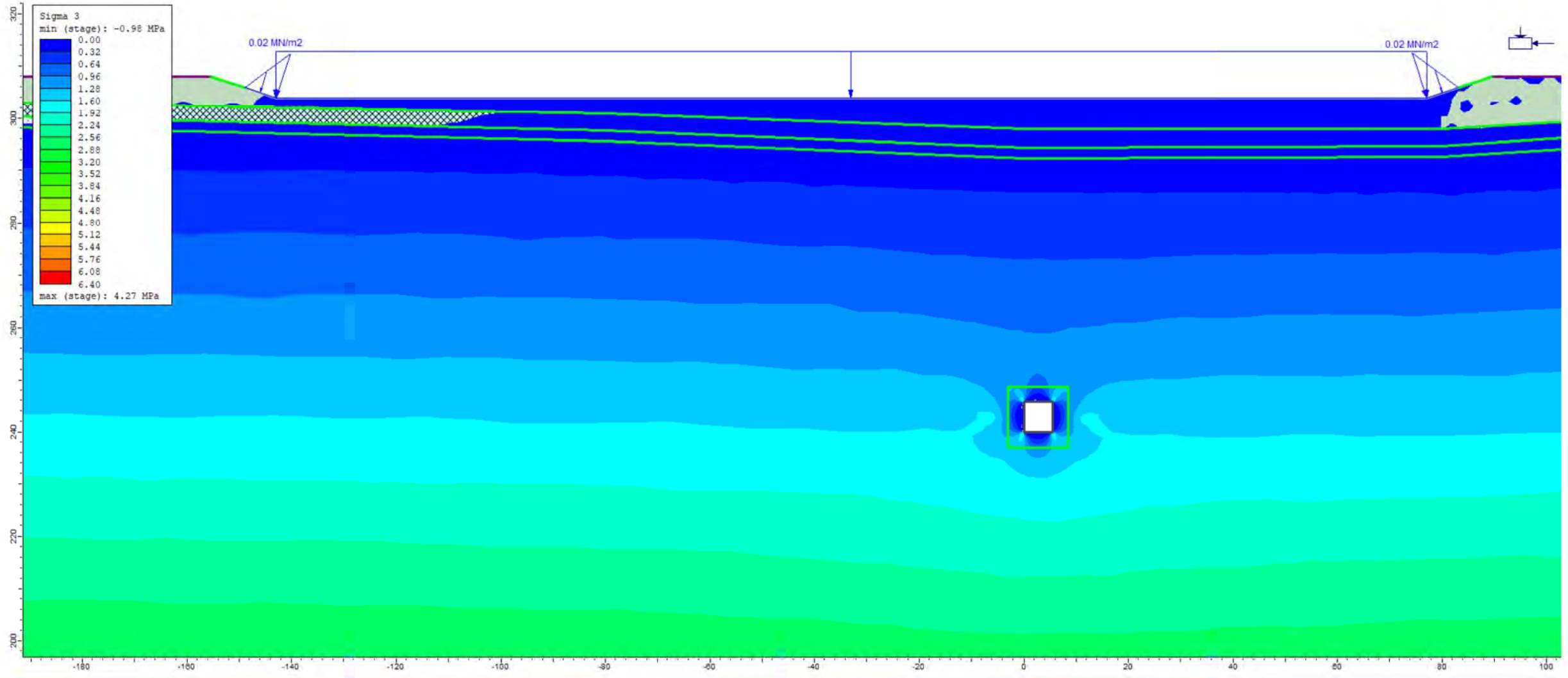
2020-09-16



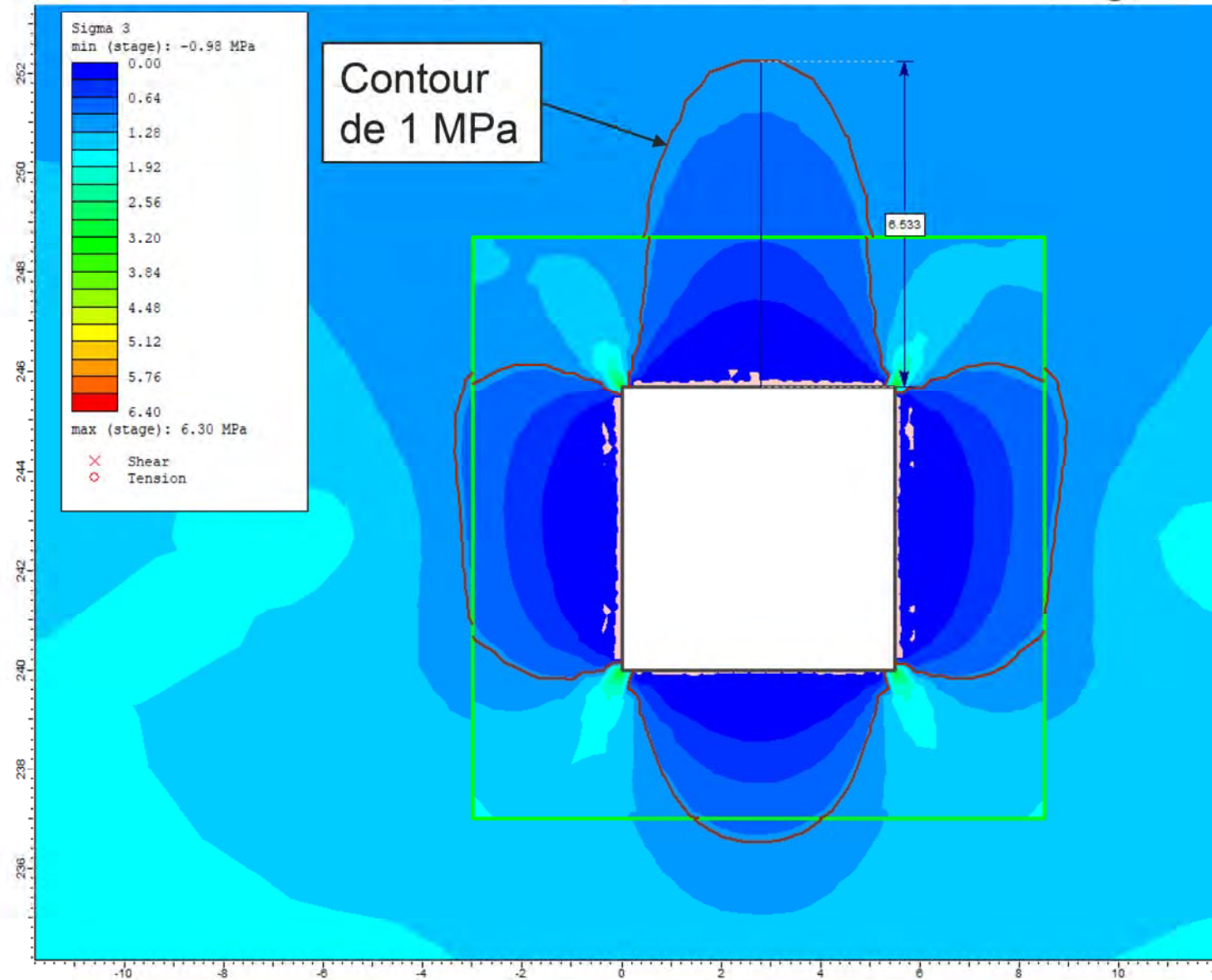
Modèle numérique RS2 – Avec bassin Nord-Est



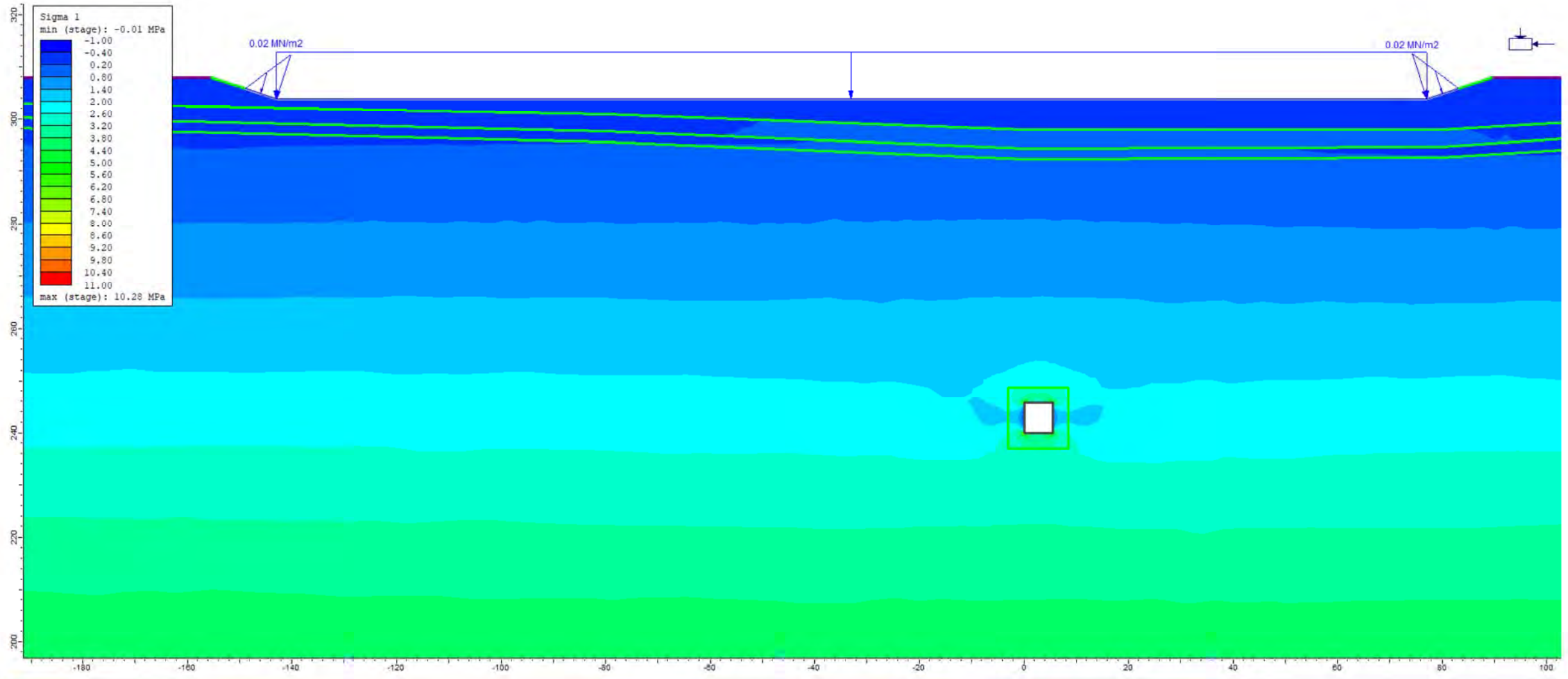
Avec bassin – Contrainte principale mineure (σ_3)



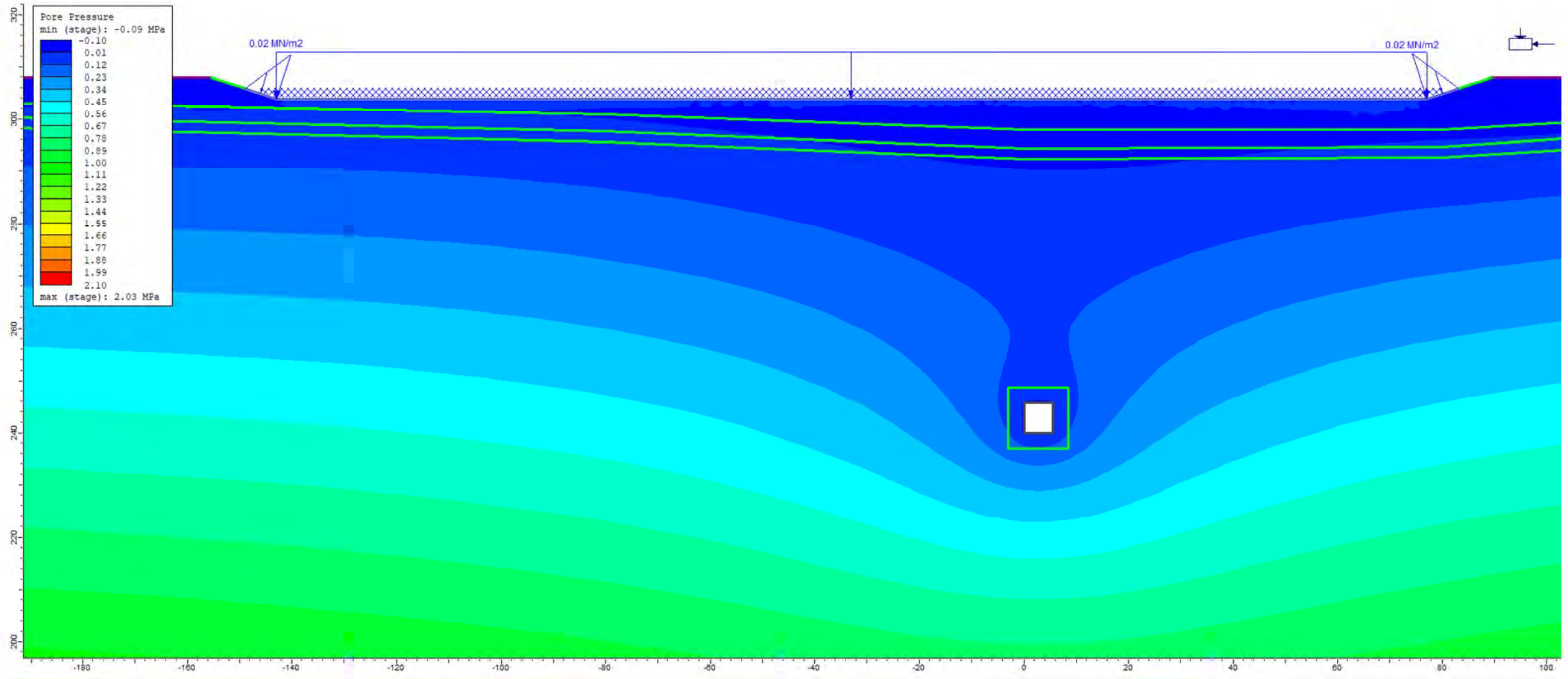
Avec bassin – Contrainte principale mineure (σ_3)



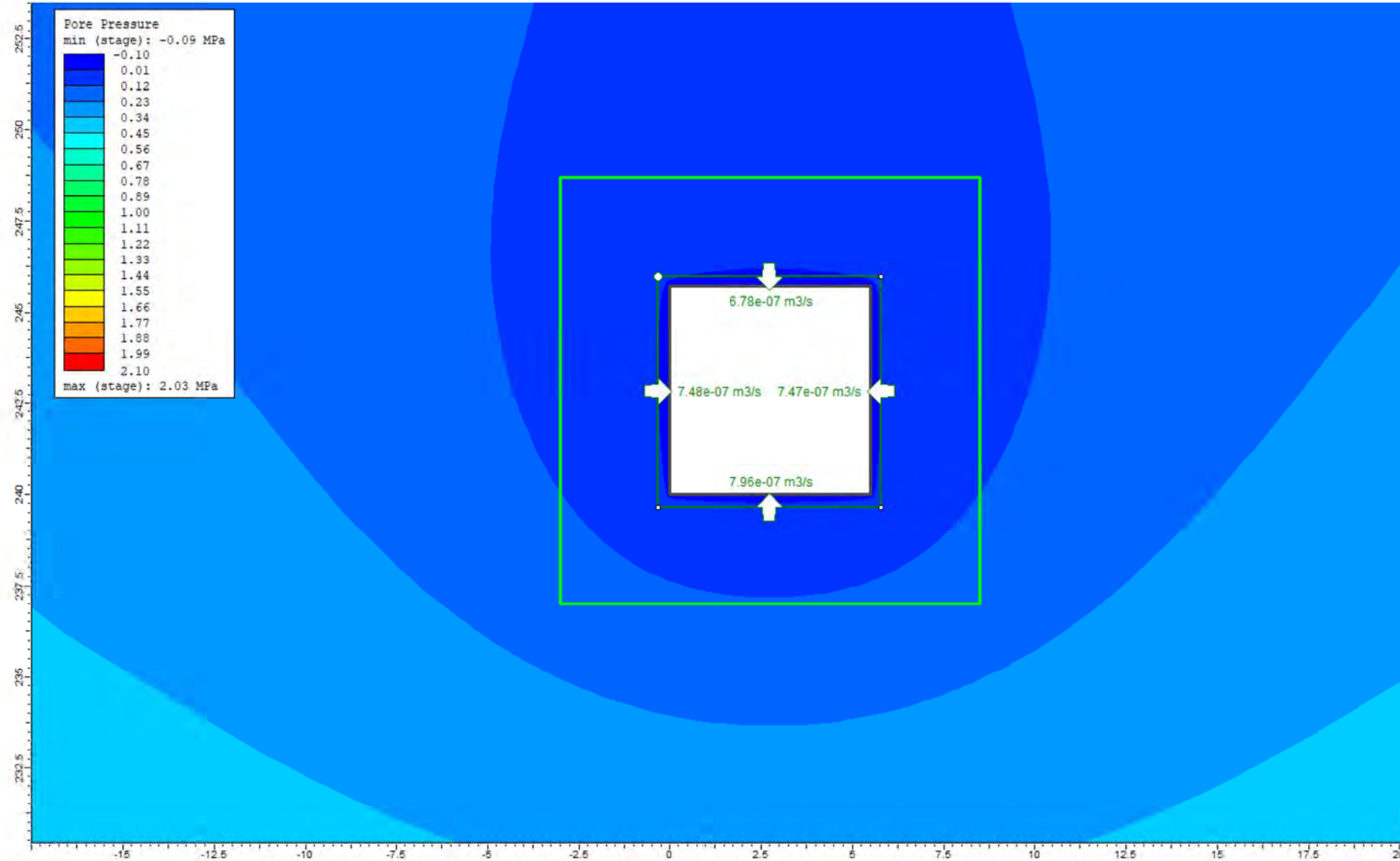
Avec bassin – Contrainte principale majeure (σ_1)



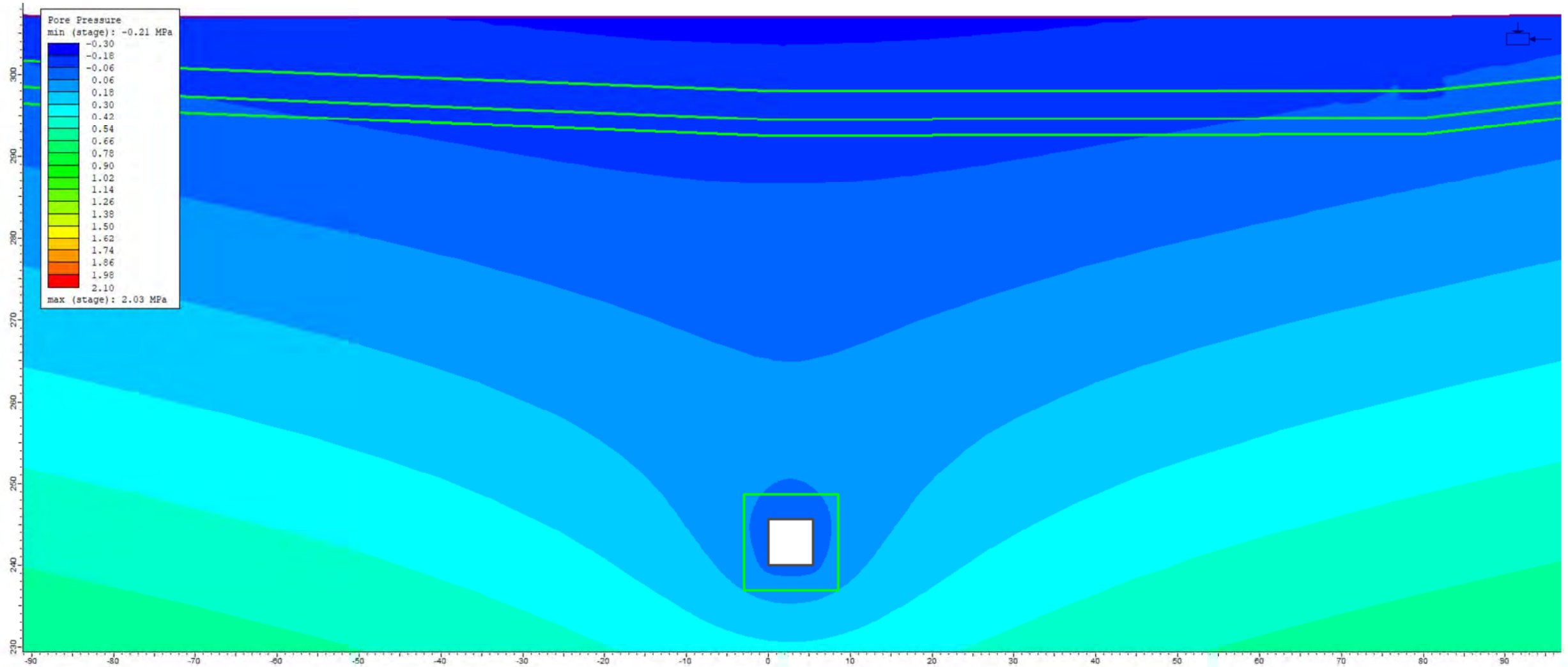
Avec bassin - Pressions interstitielles



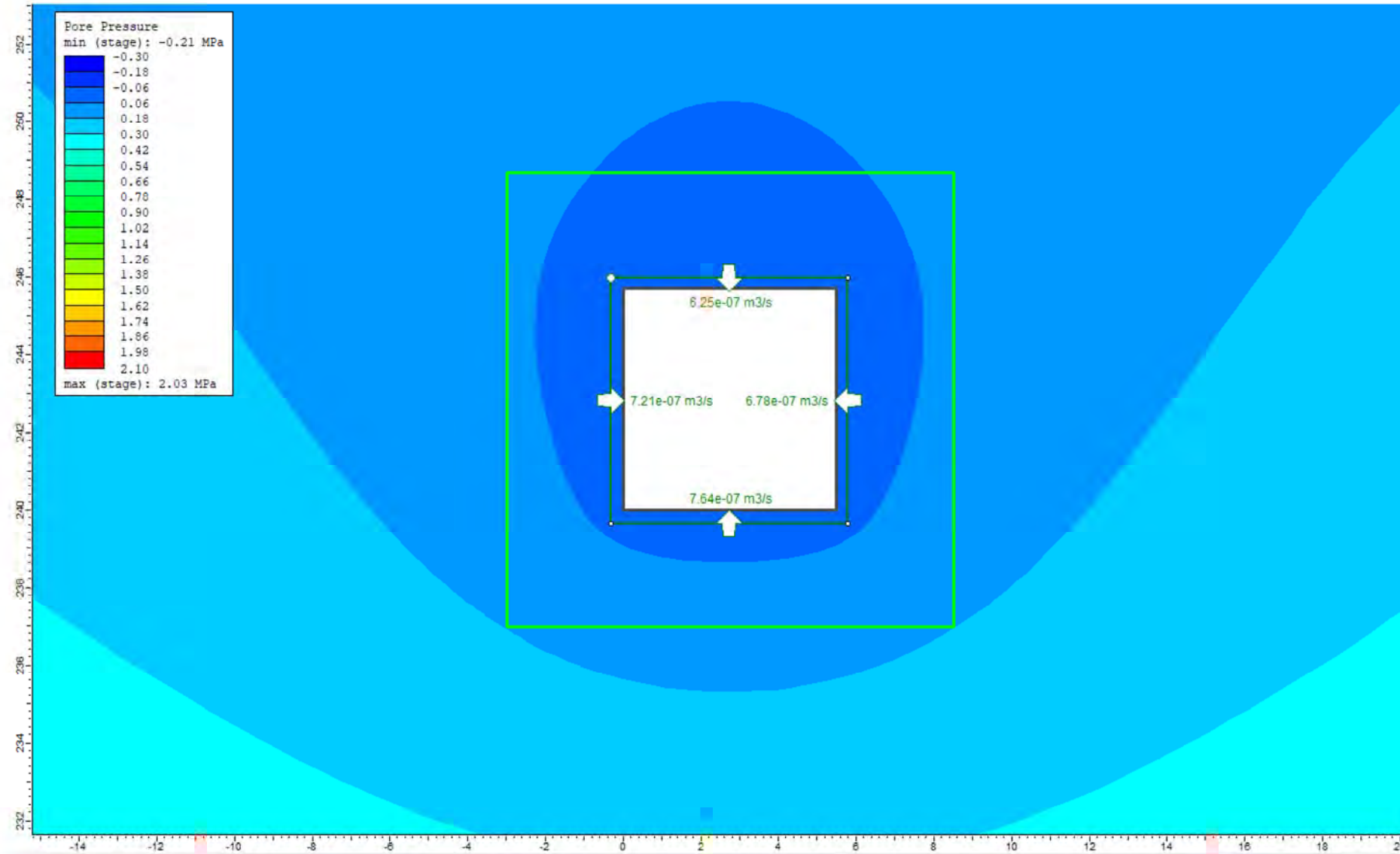
Avec bassin – Débit d'infiltration



Sans bassin – Pression interstitielle



Sans bassin – Débit d'infiltration





golder.com

ANNEXE

QCM-20B

**APPROBATION DU PLAN DE RESTAURATION
PAR LE MERN (SEPTEMBRE 2021)**

RECOMMANDÉ

Québec, le 3 septembre 2021  RN 524 474 361 CA

Monsieur Martin Duclos
Directeur Développement durable et environnement
Canadian Malartic GP
100, chemin du Lac Mourier
Malartic (Québec) J0Y 1Z0

N/Réf. : 8341 - 0319

Objet : Approbation du plan de restauration du site minier Odyssey

Monsieur,

La présente est pour vous confirmer l'approbation du plan de restauration pour le site minier Odyssey basée sur les documents suivants :

- le document intitulé « Projet d'exploitation des zones souterraines minéralisées du projet Odyssey », préparé par M^{me} Fannie McMurray Pinard, (WSP Canada inc.), présenté à M^{me} Sophie Turcotte du ministère de l'Énergie et des Ressources naturelles (MERN), le 19 février 2021;
- l'avis et les commentaires de M. Daniel Hébert, du ministère de l'Environnement et de la Lutte contre les changements climatiques (MELCC), adressés à M^{me}, Alexandra Roio du MERN, le 13 mai 2021;
- le document de réponses « Demande d'information – Plan de restauration pour le site minier Odyssey », présenté à M^{me} Elodie Lieber, du MERN, le 21 juillet 2021.

Selon vos données et nos calculs, la garantie financière couvrant le coût de restauration de l'ensemble du site Odyssey s'élève à 13 025 352 \$. Étant donné que le MERN détient déjà une somme de 1 041 461 \$, le solde à verser est de 11 983 891 \$.

Les modalités de versement sont résumées dans le tableau suivant :

Année	Pourcentage	Versements
90 jours	50 %	5 991 945 \$
3 septembre 2022	25 %	2 995 973 \$
3 septembre 2023	25 %	2 995 973 \$
Total		11 983 891 \$

Le montant de 5 991 945 \$ doit être déposé dans les 90 jours suivants la réception de la lettre d'approbation et peut être versé selon l'une ou l'autre des formes décrites à l'article 115 du Règlement sur les substances minérales autres que le pétrole, le gaz naturel et la saumure (chapitre M - 13,1, r. 2).

Les versements de la garantie financière doivent être adressés à la direction de la restauration des sites miniers au 5700, 4^e Avenue Ouest, bureau C-318, Québec (Québec) G1H 6R1, en mentionnant le nom du site minier.

La prochaine révision du plan de restauration devra être déposée au MERN au plus tard le 19 février 2026.

Pour tout renseignement supplémentaire, veuillez communiquer avec M^{me} Elodie Lieber, à l'adresse suivante : elodie.lieber@mern.gouv.qc.ca.

Recevez, Monsieur, mes salutations distinguées.

Alexandra Roio
La directrice de la restauration des sites miniers

- c. c. M^{me} Elodie Lieber, chargée de projet, direction de la restauration des sites miniers
M^{me} Hélène Giroux, directrice des affaires minières et de la coordination
M. Daniel Hébert, analyste du MELCC