GM 68026

ETUDE DE CARACTERISATION DE LA SILICE DU DEPOT LANGIS

Documents complémentaires

Additional Files





Licence



License

Cette première page a été ajoutée
au document et ne fait pas partie du
rapport tel que soumis par les auteurs.

Énergie et Ressources naturelles
Québec



Les Métaux Canadiens Inc.

CANADIAN METALS

Étude de caractérisation de la silice du dépôt Langis
NTS: 22B11, Région de Matapédia, Québec, CANADA

Document No. 131-21675-00

Préparé par:
J. D. Charlton, P. Geo.
Mireno Dhe Paganon, Ing.

Ressources naturelles et Faune
20 MARS 2014
Dir information géologique

GENIVAR

Date de prise d'effet: 06 Décembre 2013

1600, Boulevard René-Lévesque Ouest
Montréal (Québec) H3H 1P9
514-340-0046
www.GENIVAR.com

REÇU AU MRNF
27 DEC. 2013
DIRECTION DES TITRES MINIERS

GM 68026

1375257

Rapport présenté à:

LES MÉTAUX CANADIENS INC.

CANADIAN METALS

ÉTUDE DE CARACTÉRISATION DE LA SILICE DU DÉPÔT LANGIS, NTS 22B11, RÉGION DE MATAPÉDIA, QUÉBEC, CANADA

DATE DE PRISE D'EFFET: 06 DÉCEMBRE 2013

Préparé par _____ Date Le 6 DEC, 2013

Préparé par _____ Date Le 6 Dec, 2013

OIQ 118962

Préparé par _____ Date _____

Projet GENIVAR: 131-21675-00

GENIVAR
1600, Boulevard René-Lévesque Ouest
Montréal (Québec) H3H 1P9
514-340-0046
www.GENIVAR.COM

REÇU AU MRNF
27 DEC. 2013
DIRECTION DES TITRES MINIERS

1375257

TABLE DES MATIÈRES

1.0 SOMMAIRE 1

1.1 DESCRIPTION ET EMPLACEMENT DE LA PROPRIÉTÉ, ACCESSIBILITÉ, APPARTENANCE ET HISTORIQUE 1
1.2 CONTEXTE GÉOLOGIQUE ET MINÉRALISATION 3
1.3 EXPLORATION, ÉCHANTILLONNAGE ET PROCÉDURE ANALYTIQUE 4
1.4 TRAITEMENT DU MINERAI ET ESSAIS MÉTALLURGIQUES 4
1.5 CONCLUSIONS ET RECOMMANDATIONS 6

2.0 INTRODUCTION 8

3.0 RECOURS À D'AUTRES EXPERTS 10

4.0 DESCRIPTION ET LOCALISATION DU TERRAIN 11

4.1 LOCALISATION 11
4.2 INFORMATION SUR LES TITRES D'EXPLORATION (CLAIMS) 13
4.3 DROITS D'EXPLORATION 13
4.4 REDEVANCES ET RENSEIGNEMENTS CONNEXES 13
4.5 RESPONSABILITÉS ENVIRONNEMENTALES 13
4.6 PERMIS 13
4.7 AUTRES FACTEURS PERTINENTS 14

5.0 ACCESSIBILITÉ, CLIMAT, RESSOURCES LOCALES, INFRASTRUCTURES ET PHYSIOGRAPHIE 15

5.1 TOPOGRAPHIE DU SITE, ALTITUDE ET VÉGÉTATION 15
5.2 ACCÈS 15
5.3 CLIMAT 16
5.4 INFRASTRUCTURE 17

6.0 HISTORIQUE 18

7.0 CONTEXTE GÉOLOGIQUE ET MINÉRALISATION 20

7.1 GÉOLOGIE RÉGIONALE 20
7.2 GÉOLOGIE DU PROJET 23
7.3 MINÉRALISATION 27

8.0 TYPES DE DÉPÔT 28

9.0 EXPLORATION 32

10.0 FORAGE 33
10.1 PROGRAMME DE FORAGE 33
10.2 OPINION DES PQ 41
11.0 PRÉPARATION DES ÉCHANTILLONS, ANALYSES ET SÉCURITÉ 42
11.1 PRÉPARATION DES ÉCHANTILLONS 42
11.2 PROCÉDURE ANALYTIQUE 42
11.3 QA/QC 45
11.4 OPINION DES PQ 47
12.0 VÉRIFICATION DES DONNÉES 48
12.1 PROCÉDURE DE VÉRIFICATION 48
12.2 OPINION DES PQ 49
13.0 TRAITEMENT DU MINERAI ET TESTS METALLURGIQUES 50
13.1 INTRODUCTION 50
13.2 PLAN D'ESSAIS DE LABORATOIRE 50
13.3 CARACTÉRISATION DE LA SILICE EN MORCEAUX 52
13.4 CARACTÉRISATION DU SABLE DE SILICE 54
13.5 SOMMAIRE ET CONCLUSION 65
14.0 ESTIMATION DES RESSOURCES MINÉRALES 67
14.1 ESTIMATIONS PRÉCÉDENTES 67
15.0 ESTIMATION DES RÉSERVES MINÉRALES 68
16.0 MÉTHODE D'EXPLORATION MINIÈRE 69
17.0 MÉTHODES DE RÉCUPÉRATON 70
17.1 DESCRIPTION DU PROCÉDÉ 70
18.0 INFRASTRUCTURE DU PROJET 71
19.0 ÉTUDE DE MARCHÉ ET CONTRATS 72
20.0 ÉTUDES ENVIRONNEMENTALES, PERMIS ET IMPACT SOCIAL 73
21.0 COÛTS D'INVESTISSEMENT ET D'EXPLOITATION 74
22.0 ANALYSE ÉCONOMIQUE 75
23.0 PROPRIÉTÉS ADJACENTES 76
24.0 AUTRES DONNÉES OU INFORMATIONS PERTINENTES 77
25.0 INTERPRÉTATION ET CONCLUSIONS 78
25.1 GÉOLOGIE 78
25.2 MÉTALLURGIE 79

26.0 RECOMMANDATIONS 80

27.0 RÉFÉRENCES 81

28.0 ATTESTATION DES PERSONNES QUALIFIÉES 83

ANNEXES

ANNEXE A RAPPORT DE LABORATOIRE DU CTMP

ANNEXE B CRITÈRES CHIMIQUES ET PHYSIQUES GÉNÉRAUX DE LA SILICE

LISTE DES TABLEAUX

Tableau 1 : Disposition des minéraux 13
Tableau 2 : Données du climat au Mont-Joli, Quebec 16
Tableau 3: Emplacement des échantillons des essais au choc thermique 32
Tableau 4 : Informations sur les trous de forage 38
Tableau 5 : Teneur des composites %SiO2-%Fe_2O_3-%Al_2O_3 du ddhs PL-13-01, 02 and 05. ... 39
Tableau 6 : Seuil de détection du XRF de la roche entière pour CTMP 43
Tableau 7 : Composition chimique des échantillons sélectionnés en triplicata 48
Tableau 8 : Analyse chimique de la silice Langis (incluant L.O.I.) 53
Tableau 9 : Analyse chimique de la silice Langis (excluant L.O.I.) 53
Tableau 10 : Teneur et récupération du sable de silice après chaque étape du procédé 55
Tableau 11 : Répartition des produits +106 µm à différents temps d'attrition 56
Tableau 12 : Distribution granulométrique moyenne du sable après chaque étape du procédé 58
Tableau 13 : Rondeur et sphéricité de différentes classes granulométriques 59

LISTE DES FIGURES

Figure 1: Location générale du projet 11
Figure 2 : Carte de la propriété 12
Figure 3 : Géologie Régionale 22
Figure 4: Coin NE de la carrière Langis montrant des failles verticales avec des faces de glissement sur le mur de l'est 24
Figure 5: Minces lits enrichis en fer dans le grès inférieur blanc 25

Figure 6 : Géologie de la propriété 26
Figure 7 : Localisation des trous de forage 34
Figure 8 : Section transversale géologique des trous de forage 35
Figure 9 : Section transversale géologique des trous de forage 36
Figure 10 : Section transversale géologique des trous de forage 37
Figure 11: %SiO2 analysé dans les échantillons témoins 46
Figure 12: Teneur en silice dans le sable de silice utilisé 47
Figure 13 : Courbe de corrélation des analyses doubles pour le SiO2 49
Figure 14 : Plan des essais pour les applications de silice en morceaux 51
Figure 15 : Plan des essais pour les applications de sable de silice 51
Figure 16 : Distribution granulométrique du sable après chaque étape du procédé 58
Figure 17 : Fraction 20/40 mailles, attritionée pendant 10 minutes, sans SMHI 60
Figure 18 : Fraction 30/50 mailles, attritionée pendant 10 minutes, sans SMHI 60
Figure 19 : Fraction 20/40 maille, attritionée pendant 5 minutes, non-magnétiques après SMHI 61
Figure 20 : Fraction 40/70 maille, attritionée pendant 5 minutes, non-magnétiques après SMHI 61

GLOSSAIRE

UNITÉS DE MESURE

coefficient of d'uniformité	Cu
degré	°
degrés Celsius	°C
gramme	g
hectare (10,000 m^2)	ha
kilogramme	kg
kilomètre	km
kilowatt	kW
moins que	<
mètre	m
microns	µm
millilitre	mL
millimètre	mm
million	M
million de tonnes	Mt
minute	min
parties par million	ppm
pourcent	%
livre(s)	lb
livres par pouce carré	psi
révolutions par minute	rpm
mètre carré	m^2
tonne (1,000 kg) (tonne métrique)	t
volt	V

1.0 SOMMAIRE

Le Propriété de silice Langis (la Propriété) est située dans la partie est de la région de la Matapedia dans la province de Québec, entre les municipalités d'Amqui et de Matane. La région possède un relief légèrement vallonné typique de la province géologique des Appalaches. La Propriété est détenue à 100% par Les Métaux Canadiens Inc., une société publique inscrite à la Bourse nationale canadienne (CNSX) depuis le 1er août 2013 selon le symbole CME:CNX, et ci-après dénommée CMI.

La Propriété couvre un lambeau de grès fortement siliceux pouvant présenter une source potentielle de sable de silice dont le marché est pour le moment indéterminé. Il a été le site d'une petite carrière de grès, actuellement non-opérationnelle, qui a été explorée et exploitée brièvement au courant des années 1980. La documentation sur l'historique de la phase d'exploration a été utilisée dans la préparation du présent rapport. Il n'y a aucune documentation concernant la phase de production disponible publiquement.

La Propriété est activement en cours d'exploration par CMI. Une large zone de grès fortement siliceux a été délimitée par la cartographie du gouvernement et bien exposée à la fois dans la carrière existante et dans les carottes de la récente campagne de forage effectuée par CMI en Septembre 2013. Des intervalles de carottes provenant de trois trous de forage, ainsi que certains blocs de grès sélectionnés dans la carrière ont été échantillonnés et envoyés pour analyses géochimiques et physiques afin de caractériser le grès dans le but de proposer des applications économiques potentielles. Cette étude de caractérisation de la silice du Dépôt Langis est la raison de ce Rapport Technique.

1.1 DESCRIPTION ET EMPLACEMENT DE LA PROPRIÉTÉ, ACCESSIBILITÉ, APPARTENANCE ET HISTORIQUE

La Propriété se compose de quatre claims désignés sur carte (CDC) couvrant une superficie totale de 227,62 ha. Elle est située dans la région de la Matapédia en Gaspésie et plus précisément, au nord-est du canton de Langis dans la municipalité régionale (MRC) de la Matapédia. La Propriété est détenue à 100% par Les Métaux Canadiens Inc.

La Propriété est située sur un terrain boisé légèrement vallonné des Appalaches. La région connaît un climat continental humide frais avec des étés chauds et des hivers froids et enneigés. La propriété est facilement accessible par la route via

la route provinciale pavée 195 et une route de gravier en bon état. Elle est située à 30 km de la ville d'Amqui, le centre administratif de la MRC de Matapédia au carrefour des routes 132 et 195. Elle est également accessible via la route 195 au port de Matane, à une distance de 40 km. Amqui est desservie par rail (CNR) tandis que Matane est un port fluvial.

Le ruisseau à débit continu le plus rapproché est situé à 1,8 km à l'est-sud-est de la présente carrière Langis. Des lignes de transmission à haute tension traversent la propriété à 300 m au sud de la carrière existante.

Le premier examen et rapport détaillé connu sur la valeur économique potentielle des grès des cantons de Langis et de Tessier ont été complétés par R. A. Marleau pour Uniquartz Inc. en 1979. En 1982, un vaste programme de forage au diamant a été complété sur le dépôt de grès de Langis et sur le dépôt Tessier avoisinant. Un total de 3 993' (1 215,5 m) a été foré en vingt-deux trous de forage, dont douze, totalisant 2 135' (649,9 m), ont été complétés sur le dépôt Langis.

Par la suite, des tests physiques et géochimiques approfondis ont été réalisés sur les carottes afin de déterminer les caractéristiques physiques et géochimiques du grès. Ce test comprend plus de 10 000' (3050 m) de carottes répartis en échantillons de 10' (3 m) de longueur. De plus, deux échantillons en vrac de 2,5 tonnes chacun ont été collectés. Un tonnage historique total de 27,6 millions de tonnes à des teneurs moyennes de 0,11% en Fe_2O_3 et 0,41% en Al_2O_3 a été calculé et publié. Il n'est fait mention nulle part de la teneur en SiO_2. En 1985, Uniquartz Inc. a revu la Ressource Indiquée de Langis à 25,5 millions de tonnes à des teneurs moyennes de 0,12% en Fe_2O_3 et 0,41% en Al_2O_3 - Aucune mention de la teneur en SiO_2. Il convient de noter que l'estimation a été effectuée avant l'adoption des normes actuelles énoncées dans le Règlement 43-101 et donc les résultats ne peuvent être invoqués. Les ressources indiquées énoncées sont probablement semblables aux normes en vigueur pour les ressources indiquées. Une personne qualifiée n'a pas effectué de travail suffisant pour pouvoir classer les estimations historiques comme des ressources minérales ou des réserves minérales. L'émetteur ne considère pas les estimations historiques comme des ressources minérales ou des réserves minérales telles que définies dans les sections 1.2 et 1.3 du Règlement 43-101 et l'estimation historique ne doit pas être invoquée.

Il n'y a plus de référence au développement ou à la production du dépôt Langis après 1985. À un certain moment par la suite, une exploitation de carrière a commencé. Les évidences de cette exploitation sont visibles sur le site et consistent en haldes de résidus de sables plus ou moins grossiers de plusieurs centaines de milliers de tonnes, des installations de chargement et de concassage, et d'autres installations de surface.

1.2 CONTEXTE GÉOLOGIQUE ET MINÉRALISATION

La région de la Matapédia forme une partie de la province géologique des Appalaches, qui s'étend de l'Alabama à Terre-Neuve. La partie hébergeant les roches pertinentes de ce rapport est connue sous le nom du synclinal de la vallée Connecticut-Gaspé (CVGS). Ces roches ont été plissées, faillées, recoupées, et faiblement métamorphisées pendant l'orogenèse des Appalaches.

Les roches CVGS de la sous-région de Matapedia-Gaspé comprennent le Groupe de Chaleurs d'âge Dévonien. La section stratigraphique inférieure de ce groupe est composée de schiste vert de la Formation Awantjish recouvert de quartz-arénite blanc à rose de la Formation de Val-Brillant. Le quartz-arénite (un grès siliceux) de la Formation de Val-Brillant se présente sous forme de couches épaisses blanches et de couches locales rose à mauve qui résultent de la décoloration de l'hématite.

Sur la Propriété, le grès de Val-Brillant forme un important lambeau d'érosion composé de grès autrefois plus étendu. Il est aujourd'hui d'une épaisseur de 60 m et repose en concordance sur les schistes verts de la Formation Awantjish. Dans la carrière, le grès blanc de la couche inférieure de Val-Brillant est exposé sur 20 à 30 m d'épaisseur. C'est le grès siliceux ciblé par CMI. Dans la carrière, le grès ciblé forme un monoclinal légèrement incliné vers le sud. Il s'agit d'un grès fortement siliceux d'origine multi-cycliques et largement purgé d'impuretés. Sur la propriété, le grès forme un lobe mesurant environ 1 700 m de longueur par 250 à 500 m de largeur. Dans cette région, la carrière existante couvre une superficie non arpentée d'environ 90 m X 90 m.

Les travaux de 1982 à 1983 ont révélé les caractéristiques physiques suivantes sur le grès de Val-Brillant :

- Les grains de quartz varient de 0,1 mm à 0,54 mm de diamètre;
- Le coefficient d'uniformité est de 1,72 ce qui signifie que ce quartz fin est bien réparti;
- La plage de sphéricité des grains de quartz est de 0,67 à 0,80 (élevée);
- Les facteurs de rondeur et d'angularité des grains de quartz ont varié de 0,37 à 0,90;
- Le point de fusion du grès de Val-Brillant est de 1700 °C;
- Les essais au choc thermique ont montré que le grès est adapté pour la production de ferrosilicium;
- Les tests de réfractarité ont démontré que le grès pourrait probablement être utilisé comme sable de fonderie.

1.3 EXPLORATION, ÉCHANTILLONNAGE ET PROCÉDURE ANALYTIQUE

Le programme de forage 2013 mené à la Propriété avait deux objectifs initiaux : obtenir un échantillon représentatif du grès pour la caractérisation géochimique et physique. Par conséquent, sur une période de cinq jours, un total de neuf trous de forage au diamant de diamètre NQ ont été forés pour une longueur totale de carotte de 456 m. La maille de sondage conçue pour le calcul futur d'une ressource minérale, consistait en trois sections de trois trous chacune formant un carré d'environ 100 m.

Les carottes ont été décrites, notant entres autres les changements subtils de compositions minéralogiques et les altérations. Trois trous de forage, PL-13-01, 02 et 05, ont été sélectionnés en tant que trou représentatif du grès ciblé. Ils ont été décrits et échantillonnés à des intervalles de 3 m à moins d'indications stratigraphiques contraires. Les six autres trous ont été décrits mais non échantillonnés.

À la fin du forage, il a été décidé par CMI de limiter le programme de 2013 à l'étude de caractérisation permettant de définir les utilisations finales possibles du grès de Langis. Cela impliquait de limiter l'échantillonnage à trois trous de forage représentatifs et par conséquent, de ne pas terminer l'estimation des ressources.

La moitié des trois sections de carottes échantillonnées a été conservée et placée dans la boîte à carottes en respectant l'orientation et la position d'origine. L'autre moitié a été divisée de nouveau (en quartiers), avec un quart dédié à l'analyse géochimique et l'autre quart pour les tests physiques. Un total de quarante et un échantillons totalisant une longueur de 105,5 m de carottes de forage ont été préparés. De plus, un total de douze échantillons de grès blanc de la couche inférieure, dont neuf de l'ensemble des carottes de forage (non fragmenté), ainsi que trois cubes sélectionnés de grès scié de la carrière, ont été préparés et expédiés spécifiquement pour les essais au choc thermique. Tous les échantillons de carottes et de roches ont été expédiés en toute sécurité au laboratoire CTMP situé à Thetford Mines, au Québec.

1.4 TRAITEMENT DU MINERAI ET ESSAIS MÉTALLURGIQUES

Une étude de caractérisation générale de la silice du dépôt Langis a été conduite avec des tests de laboratoire afin de fournir de l'information sur ses propriétés chimiques, physiques et thermiques. Ces informations peuvent ensuite être utilisées pour aider à déterminer laquelle des applications de silice possibles est appropriée.

Les propriétés chimiques des échantillons de minerais ont été analysées par fluorescence des rayons-x (XRF) pour les oxydes majeurs et les éléments en trace.

Les propriétés chimiques et physiques du sable de silice inférieur à 600 microns ont été évaluées après avoir subi les étapes de déschlammage, d'attrition et de séparation magnétique.

Basé sur les travaux d'essais préliminaires par CTMP, les propriétés élémentaires du grès de Langis indiquent qu'il a le potentiel d'être une source de silice utilisable. Les impuretés contenues dans les échantillons de minerais sont d'environ 1% avec une teneur en silice (SiO_2) de l'ordre de 98,55% et une perte au feu allant de 0,3% à 0,5%. Lorsque corrigées pour la perte au feu engagée dans les applications de silice en morceaux à de hautes températures, la teneur moyenne en SiO_2 augmente à 98,95% avec des impuretés en oxydes majeurs de l'ordre de 0,14% en Fe_2O_3, 0,48% en Al_2O_3 et 0,05% en TiO_2.

Les essais au choc thermique sur douze morceaux d'échantillons représentatifs révèlent que ce matériel a relativement une forte cimentation, le rendant une source potentielle pour des applications de silice en morceaux dans des fours à hautes températures.

Pour les applications nécessitant du sable de silice en grains, il a été démontré qu'une quantité significative d'impuretés peut être éliminée avec l'élimination du sable fin inférieur à 100 microns. Les teneurs dans le sable résiduel peuvent ensuite être en moyenne de 99,44% en SiO_2 avec des impuretés en oxydes majeurs de l'ordre de 0,05% en Fe_2O_3, 0,20% en Al_2O_3 et 0,03% en TiO_2.

Avec l'attrition, les oxydes de fer et l'argile peuvent être nettoyés de la surface des grains de sable en produisant ainsi un sable de silice propre avec des teneurs moyennes de 99,56% en SiO_2, avec des impuretés en oxydes majeurs de l'ordre de 0,03% en Fe_2O_3, 0,16% en Al_2O_3 et 0,03% en TiO_2.

La séparation magnétique à haute intensité a enlevé une très petite fraction de matériel magnétique dans l'objectif de réduire la teneur en Fe_2O_3 sous 0,03%. Cependant, les teneurs moyennes en impuretés dans le produit de sable sont restées relativement stables.

Les caractéristiques physiques du sable de silice, en ce qui concerne la distribution granulométrique, les indices de finesse moyens (AFS), le coefficient d'uniformité, la rondeur, la sphéricité et la résistance à l'impact ont été évaluées.

La teneur en SiO_2 a été calculée à partir de la somme des résultats de dosage, par la méthode de fluorescence des rayons-x, de dix oxydes majeurs, de vingt-quatre éléments en trace et de la perte au feu. C'est une méthode d'analyse normale pour un dépôt de silice comme Langis et elle a été utilisée comme un

indicateur pour l'objectif de cette étude de caractérisation. Cependant, dans la détermination de tels niveaux faibles d'oxydes, cette méthode a démontré qu'il y a un problème de précision évident dans la variation des concentrations des impuretés et de la marge d'erreur tel que rapporté par CTMP à partir des échantillons analysés en triplicata.

1.5 CONCLUSIONS ET RECOMMANDATIONS

La cartographie géologique et l'historique du forage d'exploration ont décrit un grand lobe de grès blanc très siliceux dans la couche inférieure de la formation de Val-Brillant sur la propriété Langis du CMI. L'historique du forage d'exploration et l'historique des analyses géochimiques et physiques proposés indiquent le potentiel économique pour un dépôt de sable de silice de plus de 25 Mt contenues dans ce lobe.

Genivar a supervisé un programme de forage de neuf trous de 456 m à Langis en Septembre 2013. Parmi ceux-ci, trois trous de forage représentatifs ont été prélevés et analysés au laboratoire du CTMP afin de caractériser le sable de silice pour des usages ayant un potentiel économique. Ils ont accueilli les intersections de forage de silice suivantes:

- PL-13-01 : 98,65% en SiO_2 sur 30,28 m (incluant 98,69% en SiO_2 sur 28,95 m)
- PL-13-02 : 98,70% en SiO_2 sur 41,2 m
- PL-13-05 : 98,22% en SiO_2 sur 27,0 m (en incluant 99,10% en SiO_2 sur 22,0 m)

Les six autres trous ont été décrits et restent non échantillonnés. Ils affichent des intersections similaires très siliceuses avec des épaisseurs analogues aux trois trous de forage échantillonnés. Si les six trous avaient été échantillonnés et analysés en utilisant les mêmes procédures, une ressource présumée en sable de silice pourrait alors être calculée.

Basé sur les propriétés chimiques, physiques et thermiques observées à partir des travaux d'essais du CTMP, en concassant et en tamisant les particules à -120+20 mm, la Propriété peut être une source potentielle pour la production de ferrosilicium. Un concassage supplémentaire des particules à -25+5 mm peut également en faire une source potentielle comme agent fondant dans la fusion des métaux de base.

Le concassage à -600 microns et le déschlammage des fines à -100 microns aussi bien que l'attrition, la classification, l'égouttage et le séchage peuvent être considérés pour assurer une source potentielle de sable de verrerie, de sable de

fonderie et d'autres utilisations comme le sable abrasif, le silicate de sodium et le carbure de silicium. Le matériel a aussi été testé pour une application de sable de fractionnement. Basé sur une évaluation initiale, la présence de plusieurs agglomérats aussi bien que le problème avec la rondeur des grains devraient être considérés comme un obstacle pour son potentiel comme source de sable de fractionnement. Des essais supplémentaires par un laboratoire spécialisé en sable de fractionnement sont recommandés pour mieux évaluer ce produit. En fonction des critères du fabricant potentiel pour un produit de sable de silice, des essais supplémentaires plus détaillés seraient nécessaires afin de déterminer les critères de conception du procédé.

La quantité et la teneur potentielles de matériaux de silice dans la Propriété est compris entre 15 et 28 millions de tonnes à 98,1% à 99,2% de SiO_2 en fonction des hypothèses d'une densité de 2,65, d'une étendue longitudinale de 600 à 800 m, d'une largeur de 275 à 325 m et d'une épaisseur de 30 à 40 m. Il convient de noter que la quantité et la teneur potentielles sont hypothétiques, qu'il n'y a pas eu suffisamment d'exploration pour définir une ressource minérale et qu'il est incertain si d'autres travaux d'exploration résulteront dans la zone décrite comme une ressource minérale.

Il est de l'avis des auteurs que des dépenses supplémentaires sont justifiées afin de faire avancer le projet au niveau de l'évaluation économique. Le programme de travail recommandé comprend les éléments suivants:

- La délimitation du dépôt au niveau des ressources minérales indiquées, incluant l'analyse géochimique des six trous restants, le forage et l'analyse géochimique des dix trous supplémentaires (carotte de diamètre NQ), et l'octroi du permis et le découpage. Le coût de ce programme est estimé entre 120 000$ et 140 000$;

- La validation du dépôt de silice pour la production de ferrosilicium en testant des échantillons en vrac avec des clients potentiels. Les quantités d'échantillons en vrac varieraient en fonction des besoins des clients. Le coût de la collecte de ces échantillons est estimé de 50 000$ à 100 000$;

- L'établissement d'une étude économique pour les opérations d'extraction. Le coût de ces travaux est estimé à 60 000$.

Le coût total pour ces dépenses recommandées est entre 230 000$ et 300 000$.

2.0 INTRODUCTION

Ce rapport technique intitulé Étude de caractérisation de la silice Langis (le Dépôt), a été préparé pour Les Métaux Canadiens Inc. (CMI), dont le siège social est situé au 1200, avenue McGill College, bureau 1240, Montréal, QC H3B 4G7, par Genivar Inc. (Genivar), dont le siège social est situé au 1600 Blvd. René-Lévesque Ouest, 16e étage, Montréal, QC H3H 1P9.

Ce rapport a été préparé, à la demande du CMI, afin de caractériser le Dépôt en termes d'usages possibles et de valeur économique potentielle du produit final du sable de silice. Il décrit la propriété de la silice Langis (Propriété), la géologie de la Propriété et de la zone du projet, le programme de forage d'exploration en cours, les résultats des tests physiques et géochimiques et fournit des conclusions et des recommandations pour des travaux supplémentaires. Aucun coût d'ingénierie ni d'études de marché sont fournis dans ce présent document.

Ce rapport fait usage des fichiers du Ministère des Ressources Naturelles du Québec (MRNQ) décrivant la géologie de la région de la propriété Langis, ainsi que des fichiers "GM" provenant de la base de données SIGEOM décrivant les travaux passés enregistrés au gisement Langis. Il se base aussi sur des études de caractérisation physiques et géochimiques portant sur des projets de sable de silice comparables et des résultats physiques et géochimiques des échantillons de grès de Langis tels que délivrés par le laboratoire du Centre de Technologie et de Plasturgie (CTMP).

Un des auteurs de ce rapport, John Charlton, P. Geo. de Genivar accompagné d'Etienne Forbes, P. Geo. de GeoForbes Services Inc. ont visité la Propriété le 22 Août 2013. Au cours de cette visite, ils ont examiné la carrière existante, les fondations de chargement et de concassage existants et d'autres infrastructures restantes comme les haldes de rejets de la carrière Langis, la zone boisée à proximité de la carrière où le forage a été prévu, et une carrière comparable située à un kilomètre à l'est de la carrière Langis.

M. Forbes a géré le programme de forage au diamant décrit, dans le présent rapport, pour Genivar. Il était également responsable de la description des carottes, de l'échantillonnage et de la coordination des opérations de débroussaillage et des opérations d'arpentage sur le site. Lors de sa deuxième visite du 21 Septembre 2013, M. Charlton a visité les installations de description et d'échantillonnage utilisées par M. Forbes et a examiné la carotte de forage du programme d'exploration en cours, la technique d'échantillonnage, les

procédures d'AQ/CQ, et coordination d'expédition des échantillons avec le laboratoire en charge du travail analytique.

M. Mireno Dhe Paganon, P. Eng. de Genivar a coordonné et supervisé les travaux de laboratoire avec le laboratoire CTMP.

3.0 RECOURS À D'AUTRES EXPERTS

John Charlton, P. Geo. s'est appuyé sur des informations concernant les concessions d'exploration, tels que décrits dans la section 4.0, sur le site GESTIM du MRNQ. Il a également invoqué Etienne Forbes, P. Geo. pour gérer le programme de forage, compléter la description et l'échantillonnage des carottes et envoyer les échantillons au laboratoire du CTMP. Mireno Dhe Paganon, P. Eng. s'est basé sur les résultats des tests physiques et géochimiques fournis par le laboratoire CTMP de Thetford Mines, Québec.

GENIVAR a examiné et analysé les données et les rapports fournis par le CMI, les données accessibles au public et les résultats des tests de laboratoire du CTMP, en tirant ses propres conclusions, renforcées par l'examen effectué directement sur le terrain.

Ce rapport comprend des informations techniques, qui ont nécessitées des calculs ultérieurs pour obtenir des sous-totaux, des totaux et des moyennes pondérées. Ces calculs comportent un degré d'arrondissement et par conséquent présentent une marge d'erreur. Lorsqu'elles se produisent, les personnes qualifiées ne considèrent pas qu'elles soient matérielles.

GENIVAR s'est appuyé sur des renseignements d'une tierce partie préparés par des personnes non-admissibles relativement à des aspects d'octroi de permis de la Propriété. Cette information a été fournie par la MRC de la Matapédia et la MNRQ comme décrit dans le paragraphe 4.6.

4.0 DESCRIPTION ET LOCALISATION DU TERRAIN

4.1 LOCALISATION

La Propriété se compose de quatre claims (CDC) désignés sur carte couvrant une superficie totale de 227,62 ha. Elle est située dans la région de la Vallée de la Matapédia en Gaspésie, Québec (Figure 1) dans la partie nord du canton de Langis dans la municipalité régionale (MRC) de la Matapédia (Figure 2). Elle se situe au centre du feuillet cartographique SNRC 22B11. Le centre géographique de la propriété est environ à la latitude 48°37 '30 "N et la longitude 67°20'00" O. La propriété couvre une partie des rangs VI et VII du canton de Langis.

Figure 1: Location générale du projet



Figure 2 : Carte de la propriété



4.2 INFORMATION SUR LES TITRES D'EXPLORATION (CLAIMS)

Tableau 1 : Disposition des minéraux

Claim #	Surface (ha)	Date d'acquisition	Date d'expiration	Frais de renouvellement ($)
2387521	56,91	2013/07/12	2015/07/11	54,25
2387522	56,91	2013/07/12	2015/07/11	54,25
2387523	56,90	2013/07/12	2015/07/11	54,25
2387524	56,90	2013/07/12	2015/07/11	54,25

4.3 DROITS D'EXPLORATION

Les quatre concessions composant la Propriété Langis sont détenues à 100% par 9285-3696 Québec Inc, qui sont une filiale à part entière de Les Métaux Canadiens Inc. Le Tableau 1 présente les informations pertinentes sur ces claims. Chacun d'eux exige des dépenses d'exploration d'un minimum de 1200$ pour pouvoir être renouvelé ou si le travail ne peut-être fait la compagnie a l'option de payer la somme minimum en lieu des dépenses en travaux. Le droit de renouvellement pour chaque claim est de 54,25$ et la validité est de deux ans.

4.4 REDEVANCES ET RENSEIGNEMENTS CONNEXES

La Propriété est détenue à 100% par Les Métaux Canadiens Inc. La production de la Propriété est sujette à un rendement net de 3% de la fonderie (NSR) payable à 9285-3696 Québec Inc. Le dépôt peut également générer 7% de la participation aux bénéfices nets (PBN) payable à 9285-3696 Québec Inc.

4.5 RESPONSABILITÉS ENVIRONNEMENTALES

Il n'y a pas de responsabilité environnementale connue affectant actuellement la propriété Langis.

4.6 PERMIS

Tout le travail effectué cet automne à la Propriété a été réalisé sur des terres de la Couronne qui sont du domaine public et qui sont situées dans une zone gérée par la MRC de la Matapédia.

Une demande de permis d'abattage d'arbres a été envoyée au MRNQ, au bureau de Rimouski, et a été transmise par eux au bureau de la MRC situé à Amqui, Québec.

Le permis a été reçu avant de commencer la coupe et le forage du bois.

Dans le cas où les résultats des travaux et des études économiques seraient positifs, CMI pourrait demander un bail exclusif d'exploitation tel que décrit ici.

Dans la province de Québec, les entreprises doivent obtenir un bail d'exploitation à ciel ouvert (bail exclusif ou BEX) avant d'opérer une carrière industrielle de sable de silice. Ce bail peut être obtenu en présentant une demande de bail exclusif pour les mines à ciel ouvert et en joignant les éléments suivants:

- Une carte indiquant les limites de la terre en question;
- Une carte à une échelle d'au moins 1:5000 indiquant les limites et le territoire adjacent de 150 m, y compris le nom et l'aménagement des voies publiques existantes et des voies d'accès prévues, les voies navigables ou les lacs, l'emplacement des puits et l'emplacement et la nature de toute construction , camping ou établissement récréatif;
- Un rapport décrivant la nature, la portée et la valeur de la caution;
- Un rapport prévoyant l'utilisation prévue de la substance à extraire, les marchés cibles, et le taux de production prévu;
- Un rapport décrivant la méthode d'extraction proposée; et

Le paiement des frais de location, qui est proportionnelle à la durée du bail.

4.7 AUTRES FACTEURS PERTINENTS

Genivar n'a pas connaissance de toute autres facteurs significatifs ou de risques qui pourraient affecter l'accès, le titre, le droit ou la capacité à effectuer des travaux sur la propriété.

5.0 ACCESSIBILITÉ, CLIMAT, RESSOURCES LOCALES, INFRASTRUCTURES ET PHYSIOGRAPHIE

5.1 TOPOGRAPHIE DU SITE, ALTITUDE ET VÉGÉTATION

La Propriété est située dans un relief légèrement vallonné des Appalaches. Un ensemble de collines allongées orientées NNE domine la topographie. Celles-ci sont sectionnées par la vallée de la rivière Matane selon un axe nord-est. Dans la région de la Propriété et dans l'environnement immédiat, les altitudes varient d'un sommet de 279 m à un minimum de 90 m le long de la rivière. Dans la zone d'intérêt, autour de la carrière, il y a une légère pente depuis la route d'accès à 240 m jusqu'à un peu plus de 250 m à travers la colline en direction nord-ouest.

La propriété est en grande partie recouverte de forêt. Il s'agit d'une forêt mixte de feuillus, comme l'érable, le peuplier et le bouleau, mélangé avec des conifères comme l'épinette blanche, le pin blanc et de cèdre. Localement, il y a des zones de deuxième ou troisième croissance dominées par les aulnes et autres buissons bas.

5.2 ACCÈS

La Propriété est facilement accessible par la route via la route provinciale pavée 195 et une route de gravier en bon état. La propriété est à 20 km par la route (autoroute 195) de la ville d'Amqui qui est sur la route 132 et du centre administratif de la municipalité régionale du comté de la Matapédia (MRC). Le site est également accessible via la route 195 à partir de la route 132 dans la ville de Matane, sur une distance de 40 km. La route de gravel pour accéder au site se trouve au sud-est de la route 195 à partir d'un point de repère situé à 5 km à l'est du village de Saint-Vianney. À partir de cette intersection, le dépôt est à 2,5 km de la carrière existante sur la propriété Langis.

Amqui est desservie par le CNR et a une gare avec des services passagers.

L'accessibilité à la propriété peut être entravée par l'accumulation de neige durant l'hiver, mais l'accès à la propriété est disponible toute l'année si nécessaire.

5.3 CLIMAT

Le site de collecte de données climatiques le plus proche se trouve à l'aéroport de Mont-Joli, qui est situé à 64 km directement à l'ouest de la Propriété. Le climat au Mont-Joli est quelque peu modifié en raison de l'emplacement au bord de la mer, la différence la plus évidente étant des vents plus forts. Les données climatiques pour le Mont-Joli sont indiquées ci-dessous.

Tableau 2 : Données du climat au Mont-Joli, Québec

Mois	Jan	Fev	Mar	Avr	Mai	Jun	Jul	Aou	Sep	Oct	Nov	Dec	An
Record max °C (°F)	13 (55)	12.4 (54.3)	20 (68)	29.1 (84.4)	31.4 (88.5)	33.3 (91.9)	35.9 (96.6)	33.3 (91.9)	32.2 (90)	26.7 (80.1)	21.8 (71.2)	16.7 (62.1)	35.9 (96.6)
Moyenne max °C (°F)	−7.8 (18)	−6.5 (20.3)	−0.9 (30.4)	5.4 (41.7)	13.5 (56.3)	19.8 (67.6)	22.7 (72.9)	21.3 (70.3)	16 (61)	9.1 (48.4)	2.4 (36.3)	−4.6 (23.7)	7.5 (45.5)
Moyenne journalière °C (°F)	−12.3 (9.9)	−10.9 (12.4)	−5 (23)	1.6 (34.9)	8.5 (47.3)	14.4 (57.9)	17.5 (63.5)	16.2 (61.2)	11.4 (52.5)	5.3 (41.5)	−0.7 (30.7)	−8.3 (17.1)	3.1 (37.6)
Moyenne min °C (°F)	−16.7 (1.9)	−15.2 (4.6)	−9 (16)	−2.3 (27.9)	3.4 (38.1)	9 (48)	12.2 (54)	11.1 (52)	6.7 (44.1)	1.5 (34.7)	−3.8 (25.2)	−12 (10)	−1.3 (29.7)
Record mim °C (°F)	−33.3 (−27.9)	−31.1 (−24)	−29.4 (−20.9)	−19.9 (−3.8)	−12.2 (10)	−1.1 (30)	0.8 (33.4)	1.8 (35.2)	−5 (23)	−8.4 (16.9)	−18.3 (−0.9)	−30.6 (−23.1)	−33.3 (−27.9)
Précipitations mm (pouces)	79.8 (3.142)	59.1 (2.327)	69.4 (2.732)	63.3 (2.492)	84 (3.31)	73.5 (2.894)	84.6 (3.331)	89.1 (3.508)	77.8 (3.063)	83.9 (3.303)	77.7 (3.059)	86.7 (3.413)	928.9 (36.571)

Source: Environnement Canada[5]

La Propriété connaît un climat continental humide frais avec des étés chauds et des hivers froids. La température moyenne maximale en juillet (Mont-Joli) est de 22,7 °C, tandis que la moyenne de la température minimale est de 12,2 °C. La température moyenne maximale en janvier (Mont-Joli) est -7,8 °C, et la valeur moyenne minimale est de -16,7 °C. La période printemps-été-automne commence au début de mai et se termine à la fin d'octobre. Les conditions hivernales règnent normalement de début novembre à la fin avril. Les précipitations sont modérées et sont distribuées assez uniformément tout au long de l'année. Les accumulations de neige allant jusqu'à 3 m sont communes à la mi-mars.

5.4 INFRASTRUCTURE

La Propriété est à 30 km, par la route pavée, d'Amqui. Le chemin de fer du CN traverse Amqui le connectant aux ports de Rimouski et de Campbellton, au Nouveau-Brunswick. Un embranchement ferroviaire devrait être autorisé et construit à Amqui afin d'expédier le produit de silice par chemin de fer.

La Propriété est à 40 km par la route pavée du port de Matane. Matane est actuellement considéré comme le point de transbordement le plus probable pour le produit potentiel de silice. Ces alternatives de transport nécessiteront des recherches dans la prochaine phase des travaux. La route, de l'autoroute pavée à la zone d'extraction existante, semble être en bon état et semble pouvoir permettre la circulation des poids lourds, bien qu'une mise à niveau puisse être requise.

La ville d'Amqui a une population d'environ 6 300 habitants, tandis que la ville de Matane a une population d'environ 14 500 habitants. Il y a plusieurs petits villages dans la région comme Saint-Vianney, Saint-Tharcisius, Saint-René-de-Matane, Lac-au-Saumon et Val-Brillant. Il y a des compétences locales et disponibles pour l'opération d'une carrière de silice dans la région.

La source la plus proche d'un important courant d'eau douce est appelée Rivière Tamagodi située à 1,8 km à l'est-sud-est de la présente carrière Langis. Cette rivière coule vers le nord dans la rivière Matane. La rivière Matane se dirige vers le nord dans l'estuaire du Saint-Laurent.

Des lignes de transmission à haute tension traversent la propriété à 300 m au sud de la carrière existante. Un poste de transformation est déjà installé à 400 m au sud-ouest de la carrière existante.

À l'angle sud-ouest de la carrière existante, les fondations pour une installation de chargement et de concassage, installées précédemment par un opérateur, semblent être en bon état. Également à 400 m direction sud-ouest de la carrière existante, il y a un plancher fini en béton 12 m X 25 m qui pourrait être adapté pour la construction d'un nouveau bâtiment. Il existe une zone plate suffisante pour le stockage des stériles d'une carrière en opération.

6.0 HISTORIQUE

La cartographie géologique et l'exploration de la zone Langis dans la région de la Matapédia a commencé avec les études de Logan en 1844 et de son assistant Murray en 1846. A. P. Low a visité la région en 1884, suivie par Ells en 1885 et par L. W. Bailey et W. McInnes en 1884-1885, ces derniers travaux ont permis de réaliser une première carte géologique de la région (1888). Plus tard, au cours de la période 1928-1931 F. J. Alcock et G. W. Crickney ont étudié le site dans le cadre d'un grand effort de cartographie régionale. Suite à ce travail, J. W. Laverdière et L. G. Morin se sont concentrés spécifiquement sur la zone Langis. Une carte géologique générale de la région de la Matapédia-Matane a été complétée par E. Aubert de la Rue en 1941 (RG 009). Par la suite, H. W. McGerrigle a achevé les travaux géologiques de la région dans le cadre de sa compilation de la carte géologique de la péninsule gaspésienne (1953).

J. Béland travailla sur la cartographie de la région de Rimouski-Matapédia en 1960 (RP 430). Ultérieurement, la cartographie géologique détaillée de la région Cuoq-Langis dans les comtés de Matane et de la Matapédia a été complétée par N. C. Ollerenshaw en 1961 et 1967 (RG121). Il s'agit de la cartographie géologique la plus complète de la zone de la Propriété. La synthèse de la géologie régionale de la zone gaspésienne a été achevée par Slivitsky et al. (1991). La stratigraphie a été réinterprétée et intégrée dans la géologie des Appalaches par Brisebois et Morin (2003).

Le premier rapport détaillé sur les grès des dépôts Langis et Tessier a été fait par R. A. Marleau (1979) pour Uniquartz Inc. (GM 36008). Ce travail sur les grès de Val-Brillant a été intitulé "Étude comparative en ce qui concerne d'autres silice/sables commerciaux du nord-est de l'Amérique".

Au cours de l'été et de l'automne 1982, un vaste programme de forage au diamant a été achevé sur les grès de la région Langis et ses environs. Un total de 3993' (1215,5 m) a été foré dans vingt-deux trous de forage, dont douze totalisant 2135' (649,9 m) ont été réalisés sur le dépôt Langis. Le forage a été supervisé par R. A. Marleau des Services Géotechniques des Chic-Chocs Inc. (SGS) pour Uniquartz Inc. (GM 36008).

Des tests physiques et géochimiques approfondis ont ensuite été réalisés sur la base de forage afin de déterminer les caractéristiques physiques et géochimiques des grès des dépôts Langis et Tessier. Ce test a compris plus de 10 000' de carottes de forage en échantillons de 10'. De plus, deux échantillons en vrac ont été pris, pesant chacun plus de 2,5 tonnes. Un tonnage historique

total de 27,6 millions de tonnes à des teneurs moyennes de 0,11% en Fe_2O_3 et de 0,41% en Al_2O_3 a été calculé et publié. Curieusement, il n'y a aucune mention sur la teneur en SiO_2. Ceci a été classé en tant que réserve indiquée. *Cette ressource est de nature historique et ne répond pas aux exigences de la catégorisation des ressources énoncées dans le Règlement 43-101.*

En 1985, Pierre Labrecque, travaillant pour Uniquartz Inc. (GM 42388), a révisé le tonnage et les teneurs du dépôt Langis à 25,5 millions de tonnes à des teneurs moyennes de 0,12% en Fe_2O_3 et de 0,41% en Al_2O_3. *Cette ressource est de nature historique et ne répond pas aux exigences de la catégorisation des ressources énoncées dans le Règlement 43-101.* Encore une fois, il n'est pas fait mention de la teneur en SiO_2.

Il n'existe aucune référence sur le développement ou sur la production du dépôt Langis après 1985. Plus tard, à un certain moment, une exploitation de la carrière a commencé. Selon des preuves restantes, cette exploitation a consisté à l'extraction de plusieurs centaines de milliers de tonnes de grès (aucune estimation du volume n'est réalisée ici), à des installations de chargement et de concassage et à d'autres installations de surface. Plusieurs piles allongées de stériles restent à l'ouest de la carrière.

7.0 CONTEXTE GÉOLOGIQUE ET MINÉRALISATION

7.1 GÉOLOGIE RÉGIONALE

La région de la Matapédia fait partie de la province géologique des Appalaches, qui s'étend de l'Alabama, dans le sud-est États-Unis, à Terre-Neuve. La partie de cette province qui héberge les roches pertinentes de ce rapport est connue comme la vallée du Connecticut - Gaspé Synclinorium (CVG). Ces roches ont été plissées, faillées, recoupées, et faiblement métamorphisées pendant ce qui est généralement connu sous le nom d'orogénie appalachienne. Dans la Matapédia, l'orogénie appalachienne est composée de trois principaux épisodes orogéniques:

1) L'Orogène Taconique, dans l'Ordovicien Tardif, quand un arc insulaire volcanique a été en collision avec l'amas Laurentia préexistante pendant la fermeture de l'océan Iapetus;

2) L'Orogène Acadien au Devonien médian, d'où les microcontinents, Avalonie et Baltica se sont butées les marges accrétées de l'amas continental Laurentia;

3) L'Orogène Alléghénien de la période Permo-Carbonifère, quand le continent de Gondwana s'est accrété sur Laurentia résultant dans la formation de Pangea.

La dernière phase est d'une importance mineure dans la Matapédia et Gaspé. Toutefois, une quatrième phase, connue sous le nom de Salinien (de l'âge Silurien) est interprété comme ayant été un événement tectonique important dans cette région.

Les roches CVGS de Matapédia-Gaspé sont des temps Ordovicien-Siluro-Dévonien. Elles sont composées de wacke et de conglomérats du groupe de Cabano (de l'âge Ordovicien au Silurien), recouvertes par les roches Siluro-Dévonien du Groupe de Chaleurs, qui sont recouvertes en concordance localement en discordance par du calcaire du Dévonien et de grès du Groupe de Gaspé. Le contact septentrional du CVGS est un contact tectonique discordant avec les roches du Cambro-Ordovicien du nord.

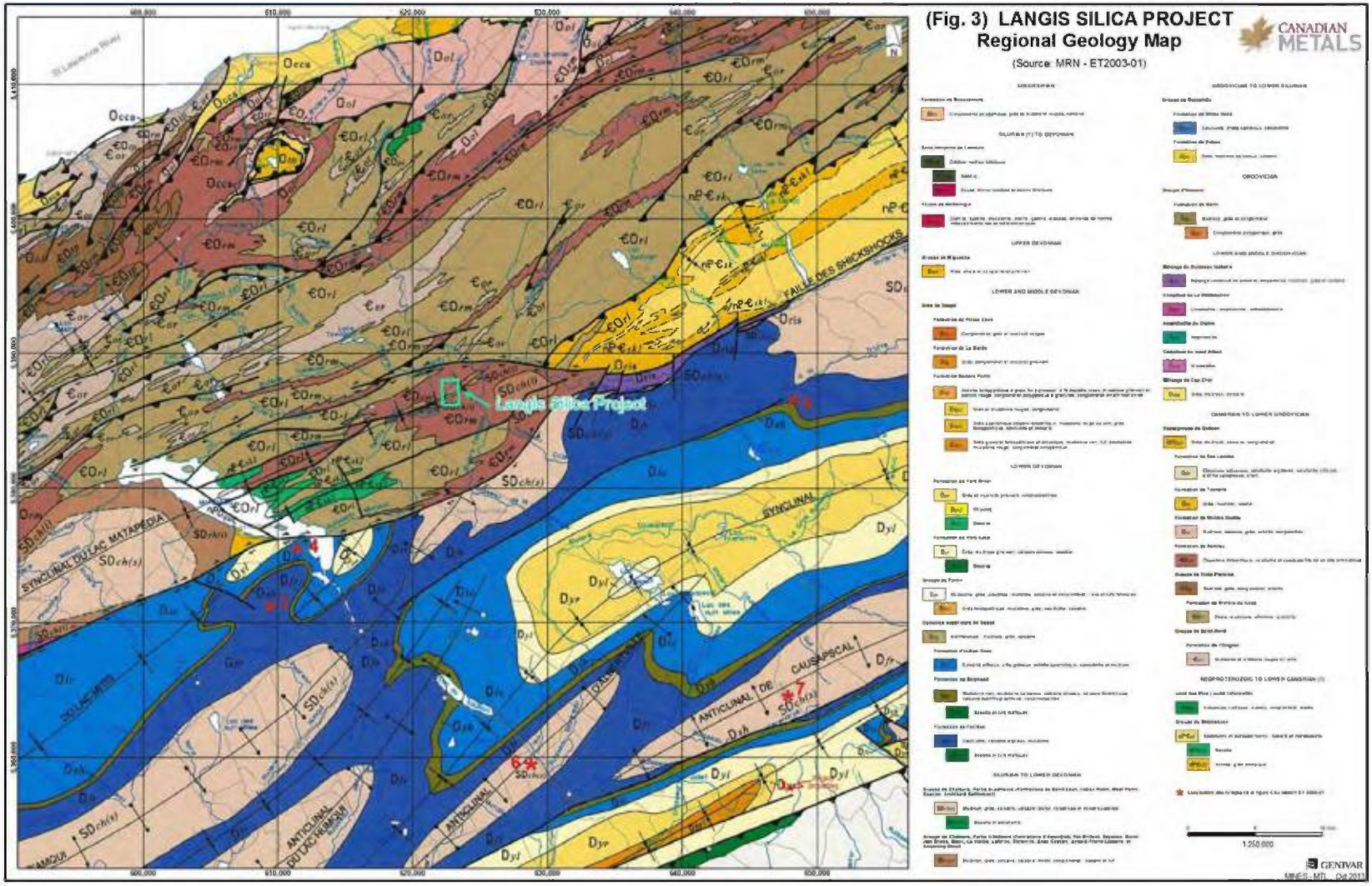
La stratigraphie du Groupe de Chaleurs est, de bas en haut, le schiste vert de la formation Awantjish, le blanc d'arénites quartzeux rose de la formation de Val-

Brillant, le calcaire de la formation de Sayabec, et le mudstone et des argiles de la formation Saint-Léon.

L'arénite quartzeux de la formation de Val-Brillant est fortement siliceux. Il semble aussi épais (jusqu'à plusieurs mètres) couches de blanc, et localement, des couches du rose au mauve résultant de la décoloration de l'hématite. Les grains sont de taille moyenne-fine, bien équilibrés, et soudés ensemble avec du ciment de silice (GM 57849). L'épaisseur totale est généralement de 40 à 60 m. Il s'agit du grès siliceux cible du projet Langis et de ses environs.

La formation de Val-Brillant forme deux bras nord et sud distincts. Le bras nord s'étend sur 97 km du Mont Comi, juste au sud de Mont-Joli, à Lac Matane. Elle est affectée par des failles de chevauchement et des failles latérales. Le bras sud s'expose sur une longueur de 40 km de grève d'Esprit-Saint à Grand Lac Neigette. Des synclinaux et des anticlinaux orientés NE-SO caractérisent cette zone.

Figure 3 : Géologie Régionale



7.2 GÉOLOGIE DU PROJET

Le grès Siluro-Dévonien de Val-Brillant constitue un vestige important d'une couverture de grès autrefois plus vaste. Il est en moyenne d'environ 60 m d'épaisseur et repose en concordance sur les schistes verts de la formation Awantjish, qui se trouve en discordance sur l'argile dolomitique et la calcilutite de la formation de l'Ordovicien Romieu. Le grès de Val-Brillant est en concordance recouverte d'une épaisse couche de 10 m de grès dolomitique qui transit en vrai dolomie au sommet. Ces formations sont interprétées pour former le noyau d'un synclinal peu profond qui s'étend au sud-est du Lac Matapédia et tronqué au nord par la faille Shickshock à la rivière Matane (ET 2003-01).

La preuve d'un synclinal n'est pas évidente dans les murs de la carrière Langis. La carrière est composée d'une épaisseur de 20 à 30 m de grès de Val-Brillant, la source de sable de silice ciblée pour le projet Langis. Ce grès forme un monocline légèrement plongé vers le sud (-5° à 10°).

Au cours de la visite de l'auteur (J. D. Charlton, P. Geo) à Langis, les caractéristiques géologiques suivantes ont été notées :

- Dans la carrière, une succession ininterrompue de couches de grès rose-beige d'épaisseur uniformes, jusqu'à 2 m, séparées par de minces interfaces d'hématite teintées pourpre;

- Dans la carrière, une section de 1,5 m d'épaisseur, de minces couches de grès d'hématite de coloration rouge à violet, comme illustré ci-dessous;

- Au centre de la carrière, une vaste butte de roche non-sablé sans grès;

- Dans la carrière sub-verticale, des failles coupent les couches de grès tel qu'illustré dans la photo ci-dessous, les failles sont orientées nord-sud et NE-SW, cette dernière présentant des faces de glissement quasi-horizontales (décrochements);

- Dans la zone boisée à l'est de la carrière, une mince à aucune couverture de morts-terrains avec des affleurements de grès et de fréquentes dolomies arénacées.

Figure 4: Coin NE de la carrière Langis montrant des failles verticales avec des faces de glissement sur le mur de l'est



Le grès de Val-Brillant dans la zone Langis-Tessier est constitué d'un grès supérieur, d'un grès intermédiaire, d'une couche de grès rouge (noté uniquement dans la zone Tessier), et d'un grès inférieur.

Grès supérieur: il est blanc pâle grisâtre avec des taches roses locales. Il s'agit de grains fins et formé de lits minces (0,6 m au maximum) qui sont caractérisés par des strates transversales. La couleur grise signifie une teneur en argile plus élevée que celle du grès intermédiaire. Il représente une épaisseur de 10 - 15 m.

Grès intermédiaire: il est d'une d'épaisseur de 12 - 20 m et localement absent de la région Langis. Il est entièrement composé de grains de quartz clairsemé d'hématite maintenus ensemble par un ciment de silice. Il est à grains moyens, avec des grains bien arrondis à sous-arrondis et présente un aspect blanc sucré. Des couches de grès à grains fins sont interstratifiées. Les lits individuels sont d'une épaisseur de 2 m. La coloration rose sporadique n'est pas nécessairement représentative de l'abondance de fer, mais est généralement causée par l'apparition de particules d'hématite. Les plans de stratification et les fractures sont couramment marqués par des couches minces d'hématite en provenance de la circulation de l'eau souterraine.

Figure 5: Minces lits enrichis en fer dans le grès inférieur blanc

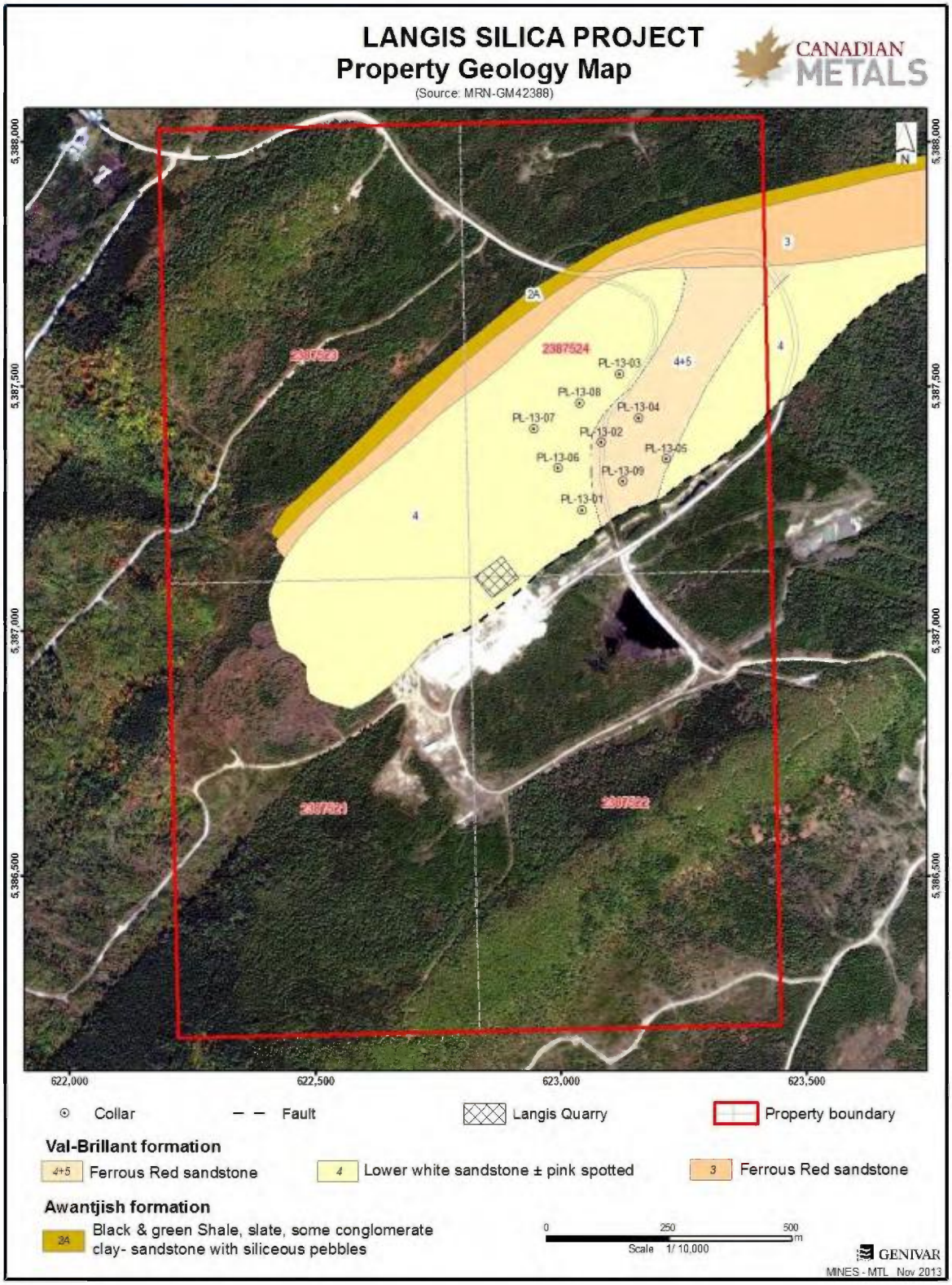


Grès inférieur blanc: il est d'une épaisseur de 13 à 20 m. Il est généralement composé de grains fins et présente une coloration moins rose que le grès intermédiaire. Dans le dépôt Langis, le grès inférieur se rend jusqu'à 60 m d'épaisseur où il vient buter contre la faille est-ouest le long de la limite méridionale de grès. Il est constitué de bancs de grès de quelques centimètres jusqu'à 0,5 m d'épaisseur (Figures 4 et 5). Il est plus compact que les grès supérieurs et intermédiaires.

Le Grès de Val-Brillant est d'origine multi-cycliques, après avoir été dérivé des grès âgés situés au nord. Il a été formé dans un environnement marin, bien oxygéné, le long d'un rivage Silurien actif, mais stable.

À la Propriété, le grès cible couvre une surface oblongue mesurant environ 1700 m de long par 250 à 500 m de large. À l'intérieur de cette zone, une carrière existante couvre une superficie d'environ 90 m X 90 m (figure 6). Le contact sud du grès de forme oblongue est tronqué par une faille (RG 121). Comme le montre la photo ci-dessus à la page précédente, le grès exposé dans le coin nord-est de la carrière atteint environ 25 m d'épaisseur. Sur le côté ouest de la carrière, le grès exposé est d'environ 10 m d'épaisseur.

Figure 6 : Géologie de la propriété



7.3 MINÉRALISATION

Le grès de Val-Brillant est composé en moyenne de 92% de grains de quartz, 6-7% de ciment de silice et des quantités mineurs d'alumine et de ciment d'hématite.

En 1982-83, des tests physiques et géochimiques approfondis ont été réalisés sur la carotte de forage afin de déterminer les caractéristiques physiques et géochimiques du grès des dépôts Langis et Tessier. Ces tests comprirent plus de 10 000' de carottes de forage en échantillons de 10' de longueurs. Deux (2) échantillons supplémentaires en vrac ont été pris, pesant chacun plus de 2,5 tonnes.

Les travaux de 1982-83 ont révélés les caractéristiques physiques suivantes pour le grès de Val-Brillant à proximité des dépôts Langis et Tessier :

- Les diamètres des grains de quartz de Langis et Tessier varies de 0,1 mm à 0,54 mm;
- Le coefficient d'uniformité à Langis et Tessier est 1,72 ce que indique que le sable fin est bien classifié;
- La plage de sphéricité au grès de Val-Brillant (pas de Langis ni de Tessier) est de 0.67 à 0.80, ce qui est élevé;
- Le facteur de rondeur ou d'angularité (de nouveau pour le grès de Val-Brillant en dehors des dépôts Langis et Tessier) varie de 0,37 à 0,90;
- Le point de fusion du grès de Val-Brillant est 1700 °C;
- L'essai au choc thermique a montré que le grès de Val-Brillant est approprié pour la production de ferrosilicium;
- Le test de réfractarité a démontré de manière peu concluante que le grès de Val-Brillant pourrait être utilisé comme sable de fonderie.

Il a été conclu à partir de ces travaux que le grès peut être facilement purifié et que le sable traité peut ensuite être utilisé comme sable de fonderie ou pour la fabrication de verre coloré ou transparent en réduisant la teneur en fer. En raison de sa forte résistance aux chocs thermiques, il a été suggéré qu'il était également utilisable pour la fabrication de ferrosilicium.

8.0 TYPES DE DÉPÔT

La description suivante des roches riches en silice provient des profils des gîtes minéraux de la Colombie- Britannique.

Roches riches en silice, R07

Par Z.D. Hora, retraité, Commission géologique de la Colombie-Britannique, Victoria, B.C., Canada

IDENTIFICATION

SYNONYMES: Quartzite siliceuse, grès quartzeux, roche de silice.

PRODUITS: Sable de silice, silice en morceaux.

EXEMPLES: (Colombie-Britannique (MINFILE #) - Canada/International): Golden (082N001), (082N043), Longworth (093H038), Bridesville (082ESW144) – Selkirk, Manitoba, Badgley Island, Ontario, St. Canut, Québec; Oriskany sandstone, Pennsylvania and West Virginia, St.Peter sandstone, Illinois and Missouri.

CARACTÉRISTIQUES GÉOLOGIQUES

DESCRIPTION DE LA CAPSULE: Uniforme, lits massifs de sédiments siliceux tels que le grès et le chert, ou leurs équivalents métamorphiques comme le quartzite. Ces lits sont communément formés en séquences sédimentaires, bien que plusieurs cherts puissent être trouvés dans les roches volcaniques. Ils ont de hautes teneurs en silice et de faibles niveaux d'impuretés, habituellement inférieurs à 1%.

CADRES TECTONIQUES: Les sédiments siliceux sont formés sur un plateau continental ou déposés dans les mers intérieures, dans de larges bassins lacustre ou sur le continent dans les zones de rift. Les cherts associés avec des arcs insulaires et des centres d'expansion sont formés dans l'environnement océanique. Les quartzites sont trouvés dans les ceintures orogéniques de tous âges.

MILIEU DE SÉDIMENTATION/CONTEXTE GÉOLOGIQUE: Les sédiments siliceux déposés dans un environnement de faible énergie s'enfonce lentement ou stagne dans un bassin sédimentaire. La région d'origine doit être riche en sédiment siliceux, en roches ignées ou métamorphiques pour fournir un

approvisionnement stable de matériaux clastiques bien triés et résisté aux estuaires le long du littoral. Les conditions climatiques avant et pendant le transport devraient être en mesure de séparer le quartz résistant des feldspaths moins stables, de la hornblende et des pyroxènes. Le transport séparera les minéraux argileux du mica avec les minéraux lourds provenant des particules de silice. Les Cherts forment des environnements océaniques distants des centres d'expansion et des zones de rift et le long des ceintures volcaniques comme des dépôts exhalatifs. Ils peuvent également former des précipités biogéniques et/ou chimiques de gel de silice dans un environnement océanique.

ÂGE DE LA MINÉRALISATION: Précambrien à Tertiaire. Faciès protolithique modernes dans les fonds marins.

TYPES DE ROCHES ASSOCIÉES: Les sédiments siliceux sont retrouvés avec un large spectre de roches clastiques et carbonatées, incluant le charbon associé à des dépôts argileux. Les cherts sont retrouvés avec des roches volcaniques felsiques à mafiques et ultramafiques et associés de grauwacke et de schiste. Les cherts quartzites et métamorphiques sont retrouvés avec les roches métamorphiques équivalentes énumérées précédemment.

FORME DU DÉPÔT: Les sédiments siliceux se produisent comme d'épaisses couches qui peuvent s'étendre sur plus d'une dizaine de kilomètres, tandis que les lits de chert peuvent atteindre plusieurs dizaines de mètres d'épaisseur et s'étendre latéralement à des centaines de mètres, mais sont souvent discontinus.

TEXTURE/STRUCTURE: Les sédiments riches en silice ont généralement des grains de tailles uniformes, peuvent être bien lithifiés ou friable, et peuvent être en couches croisée ou massives. Le chert massif ou déposé se trouve parfois avec des interstratifications argileuses et des caractéristiques de déformation de sédiment non consolidé. Les quartzites comme équivalents métamorphiques du grès ou les cherts affichent généralement la structure de la roche d'origine.

MINÉRALOGIE DU MINERAl [Principal et subordonné]: Quartz; le chert peut avoir aussi les formes de silice amorphe et microcristalline.

MINÉRALOGIE DE LA GANGUE [Principal et subordonné]: Les sédiments siliceux peuvent contenir des minéraux argileux, de la pyrite, du mica et des minéraux lourds (rutile, sphène, ilménite, zircon, etc.) Des cherts peuvent contenir des minéraux argileux, de l'hématite, des oxydes de manganèse, de la pyrite, de la rhodonite, de la rhodochrosite, de la calcite et de la barytine.

MINÉRALOGIE ALTERNATIVE: Les fractures peuvent avoir des hydroxydes secondaires de Fe-Mn et/ou du carbonate de calcium.

INTEMPÉRIES: Habituellement résistant aux intempéries, ce qui entraîne des sommets morphologiques. Seuls quelques grès friables entraînent des cavités.

FACTEURS DE MINÉRALISATION: Les terrains d'origine qui minimisent les impuretés et les environnements de dépôt qui incluent transport, long ou répété, avec des usures de particules qui comprend la séparation d'avec les autres silicates comme les feldspaths. Cela peut se produire par des moyens physiques aussi bien que par altération chimique.

MODÈLES GÉNÉTIQUES: Les sédiments siliceux se forment sur le plateau continental dans les mers intérieures ou dans les grands bassins lacustres avec un environnement de faible énergie et un approvisionnement stable de sable de silice bien trié. Après le dépôt, les sédiments accumulés seront cimentés par compactage, un composant mineur argileux, ou de la silice secondaire introduite. Les cherts se forment en eau océanique profonde avec une activité hydrothermale et l'abondance de radiolaires qui suggère une remontée océanique qui enrichit l'eau en éléments nutritifs, ou recristallisés dans des conditions métamorphiques.

TYPES DE DÉPÔTS ASSOCIÉS: Sédiments siliceux – pierre de construction : cherts - dépôts de Sedex et VMS, diatomite marine.

COMMENTAIRES: La silice cristalline sous forme de poussière est considérée un risque cancérogène pour la santé. Le traitement du minerai des roches de feldspath peut produire une très haute pureté (10 à 200 ppm d'impuretés) de coproduits de silice.

GUIDES D'EXPLORATION

SIGNATURE GÉOCHIMIQUE: En général, plus que 98% de silice avec d'autres éléments en trace.

SIGNATURE GÉOPHYSIQUE: Seulement où le contraste avec la roche hôte est significatif.

AUTRES GUIDES D'EXPLORATION: Rechercher des crêtes résistantes et des affleurements et l'absence d'impuretés dans l'échantillon visibles à l'œil nu.

FACTEURS ÉCONOMIQUES

TONNAGE ET TENEUR TYPIQUES: Chaque utilisation possède ses critères spécifiques concernant la taille et la forme des particules, la résistance physique et les quantités permises des différentes impuretés. Pour la silice en morceaux, les préoccupations sont la pureté, la taille des roches concassées (fracture et densité du grain) et la contamination par les minéraux de Ca, Fe, Mn, Ti, Al, Na, Zr, Cr et K ou le graphite et le sable de silice. Généralement, les teneurs en silice

sont de 98% avec des impuretés significatives séparables par traitement lequel dépend de l'utilisation finale. Même l'orthoquartzite de grande pureté contient généralement des minéraux de titane qui sont nuisibles au silicium métal (même à 0,2% en TiO_2). De plus, des traces de Ca peuvent faire de la silice non-acceptable pour des applications spécifiques. La silice lasca peut contenir des impuretés en ppm seulement. Quelques contaminants peuvent être absents dans les cherts océaniques. Des dépôts individuels varient de 1 million de tonnes à 100 millions de tonnes.

LIMITES ÉCONOMIQUES: Alors que certaines matières premières de silice très spécifiques peuvent être relativement coûteuses, les principaux types de sable de silice ou silice en morceaux sont à faible prix, les produits en vrac sont sensibles aux frais de transport. Pour ses utilisations principales, le sable de silice venant des grès a un nombre de substituts et son utilisation dépend de la disponibilité locale ou régionale. La silice est disponible comme un co-produit ou un sous-produit de feldspath et l'extraction de kaolin résiduel est produite localement à partir de dune de sable de plage. Le sable de fonderie peut être substitué de quelques autres minéraux tels que l'olivine.

UTILISATIONS FINALES: La majorité de la silice est utilisée sous forme de sable pour fabriquer des produits de verre et comme sable de fonderie. En Amérique du Nord, environ un tiers est utilisé dans le verre et un cinquième comme sable de fonderie. Le restant de la silice est réparti en une multitude d'utilisations métallurgiques et chimiques incluant, ciment, céramiques, farine et sablage. De la silice à très haute pureté est utilisée pour une longue liste de silices synthétiques et de produits chimiques, silicium, silicium métal, ferrosilicium et carbure de silicium, cristaux de silice et culture en verre de silice. Le sable de silice pour le fractionnement hydraulique doit être bien arrondi et résister à des pressions très élevées lorsqu'il est pompé dans des puits pétroliers et gaziers pour améliorer la récupération. L'utilisation d'autrefois des roches de silice à grains fins était de faire des briques réfractaires acides (de dinas) utilisées dans la métallurgie du fer. Ces roches de silice étaient nommées "dinas rock".

INTÉRÊT: Dans les années 2000, la production canadienne annuelle était de 2,0 millions de tonnes tandis que celle des États-Unis était de 28,5 millions de tonnes. Le ciment, le verre et les céramiques sont inconcevables sans silice, donc l'utilisation est le sable de fonderie. La plupart des autres applications sont moins visibles, mais également importante pour les sociétés industrielles.

9.0 EXPLORATION

L'exploration de la Propriété a consisté principalement au forage au diamant décrit dans la section 10.0 Forage.

En outre, pour compléter les tests métallurgiques, neuf échantillons de carottes et trois échantillons de blocs collectés à partir de la paroi de la carrière, ont été fournis pour les essais au choc thermique. Les trois échantillons de blocs pour les essais au choc thermique étaient situés à environ 180 m au sud-sud-ouest du forage au diamant PL-13-01. Un GPS de poche avec ± 5 m de précision a été utilisé pour localiser les échantillons.

Etienne Forbes P. Geo a sélectionné visuellement les échantillons dans la carrière en fonction des paramètres spécifiques du Centre de Technologie Minérale et de Plasturgie Inc. (CTMP). Les paramètres considérés lors de l'échantillonnage étaient les suivants: la taille, la forme, la propreté et la fracturation. La préparation des échantillons a été réalisée à l'installation de description (carothèque) des services GeoForbes située à Lac-au-Saumon, Québec.

Tableau 3: Emplacement des échantillons des essais au choc thermique

# échantillon	UTM Nad 83, zone 19U		Description
	Vers l'est	Vers le nord	
P175879	622923	5387146	Grès blanc
P175880	622903	5387133	Grès blanc
P175882	622879	5387147	Grès blanc-rosé

Les résultats de ces tests sont décrits en détail dans la section 13.0 Traitement du minerai et tests métallurgiques.

10.0 FORAGE

10.1 PROGRAMME DE FORAGE

Le programme de forage 2013 mené sur la propriété avait un objectif principal, soit d'obtenir un échantillon en vrac de grès quartzeux représentatif des caractéristiques pétrologiques et métallurgiques.

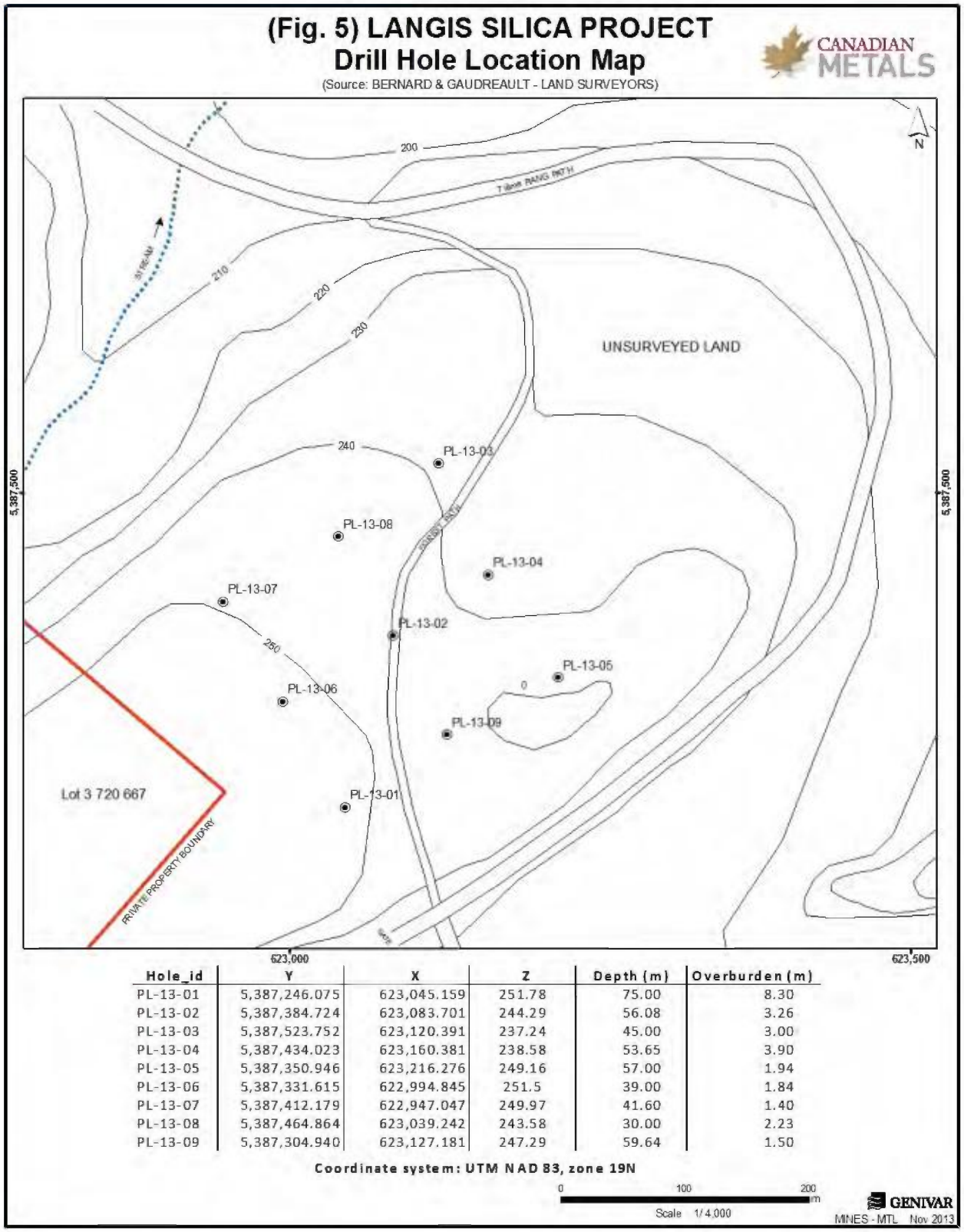
Les Forages Dibar Inc. /André Roy de Ste-Anne-des-Monts, Québec a été mandaté pour compléter neuf forages au diamant NQ. Ce programme a été réalisé du 16 au 20 septembre 2013.

Les sites de forage ont d'abord été localisés avec un GPS de poche avec une précision de ± 5 m. Un total de neuf trous de forage ont été forés pour 456 mètres linéaires. La configuration du forage consistait en trois sections avec trois trous par section. Les lignes et les trous d'espacement étaient d'environ 100 m. La zone testée consistait en un carré de 200 x 200 m ou quatre hectares. (Figures 7)

Tous les trous ont été forés verticalement, permettant l'intersection des unités géologiques à un angle élevé, obtenant ainsi la longueur de l'échantillon très proche ou égale à l'épaisseur réelle.

Les figures 8 à 10 sont des sections transversales géologiques généralisées.

Figure 7 : Localisation des trous de forage



Hole_id	Y	X	Z	Depth (m)	Overburden (m)
PL-13-01	5,387,246.075	623,045.159	251.78	75.00	8.30
PL-13-02	5,387,384.724	623,083.701	244.29	56.08	3.26
PL-13-03	5,387,523.752	623,120.391	237.24	45.00	3.00
PL-13-04	5,387,434.023	623,160.381	238.58	53.65	3.90
PL-13-05	5,387,350.946	623,216.276	249.16	57.00	1.94
PL-13-06	5,387,331.615	622,994.845	251.5	39.00	1.84
PL-13-07	5,387,412.179	622,947.047	249.97	41.60	1.40
PL-13-08	5,387,464.864	623,039.242	243.58	30.00	2.23
PL-13-09	5,387,304.940	623,127.181	247.29	59.64	1.50

Figure 8 : Section transversale géologique des trous de forage

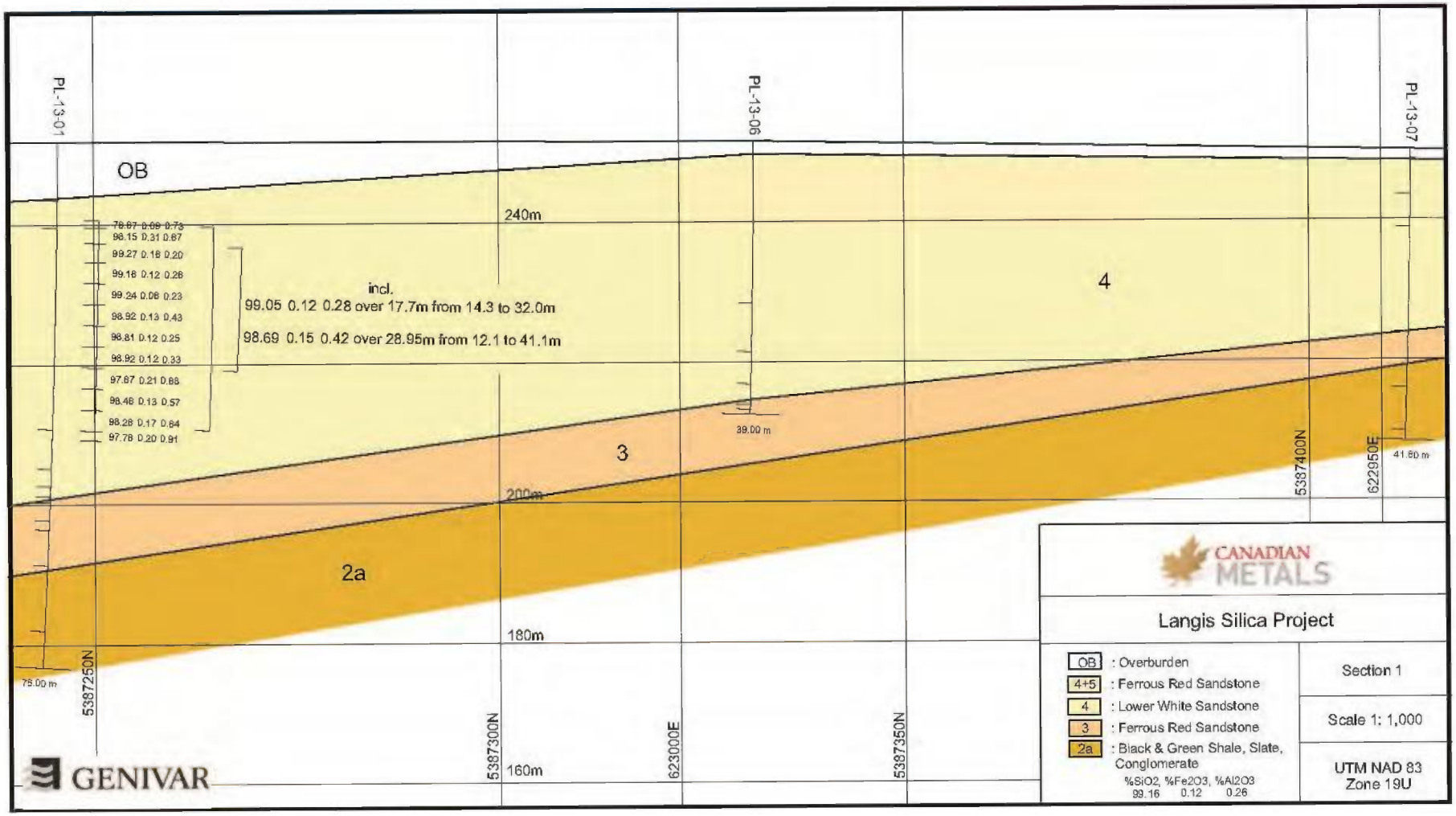


Figure 9 : Section transversale géologique des trous de forage

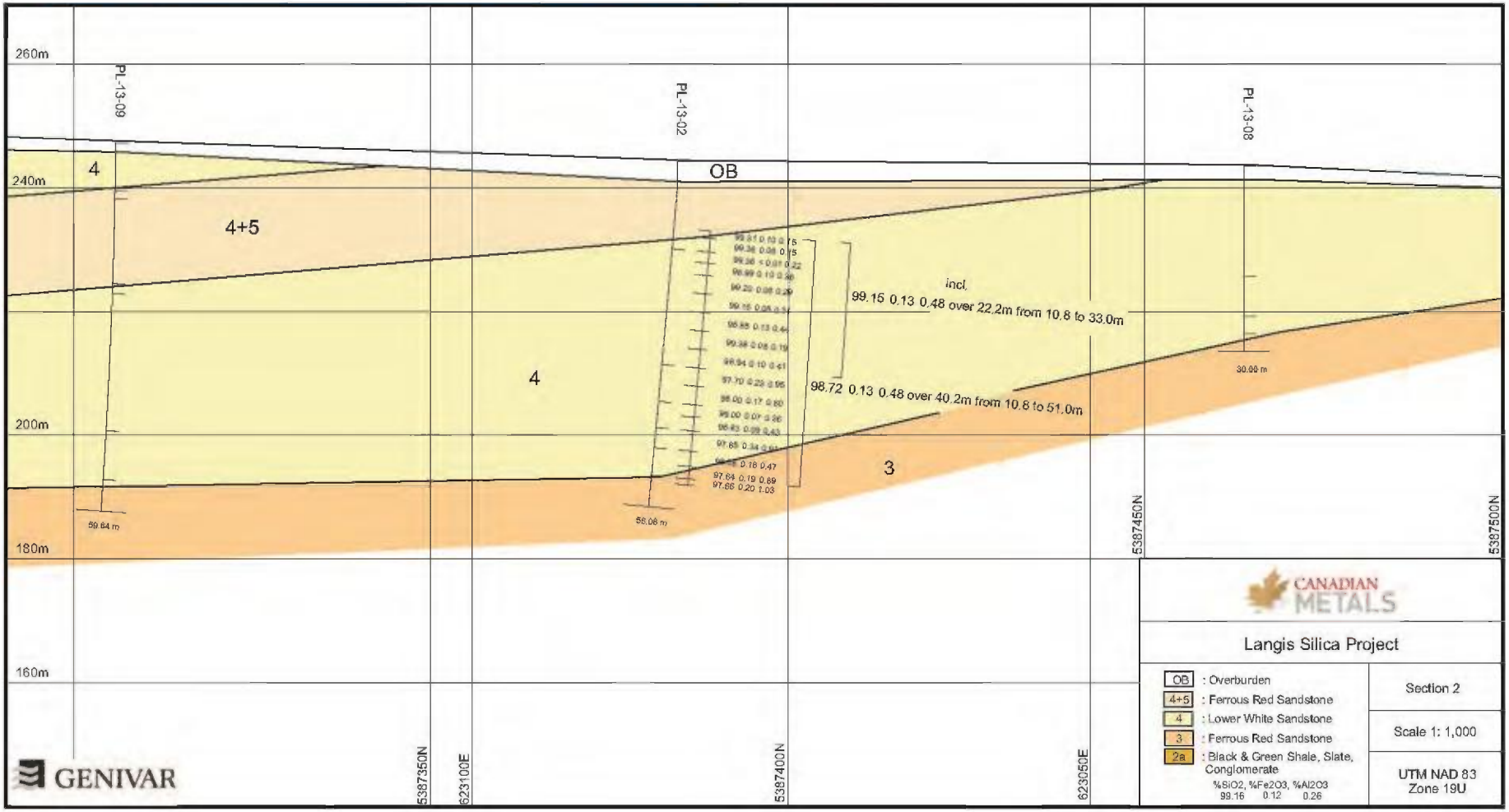
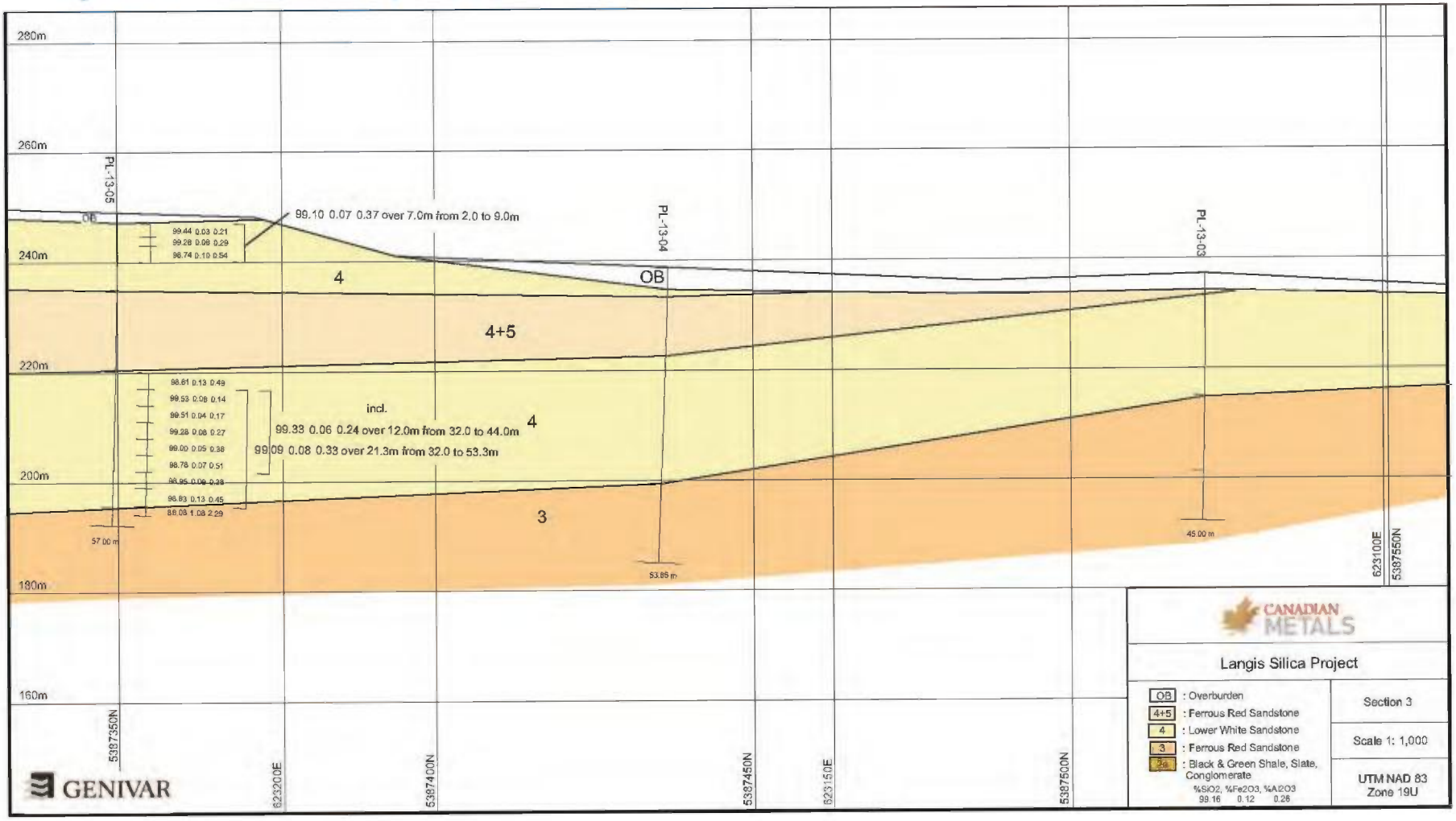


Figure 10 : Section transversale géologique des trous de forage



10.1.1 ARPENTAGE

COLLETS DES TROUS DE FORAGE

La firme Bernard & Gaudreault, Arpenteurs Géomètres-Inc., ayant leur bureau situé à Amqui, Québec, ont été mandatés pour l'arpentage des collets des trous de forage. L'arpentage a été effectué le 16 octobre 2013 en s'appuyant sur un Trimble R8 mobile GPS RTK et un second Trimble R8 modèle 3 GPS à la station de base située sur une station de référence connue (la station géodésique # 78KS131). Le niveau de précision de la méthode est de l'ordre du millimètre pour les axes X et Y et au niveau du centimètre pour l'élévation (axe des Z).

LEVÉ TRIDIMENSIONNEL DE SONDAGE

Tous les trous ont été sondés pour l'inclinaison en utilisant un Flexit, un outil de sondage de fond de puits avec deux mesures, l'une au début et une à la fin de chaque trou. Les données du sondage ont été inscrites dans la base de données de descriptions des carottes.

Tableau 4 : Informations sur les trous de forage

Hole #	UTM Nad 83 Coordinate			Alt.	Dip	Total hole length in meter			Total length of QZ sandstone in meter		
	Zone	Easting	Northing	m	°	From	To	Length	From	To	Length
PL-13-01	19U	623045	5387246	251.8	-90	0.0	75.0	75.0	12.2	41.0	28.8
									46.6	49.2	2.6
PL-13-02	19U	623084	5387385	244.3	-90	0.0	56.1	56.1	3.3	33.0	29.7
									39.0	43.3	4.3
									46.5	51.0	4.5
PL-13-03	19U	623120	5387524	237.2	-90	0.0	45.0	45.0	3.0	22.2	19.2
PL-13-04	19U	623160	5387434	238.6	-90	0.0	53.7	53.7	16.0	46.0	30.0
PL-13-05	19U	623216	5387351	249.2	-90	0.0	57.0	57.0	1.9	14.4	12.5
									29.0	53.6	24.6
PL-13-06	19U	622995	5387332	251.5	-90	0.0	39.0	39.0	1.8	23.1	21.3
									30.1	34.7	4.6
PL-13-07	19U	622947	5387412	250.0	-90	0.0	41.6	41.6	1.4	6.4	5.0
									11.2	26.1	14.9
PL-13-08	19U	623039	5387465	243.6	-90	0.0	30.0	30.0	2.2	27.2	25.0
PL-13-09	19U	623127	5387305	247.3	-90	0.0	59.6	59.6	1.5	7.7	6.2
									9.1	22.8	13.7
									24.4	46.6	22.2

10.1.2 SOMMAIRE DES RÉSULTATS DE FORAGE

Le centre de la zone de forage a été situé à environ 350 m, en direction nord-est, de l'ancienne carrière de silice Saint-Vianney (maintenant Langis) au sommet de la petite colline. Cette zone a été cartographiée comme du grès blanc ± tacheté (unité 5) et du grès rouge ferreux (unité 4+5) de la formation de Val-Brillant. Cela a également été confirmé par les auteurs lors d'une visite du site avant le début du programme.

Les trous PL-13-01 à 09 ont intercepté des couches de grès faiblement inclinées, blanc ± tacheté de quartz, de plusieurs mètres et jusqu'à 30-40 m d'épaisseur. Le tTableau 5 ci-dessous résume les teneurs des composites SiO_2, Fe_2O_3 et Al_2O_3 calculées à partir de l'ensemble des analyses de la roche du CTMP.

Tableau 5 : Teneur des composites %SiO2-%Fe_2O_3-%Al_2O_3 du ddhs PL-13-01, 02 and 05.

Hole #	From	To	Length	SiO_2	Fe_2O_3	Al_2O_3
	m	m	m	%	%	%
PL-13-01	12.10	41.05	28.95	98.69	0.15	0.42
incl.	14.30	32.00	17.70	99.05	0.12	0.28
incl.	14.30	23.00	8.70	99.22	0.11	0.23
PL-13-02	10.80	51.00	40.20	98.72	0.13	0.48
incl.	10.80	33.00	22.20	99.15	0.08	0.29
PL-13-05	2.00	9.00	7.00	99.10	0.07	0.37
	32.00	53.30	21.30	99.09	0.08	0.32
incl.	32.00	44.00	12.00	99.33	0.06	0.24

10.1.3 PROCÉDURE DE DESCRIPTION

Toutes les descriptions ont été réalisées par Etienne Forbes, P. Geo. dans les installations de description situées à Lac-au-Saumon. Les procédures détaillées suivront dans la présente section.

A la réception, toutes les boîtes contenant les carottes ont été ouvertes et placées dans l'ordre sur la table de description. Tous les blocs de bois de métrage ont été vérifiés pour contrôler les numéros de boîte contenant les carottes ainsi que toute erreur possible réalisée au cours des procédures de forage.

Puis, les intervalles de départ et d'arrivée de chaque boîte de carottes ont été mesurés et enregistrés sur une feuille de calcul Microsoft Excel ® pour référence future. Toutes les boîtes de carottes ont été marquées avec un ruban en

aluminium indiquant les numéros des trous et de la boîte et les intervalles de début et de fin.

La récupération et la RQD ont été mesurées. Ensuite, les boîtes de carottes ont été photographiées et les unités géologiques décrites en termes de couleur, de taille des grains, de l'angle stratification à l'axe de la carotte, de l'altération et des minéraux accessoires. Ces données descriptives ont été directement saisies dans le logiciel Geotic ®.

Exclusivement pour les trous PL-13-01, 02 et 05, les échantillons ont été préparés suivant la procédure décrite dans la sous-section suivante.

10.1.4 MÉTHODE D'ÉCHANTILLONNAGE

La méthode d'échantillonnage a été examinée par les géoscientifiques et ingénieurs de GENIVAR impliqués dans la préparation de ce rapport technique NI 43-101 avant le début du programme de forage.

La longueur des échantillons a été basée sur les deux contacts géologiques et sur la blancheur du grès quartzeux. Des étiquettes numérotées ont été placées au début de chaque échantillon avec des flèches rouges distinctives marquant les intervalles de début et de fin de la carotte.

Des échantillons de carottes minéralisés, généralement dans des sections de 3,0 m (médian), mais localement aussi court que 1,0 m et aussi long que 3,3 m, ont été préparés par un employé des services Geoforbes inc. à la carothèque.

Les caisses à carottes ont été reçues à l'établissement de description Geoforbes Services Inc. situé à Lac-au-Saumon à 35 km du site de forage. À la réception, elles ont été placées en sécurité à l'intérieur de l'établissement avant d'être décrites et soumises aux procédures d'échantillonnage. L'établissement a toujours été verrouillé lorsqu'inoccupé.

Les échantillons PL-13-01, 02 et 05 ont été divisés en deux par une fendeuse hydraulique, le long de l'axe de la carotte. La moitié des échantillons a été retenue et placée de nouveau dans la caisse à carottes en respectant l'orientation de la position originale, alors que l'autre moitié a été divisée de nouveau, l'une pour le dosage de produits géochimiques et l'autre pour l'échantillon en vrac consacré aux essais métallurgiques. Des tags d'échantillon ont également été agrafés au fond de la caisse à carottes au début de chaque échantillonnage, afin que chaque échantillon puisse être déplacé suivant le traitement à venir, le transport et le stockage.

Un total de quarante et un échantillons totalisant 105,5 m de carottes a été préparé. Cette longueur représente 56,1 % de la longueur totale de la carotte pour ces trois trous et 23,1 % de la totalité de la longueur du forage.

Un total de douze échantillons, dont neuf à partir d'échantillons de carottes (environ 48 mm de diamètre x 96 mm de long) et trois de la surface de la carrière (des cubes d'environ 100 mm x 100 mm x 100 mm) ont été préparés pour les essais au choc thermique.

Tous les échantillons ont été insérés dans des sacs et collés avec du ruban adhésif avant d'être placés dans de grands sacs Fabrene (sacs de riz) et attachés avec un plastique à fermeture de sécurité numérotée avant l'expédition. Une liste de numéros d'échantillons transportés a été incluse dans l'un des sacs de riz pour la vérification au laboratoire.

Aucun aspect de la préparation des échantillons a été effectué par un employé, dirigeant, administrateur ou associé du CMI.

10.1.5 FIABILITÉ DES ÉCHANTILLONS DE FORAGE

Les échantillons de carottes sont considérés comme très fiables et représentatifs de la haute teneur en silice présente dans la zone testée par forage en raison de l'homogénéité de la séquence, ce qui minimise les risques de biais d'échantillonnage et aussi parce que la récupération de la carotte a été excellente.

10.2 OPINION DES PQ

Il est de l'avis de GENIVAR que les procédures de forage et de description mises en place par le géologue répondent aux normes acceptables de l'industrie et que l'information est fiable et peut être utilisée pour la modélisation géologique des ressources.

11.0 PRÉPARATION DES ÉCHANTILLONS, ANALYSES ET SÉCURITÉ

11.1 PRÉPARATION DES ÉCHANTILLONS

Tous les sacs de riz ont été expédiés par Expedibus du terminus Lac-au-Saumon au laboratoire CTMP à Thetford Mines, au Québec. Tous les échantillons ont été reçus en bonne et due forme par le laboratoire. Ce dernier a envoyé une liste des échantillons reçus en conformité avec la liste des échantillons expédiés.

11.2 PROCÉDURE ANALYTIQUE

Les échantillons provenant des sacs de riz ont été traités par CTMP en utilisant les étapes suivantes :

- Concassage primaire à 5 – 10 mm avec un concasseur à mâchoire Denvers $3^{1/4}$'' x $4^{1/2}$'';
- Concassage secondaire à 5 mm avec un concasseur giratoire Denver 12'';
- Concassage tertiaire à 0,5 – 1,0 mm avec un concasseur à rouleaux Denver 10'' x 6''

Les échantillons pour l'analyse des produits géochimiques par fluorescence des rayons-x ont été préparés en produisant des échantillons fusionnés pour les principaux oxydes et des échantillons pressés pour les éléments en trace. Les étapes suivantes ont été utilisées par CTMP :

- Les échantillons préparés par concassage à 0,5 – 1,0 mm ont été divisés en ± 50 g et ensuite pulvérisés à -75 µm avec un broyeur Retsch PM400;
- Les échantillons ont ensuite été chauffés dans un four Lindberg Blue M à 1000 °C pour une heure dans le but d'entraîner la perte au feu;
- Pour les échantillons fusionnés, 0,6 g ont été utilisés avec 6 g de fondant (50% borate de lithium, 50% metaborate de lithium). Ce mélange a été fusionné pendant 20 minutes dans un fluxer Claisse M4-30;

- Pour les échantillons pressés, 8 g ont été utilisés avec 2 g de liant (Cereox). Ce mélange a été pressé pendant 1 minute dans une presse de 12 tonnes Carver 4350 L;

- Les échantillons fondus et pressés ont été analysés en utilisant la méthode par fluorescence des rayons-x avec un analyseur de modèle Bruker S8 Tiger WDXRF 4 kW (dispersion de longueur d'onde) sous la supervision de Jacques Fiset, chimiste au laboratoire CTMP. Tel que détaillé dans le rapport du CTMP (Annexe A), la méthode utilisée par l'analyseur Bruker permet l'analyse des concentrations des principaux oxydes variant généralement de 0,01% à 100%, avec des limites de détection tel que montré dans le Tableau 6. Les standards utilisés sont des matériaux de référence certifiés et la documentation fournie indique les concentrations, cependant aucun certificat n'a été inclus. La procédure utilisée au CTMP consiste à faire varier les conditions de l'analyseur avec l'échantillon de vérification fournit par Bruker (BRSTG2). Au début de chaque jour, trois échantillons de contrôle qualité (QC_GEOMAJ-01, QC_GEOMAJ-02, QC_GEOMAJ-03) ont été analysés et une lumière verte indique que les résultats sont dans les tolérances admissibles. Pour valider cette méthode, deux échantillons fournis avec les standards (GEOMAJ-16 and GEOMAJ-06) ont été utilisés. Les concentrations de ces échantillons standards sont listées dans le rapport du CTMP.

Tableau 6 : Seuil de détection du XRF de la roche entière pour CTMP

Oxide	Detection Limits	
	Min. (%)	Max. (%)
SiO_2	0,40	100,00
Al_2O_3	0,04	90,00
Fe_{total} as Fe_2O_3	0,01	40,00
TiO_2	0,01	8,00
Na_2O_3	0,02	11,00
MgO	0,02	100,00
P_2O_5	0,01	20,00
SO_3	0,05	55,00
K_2O	0,05	15,00
CaO	0,02	100,00
MnO	0,01	0,80

Les échantillons pour les essais métallurgiques ont été traités en utilisant les étapes suivantes :

- Concasser de 0,5 – 1,0 mm par la même procédure citée précédemment, puis divisé en deux. Une moitié a été utilisée pour les essais de

caractérisation physique qui a été, en outre, divisée en échantillons de 2 kg pour un traitement ultérieur;

- Tamiser sur un tamis Gilson à 30 mailles (F100 - 600 µm);
- Laver pendant 5 minutes sur un tamis Sweco de 106 µm;
- Filtrer à vide avec un filtre Whatman 114,25 µm, puis sécher et peser séparément;
- Pour l'échantillon composite représentant PL-13-05, le matériel passant de 600 µm et retenu sur 100 µm a été divisé en 4 échantillons pour effectuer 4 tests d'attrition distincts. Le matériel restant a été utilisé pour la distribution granulométrique et pour l'analyse par fluorescence des rayons-x;
- Le matériel passant 100 µm a été pulvérisé et analysé par fluorescence des rayons-x selon la méthode décrite précédemment;
- Les échantillons ont été dilués à 75 % de masse solide (950 g de silice avec 320 g d'eau) pour un total de 750 ml dans un récipient rectangulaire de 1000 ml;
- Attritioner dans une cellule de flottation Metso convertie en un épurateur d'attrition à 1000 rpm pendant 1, 3, 5, et 10 minutes;
- Suite à l'attrition, le matériel a été lavé sur un tamis de 106 µm (petit diamètre) muni d'une plaque de mise sous vide. Les fractions retenues sur le tamis et sur le filtre (Whatman 114, 25 µm) ont été séchées et pesées. Un sous-échantillon de la matière contenue dans 106 µm a été analysé pour déterminer la distribution granulométrique et le restant a été pulvérisé et analysé par fluorescence des rayons-x. Le matériau de -106 µm récupéré sur le filtre a été pulvérisé et analysé par fluorescence des rayons-x;
- Les échantillons composites représentant PL-13-01 et 02 ont été préparés de la même façon à l'exception que le temps d'attrition a été de 5 minutes;
- Pour les 3 échantillons composites, le produit lavé retenu sur 106 µm a ensuite passé à travers un séparateur magnétique humide de haute intensité (SMHI) modèle Outotec 3x4L. La suspension à 30 % solide massique, réglée à un courant de 5,9 ampères, a passé au travers un lit de billes de ½" en générant un champ magnétique d'environ 20 kGauss. Les deux fractions magnétiques et non magnétiques ont été filtrées,

séchées et pesées. Un sous-échantillon du matériau non-magnétique a été analysé pour déterminer la distribution granulométrique et un autre a été pulvérisé et analysé par fluorescence des rayons-x. Le matériau magnétique a été pulvérisé et analysé par fluorescence des rayons-x.

Les échantillons destinés à l'analyse de la rondeur et de la sphéricité ont été prélevés de la matière non magnétique finale après 5 minutes d'attrition, à partir des échantillons composites PL-13-01 et PL-13-05. Trois fractions granulométriques ont été préparées, tel -20+40, -30+50 et -40+70 mailles qui sont des fractions typiques pour les sables de fractionnement. Des photomicrographies de ces fractions ont été utilisées pour analyser la rondeur et la sphéricité. Les échantillons ayant obtenus les meilleurs résultats pour la rondeur et la sphéricité ont été choisis pour conduire les essais de résistance à l'écrasement. Les fractions -20+40 et -30+50 ont été testées avec une presse hydraulique. La pression a augmentée successivement de 4000 psi à 8000 psi à des intervalles de 1000 psi. Après chaque essai, l'échantillon a été tamisé pour évaluer la rondeur, la sphéricité et la résistance à l'impact selon les procédures établies dans ISO 13503-2:2006 (API RP 19C).

Pour la résistance aux chocs thermiques, 12 échantillons ont été fournis par CMI. Trois échantillons de chaque carotte de forage (environ 2" x 4" diamètre de long), ainsi que trois échantillons prélevés de la surface de la carrière (environ 4" x 4" x 4" cubes) ont été utilisés. Chacun a été chauffé dans un four Blue M Lindberg à 1000 °C pendant 20 à 50 minutes, puis refroidi à température ambiante. La perte au feu a été calculée sur la base du poids des échantillons avant et après le choc thermique. De légères cassures mécaniques ont été observées. Les échantillons ont été refroidis puis tamisés sur un tamis d'une ouverture de 12,5 mm et le pourcentage de particules de plus de 12,5 mm a été déterminé.

En aucun temps, un employé du CMI n'a été impliqué dans le processus d'analyse.

11.3 QA/QC

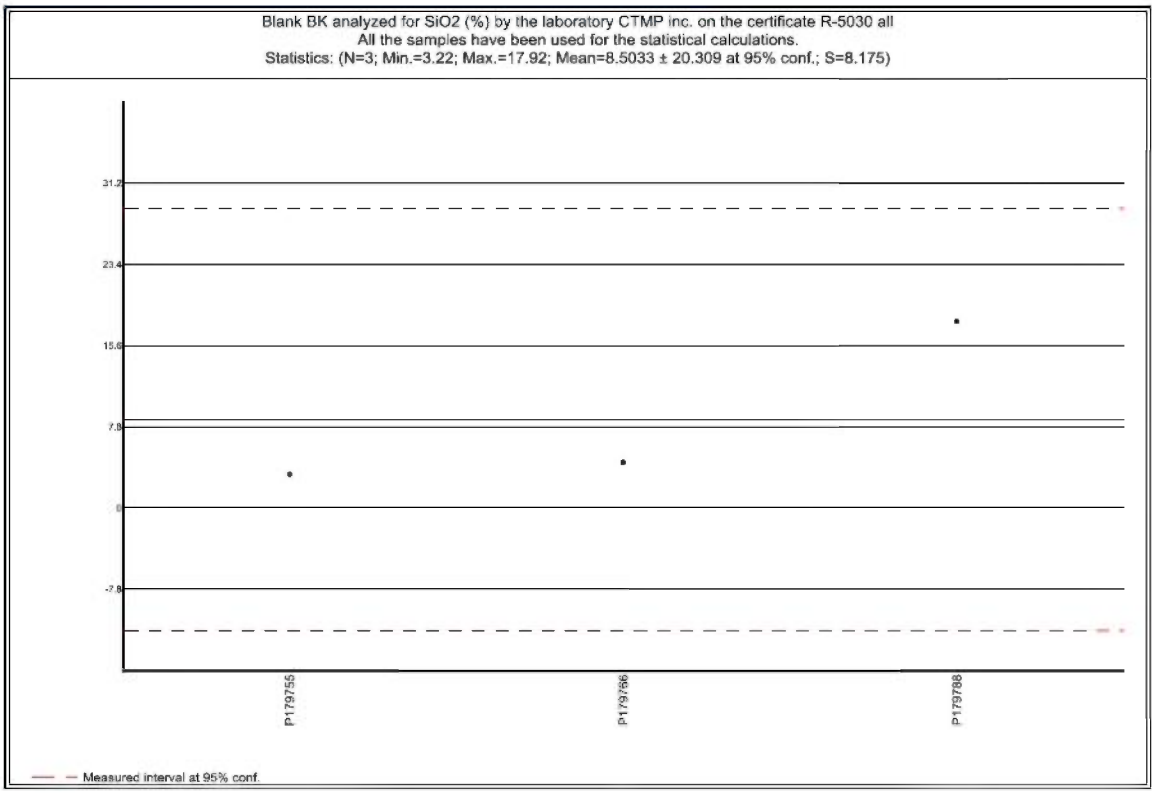
QAQC à cette étape comprenait l'insertion dans le flot d'échantillon de trois échantillons témoins et quatre échantillons standards pour un total de quarante-huit échantillons, soit 15% des échantillons de contrôle indépendants. Les échantillons consistaient en un granulat de marbre blanc. Les échantillons-types ont consisté en du sable de silice recueilli sur une pile située à proximité de la carrière St-Vianney.

11.3.1 TÉMOINS

Un total de trois échantillons témoins a été inséré dans le flot d'échantillon. Les témoins ont consisté en des billes blanches censées ne pas contenir ou contenir

une très faible quantité de silice. La figure 11 ci-dessous montre que le SiO_2 mesuré dans tous les échantillons varie de 3,22 à 17,92% (P179788). Compte tenu de la grande déviation de l'échantillon n° P179788, il serait indispensable d'effectuer une nouvelle analyse confirmant toute contamination pendant les premières procédures de dosage.

Figure 11: %SiO2 analysé dans les échantillons témoins



11.3.2 DUPLICATAS

Des échantillons en duplicata n'ont pas été insérés à ce stade par le géologue de Genivar.

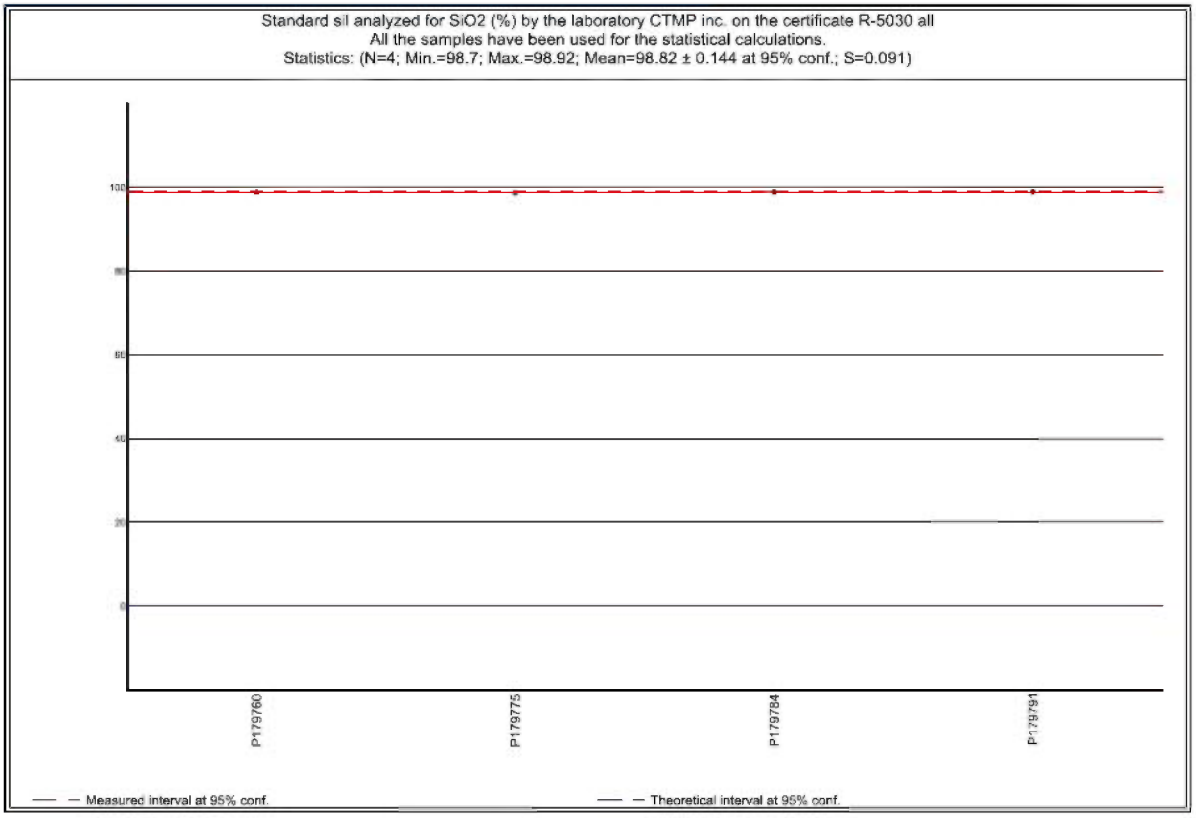
Le CTMP a effectué un essai en duplicata pour les éléments majeurs. Les échantillons P179781 et P179781-R ont eu des teneurs en SiO_2 de 98,68% et 98,67% respectivement.

L'échantillonnage et les essais en duplicata à un taux de 3-5% devraient être appliqués dans le prochain programme de carottage.

11.3.3 STANDARDS

Un total de quatre échantillons standards ont été insérés au hasard dans le flot d'échantillon par le géologue durant la procédure d'échantillonnage et ont été soumis à une analyse des multiéléments. La Figure 12 ci-dessous montre la très faible variation de la teneur en silice dans le sable de silice utilisé.

Figure 12: Teneur en silice dans le sable de silice utilisé



11.4 OPINION DES PQ

Les auteurs sont d'avis que la préparation des échantillons, la sécurité et les procédures d'analyse mis en place par le géologue et par le laboratoire étaient suffisantes pour un programme à ce stade et répondent à des normes acceptables de l'industrie. L'information peut être utilisée pour la modélisation géologique des ressources. La méthode de fluorescence des rayons-x (XRF) est appropriée pour la détection des impuretés d'oxydes majeurs. Cependant, dans la détermination de très faibles niveaux d'impuretés d'oxyde contenus dans le dépôt Langis, la méthode XRF employée par le laboratoire CTMP a montré qu'il existe un problème de précision. Il est donc recommandé d'utiliser d'autres méthodes d'analyse, au cours de travaux d'essai futurs, telle que l'ICP-MS.

12.0 VÉRIFICATION DES DONNÉES

12.1 PROCÉDURE DE VÉRIFICATION

Six échantillons provenant des trois carottes de forage ont été sélectionnés pour procéder à une analyse chimique en triplicata au Centre de Technologie Minérale et de Plasturgie (CTMP) qui n'est pas un laboratoire accrédité. Les échantillons sélectionnés se répartissent en fonction de la longueur de chacune des carottes de forage et à des profondeurs différentes. Le Tableau 7 répertorie les échantillons analysés en triplicata par la méthode par fluorescence des rayons-x des principaux oxydes, des éléments en traces et de la perte au feu. Les résultats de l'analyse chimique par fluorescence des rayons-x sont dans les limites d'acceptabilité à ce stade. Les écarts les plus importants pour les impuretés d'oxyde sont avec Fe_2O_3 et Al_2O_3.

Tableau 7 : Composition chimique des échantillons sélectionnés en triplicata

Samples	SiO2 (1) (%)	MgO (%)	CaO (%)	Fe2O3 (%)	Al2O3 (%)	MnO (%)	Na2O (%)	K2O (%)	TiO2 (%)	SO3 (%)	P2O5 (%)	P.A.F. (%)	Traces (%)	Total (%)
P179752-a	98,15	0,16	0,07	0,31	0,67	0,01	0,03	0,16	0,04	< 0,01	0,01	0,37	0,02	100,00
P179752-b	98,08	0,16	0,07	0,32	0,69	0,01	0,03	0,16	0,05	< 0,01	0,01	0,39	0,03	100,00
P179752-c	98,16	0,17	0,07	0,30	0,66	0,01	0,05	0,16	0,05	< 0,01	0,01	0,33	0,03	100,00
P179761-a	97,78	0,16	0,33	0,21	0,68	0,01	0,11	0,11	0,06	0,03	0,01	0,48	0,03	100,00
P179761-b	97,82	0,16	0,33	0,21	0,66	0,01	0,08	0,11	0,07	< 0,01	0,01	0,51	0,03	100,00
P179761-c	97,90	0,15	0,33	0,20	0,70	0,01	0,08	0,10	0,07	< 0,01	0,01	0,42	0,03	100,00
P179770-a	99,20	0,03	0,01	0,06	0,29	0,01	0,03	0,07	0,04	< 0,01	< 0,01	0,24	0,02	100,00
P179770-b	99,24	0,03	0,01	0,08	0,28	0,01	0,02	0,07	0,04	< 0,01	0,01	0,19	0,02	100,00
P179770-c	99,22	0,04	0,02	0,07	0,31	0,01	0,04	0,07	0,04	< 0,01	0,01	0,15	0,02	100,00
P179772-a	98,84	0,08	0,02	0,13	0,44	0,01	0,05	0,06	0,05	< 0,01	0,01	0,28	0,03	100,00
P179772-b	98,91	0,09	0,02	0,13	0,40	0,01	0,05	0,06	0,05	< 0,01	0,01	0,24	0,03	100,00
P179772-c	98,98	0,08	0,02	0,12	0,41	0,01	0,04	0,06	0,05	< 0,01	0,01	0,19	0,03	100,00
P179780-a	97,85	0,16	0,06	0,34	0,91	0,01	0,03	0,16	0,08	< 0,01	0,01	0,37	0,02	100,00
P179780-b	97,83	0,17	0,06	0,36	0,86	0,01	0,04	0,16	0,08	< 0,01	0,01	0,40	0,02	100,00
P179780-c	97,88	0,17	0,06	0,34	0,90	0,01	0,03	0,16	0,08	< 0,01	0,01	0,34	0,02	100,00
P179794-a	99,00	0,10	0,02	0,05	0,36	0,01	0,12	0,04	0,04	< 0,01	0,01	0,23	0,02	100,00
P179794-b	99,05	0,10	0,01	0,07	0,39	0,01	0,05	0,04	0,04	< 0,01	< 0,01	0,22	0,02	100,00
P179794-c	99,18	0,08	0,01	0,05	0,35	0,01	0,03	0,03	0,04	< 0,01	0,01	0,19	0,02	100,00

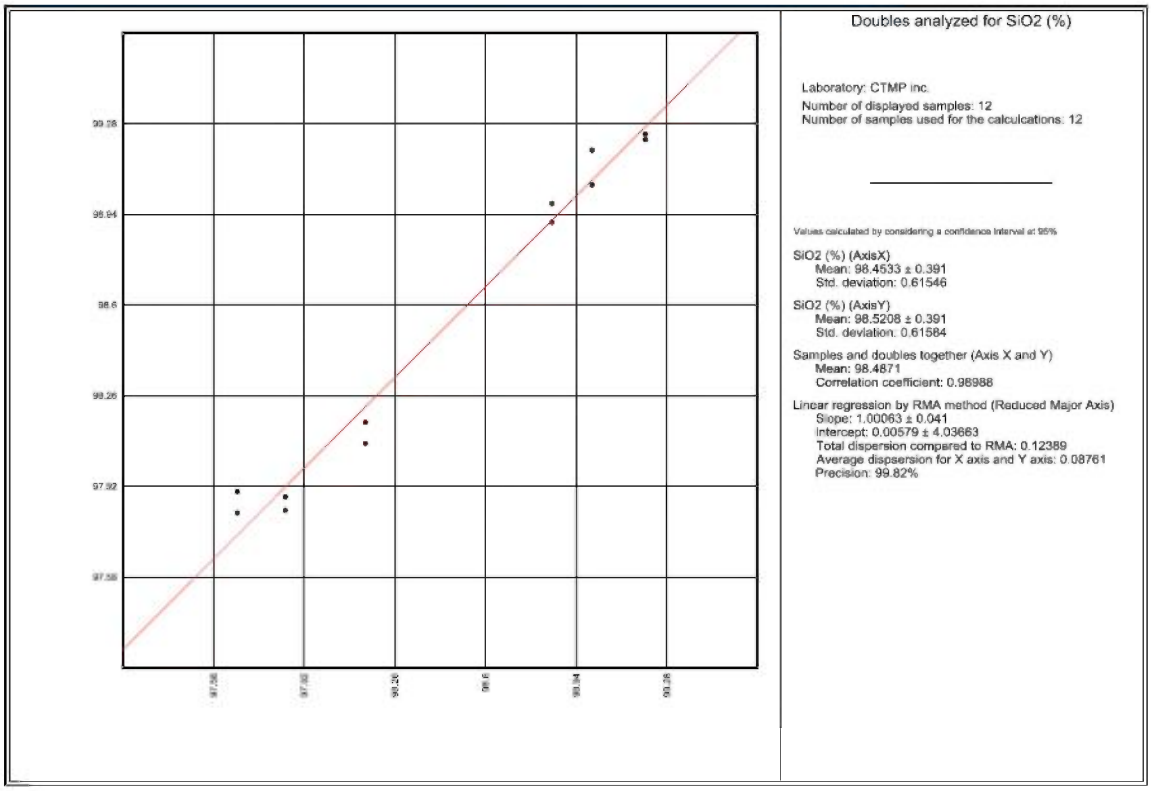
'(1) 100-others

Basé sur ces résultats, les écarts-types sont énumérés dans l'Annexe A du rapport du CTMP et n'ont pas été mis en commun pour inclure les limites de détection, la précision, l'exactitude, la répétabilité et la reproductibilité.

Cependant, tel que mentionné par CTMP, la marge d'erreur de chaque teneur en oxyde a été calculée comme le produit de 1,96 (intervalle de confiance à 95%) et les écarts-types moyens.

Ces données ont également été entrées dans la base de données Geotic et analysées en double pour le SiO_2. La courbe de corrélation, figure 13 générée démontre des résultats satisfaisants.

Figure 13 : Courbe de corrélation des analyses doubles pour le SiO2



12.2 OPINION DES PQ

Basée sur les résultats présentés dans l'analyse des échantillons sélectionnés, les données fournies sont dans les limites acceptables et donc adéquates à ce stade de l'étude. Cependant, part l'incertitude relative avec laquelle la méthode d'analyse par fluorescence des rayons-x a été employée au CTMP, il est recommandé d'utiliser d'autres méthodes d'analyse, au cours de travaux d'essai futurs, telle que l'ICP-MS.

13.0 TRAITEMENT DU MINERAI ET TESTS METALLURGIQUES

13.1 INTRODUCTION

Genivar a été mandaté pour réaliser une étude de caractérisation générale de la Propriété afin d'en évaluer les sources de silice envisageables. Un plan d'essais de laboratoire a été recommandé afin de fournir les informations sur ses propriétés chimiques, physiques et thermiques. Ces informations peuvent ensuite être utilisées pour aider à déterminer l'utilisation finale appropriée de la silice. Les principales utilisations de la silice peuvent être classées en fonction de la taille de particules, soit silice en morceaux (de 350 mm à 2 ou 3 mm), sable de silice (2 mm à 74 microns) et silice broyé (en dessous 75 microns).

13.2 PLAN D'ESSAIS DE LABORATOIRE

Le Centre de Technologie Minérale et de Plasturgie (CTMP) à Thetford Mines, QC a été choisi par CMI pour effectuer les tests de laboratoire sur trois des échantillons de carottes de forage de minerai de quartz provenant du dépôt Langis. Le CTMP n'est pas un laboratoire accrédité.

La moitié (1/2) des carottes de forage a été utilisée pour le test, qui comprend deux phases:

Phase 1

Pour les propriétés chimiques, la fluorescence des rayons-x a été utilisée afin d'analyser les oxydes majeurs et les éléments en traces de 48 échantillons prélevés à partir de 1/4 des carottes de forage.

Phase 2

Les propriétés chimiques et physiques ont été évaluées sur 3 échantillons, lesquels ont été homogénéisés, concassés et tamisés plus fin que 600 microns. Une étape de classification/déschlammage a ensuite été effectuée par lavage du sable avec de l'eau sur un tamis vibrant d'une ouverture de 106 microns. Un lavage par attrition a été réalisé sur le sable lavé pour éliminer les incrustations de fer et d'argile. Le sable attrité a été lavé de nouveau sur un tamis vibrant d'une ouverture de 106 microns et ensuite passé à travers un séparateur magnétique à haute intensité pour éliminer le maximum de particules

ferromagnétiques. L'analyse chimique par fluorescence des rayons-x et la distribution granulométrique sont effectuées entre chaque étape. L'évaluation de la forme des grains pour la rondeur et la sphéricité ainsi que le test de la résistance à l'impact ont aussi été conduits.

Les propriétés thermiques ont été évaluées en effectuant des essais au choc thermique sur un total de douze morceaux d'échantillons. Trois échantillons de chaque carotte (environ 48 mm de diamètre x 96 mm de long), ainsi que trois des échantillons prélevés à la surface de la carrière (des cubes d'environ 100 mm x 100 mm x 100 mm) ont été utilisés pour effectuer des essais au choc thermique. Chaque échantillon a été introduit dans un four préchauffé à 1000 °C et maintenu pendant un minimum de 15 minutes, puis refroidi à température ambiante. De légères cassures mécaniques ont été observées. Les échantillons refroidis ont été tamisés sur un tamis d'une ouverture de 12,5 mm et le pourcentage de particules de plus de 12,5 mm a été déterminé. Un résultat supérieur à 80% montre une bonne résistance aux chocs thermiques.

Les figures 14 et 15 sont des organigrammes généralisés des étapes de traitement exécutées pour la phase 2.

Figure 14 : Plan des essais pour les applications de silice en morceaux

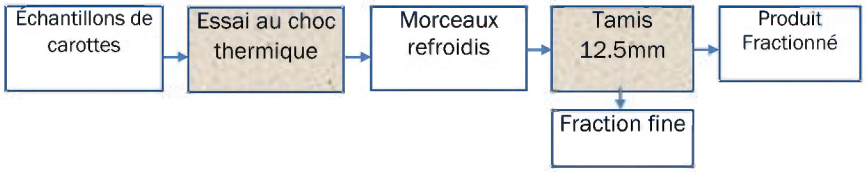
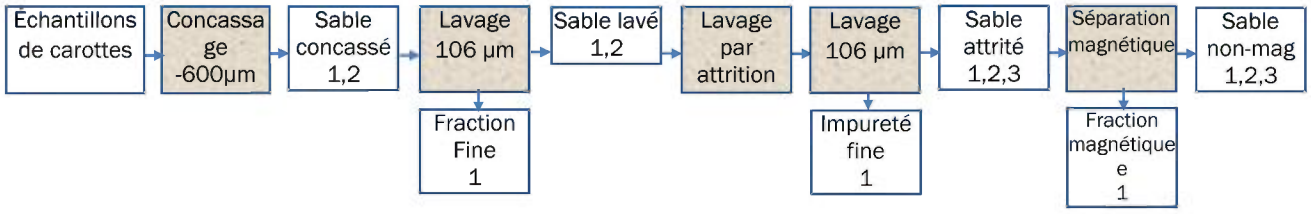


Figure 15 : Plan des essais pour les applications de sable de silice



Procédures analytiques appliquées:

- Analyse chimique par fluorescence des rayons-x
- Distribution granulométrique (taille de grain, indice de finesse moyen AFS)
- Rondeur, sphéricité

13.3 CARACTÉRISATION DE LA SILICE EN MORCEAUX

Les critères d'évaluation du dépôt comme source de silice en morceaux pour les applications à haute température sont la composition chimique, la résistance aux chocs thermiques et la taille globale.

La production de silicium métal requiert que la silice en morceau soit très pure, au moins 99,5% de silice (SiO_2), tandis que les spécifications des impuretés d'oxyde de fer (Fe_2O_3) vont de 0,05% à 0,10%, celles d'alumine (Al_2O_3) de 0,10% à 0,20 % et celles de dioxyde de titane (TiO_2) jusqu'à 0,006%, les impuretés de CaO et MgO doivent être à un maximum de 0,2% et les impuretés de P et As doivent être évitées. La résistance aux chocs thermiques est essentielle, au moins 80% des particules doivent être retenus sur un tamis de 12,5 mm après avoir subi un choc thermique. La silice en morceaux ne doit pas se dégrader pendant la manutention et le transport et sa taille varie en général de 25 à 350 mm.

La production de ferrosilicium nécessite de la silice (SiO_2) à au moins 98,7%, tandis que les spécifications pour les impuretés d'oxyde de fer (Fe_2O_3) doivent être au maximum de 0,3%, celles d'alumine (Al_2O_3) 0,6%, celles de dioxyde de titane (TiO_2) 0,05%, celles de CaO et MgO 0,2 % et 0,1% pour le P_2O_5. Les exigences pour la résistance aux chocs thermiques sont les mêmes que ci-dessus.

En tant qu'agent fondant pour la fusion de minerais de métaux de base, le sable de silice réagit avec le fer et les oxydes de base pour former une scorie de silicate. La teneur en silice doit être aussi élevée que possible car la silice est l'ingrédient actif de la scorification. Le fer, l'alumine et les autres impuretés d'oxydes ne sont pas critiques, sauf qu'ils réduisent le pourcentage de silice disponible. La taille des particules de silice varie généralement de 5 à 25 mm.

13.3.1 COMPOSITION CHIMIQUE

Les analyses chimiques des échantillons composites, en utilisant la méthode par fluorescence des rayons-x et par les limites de détection tel que rapporté par le laboratoire CTMP sont résumées dans le tableau 8. La teneur moyenne en silice pour les trois échantillons de carottes, y compris la perte au feu (P.A.F. ou en anglais loss on ignition L.O.I.) entre 0,3% et 0,5%, est de 98,55%.

Tableau 8 : Analyse chimique de la silice Langis (incluant L.O.I.)

		Minimum	Average composite analysis		
		Detection Limit	PL-13-01	PL-13-02	PL-13-05
SiO_2	%	0,40	98,65	98,70	98,22
Fe_2O_3	%	0,01	0,15	0,13	0,14
Al_2O_3	%	0,04	0,44	0,50	0,48
TiO_2	%	0,01	0,05	0,05	0,04
MgO	%	0,02	0,09	0,10	0,23
CaO	%	0,02	0,11	0,05	0,20
MnO	%	0,01	0,01	0,01	0,01
Na_2O	%	0,02	0,06	0,04	0,06
K_2O	%	0,05	0,07	0,08	0,07
SO_3	%	0,05	<0,05	<0,05	<0,05
P_2O_5	%	0,01	<0,01	<0,01	<0,01
L.O.I.	%	-	0,30	0,30	0,52

Pour les applications industrielles nécessitant des morceaux de silice de qualité métallurgique à haute température, les composés de P.A.F. sont vaporisés et envoyés au dépoussiéreur. Les composés restant sont donc en concentrations par rapport à la masse restante. Les analyses chimiques pour les échantillons composites, en éliminant la perte au feu, sont indiquées dans le Tableau 9. La teneur moyenne en silice (SiO_2) devient alors 98,95%, 0,14% en Fe_2O_3, 0,48% en Al_2O_3 et 0,05% en TiO_2. Cette correction pour la perte au feu ne serait pas utilisée pour les applications de sable où la silice n'est pas soumise à des températures élevées.

Tableau 9 : Analyse chimique de la silice Langis (excluant L.O.I.)

		Minimum	Average composite analysis		
		Detection Limit	PL-13-01	PL-13-02	PL-13-05
SiO_2	%	0,40	99,00	99,04	98,76
Fe_2O_3	%	0,01	0,15	0,13	0,14
Al_2O_3	%	0,04	0,44	0,50	0,49
TiO_2	%	0,01	0,05	0,05	0,05
MgO	%	0,02	0,09	0,10	0,23
CaO	%	0,02	0,11	0,05	0,21
MnO	%	0,01	0,01	0,01	0,01
Na_2O	%	0,02	0,06	0,04	0,06
K_2O	%	0,05	0,07	0,08	0,07
SO_3	%	0,05	<0,05	<0,05	<0,05
P_2O_5	%	0,01	<0,01	<0,01	<0,01
L.O.I.	%	-	-	-	-

13.3.2 ESSAI AU CHOC THERMIQUE

Un aspect essentiel de caractérisation pour des applications de silice en morceaux à haute température est sa résistance au choc thermique. Neuf échantillons de carottes de forage et trois échantillons récoltés de la surface ont été fournis pour les essais de résistance au choc thermique. L'évaluation du choc thermique a été réalisée selon la procédure "SKW", dans lequel l'échantillon est introduit dans un four à 1000 °C pendant au moins 15 minutes, puis refroidi où se produit de légers chocs mécaniques. L'échantillon est ensuite tamisé à 12,5 mm et le pourcentage retenu est déterminé. Un résultat de plus de 80% démontre que le matériel possède une très bonne résistance aux chocs thermiques. Les résultats des essais sur les douze échantillons indiquent une valeur moyenne de 95,1%, ce qui démontre une cimentation relativement forte appropriée pour la silice en morceaux. Selon le producteur spécifique de ferrosilicium, d'autres tests détaillés seraient requis.

Basé sur les travaux d'essai au CTMP, le gisement de silice Langis répond aux exigences de la production de ferrosilicium ainsi que celle d'agent fondant pour la fusion des métaux de base. Cependant, la composition chimique de ce matériau, ne satisfait pas aux conditions requises pour la production de silicium métallique qui nécessite une silice de très grande pureté.

13.4 CARACTÉRISATION DU SABLE DE SILICE

Les échantillons de sable ont été préparés par concassage des carottes de forage par un concasseur primaire à mâchoire, un concasseur secondaire giratoire et un concasseur tertiaire à rouleaux à une taille inférieure à 600 µm. L'alimentation homogénéisée à -600 µm est ensuite traitée par une étape de classification/déschlammage, une étape d'attrition et une étape de séparation magnétique. Le Tableau 10 résume la teneur et la récupération en masse de silice (SiO_2) et les principales impuretés d'oxyde (Fe_2O_3, Al_2O_3, TiO_2) après chaque étape du procédé. Les niveaux de concentration des autres impuretés d'oxyde contenus dans le produit de sable figurent dans le rapport de laboratoire du CTMP (Annexe B, Tableau B7). Aux fins de cette étude de caractérisation, les trois principales impuretés d'oxyde uniquement sont prises en considération, car elles déterminent la qualité de la plupart des applications de sable de silice. L'annexe B répertorie les spécifications générales chimiques et physiques de différentes utilisations de la silice.

Tableau 10 : Teneur et récupération du sable de silice après chaque étape du procédé

Operation Step	Head Feed	Classification		Attrition		Magnetic Separation	
Valuable product	-600 µm	-600 +106µm product		-600 +106µm attritioned		-600 +106µm non-magnetic	
Sample PL-13-01							
Wt Recovery overall (%)	100	75,49		74,04		73,77	
Wt. Recovery per step (%)	100	75,49		98,08		99,64	
Component	Grade (%)	Grade (%)	Recovery (%)	Grade (%)	Recovery (%)	Grade (%)	Recovery (%)
SiO_2	99,03	99,39	75,78	99,58	98,09	99,56	99,66
Fe_2O_3	0,09	0,05	35,48	0,03	89,99	0,03	75,13
Al_2O_3	0,40	0,21	42,64	0,15	94,56	0,16	98,39
TiO_2	0,04	0,03	50,66	0,03	95,03	0,03	98,58
Sample PL-13-02							
Wt Recovery overall (%)	100	77,78		76,13		75,96	
Wt. Recovery per step (%)	100	77,78		97,87		99,77	
Component	Grade (%)	Grade (%)	Recovery (%)	Grade (%)	Recovery (%)	Grade (%)	Recovery (%)
SiO_2	98,91	99,46	78,06	99,53	97,91	99,47	99,78
Fe_2O_3	0,09	0,05	40,24	0,02	77,97	0,04	86,64
Al_2O_3	0,47	0,19	42,23	0,17	88,77	0,15	98,39
TiO_2	0,06	0,03	48,84	0,02	89,32	0,03	98,36
Sample PL-13-05							
Wt Recovery overall (%)	100	84,87		83,21		73,99	
Wt. Recovery per step (%)	100	84,87		98,05		88,92	
Component	Grade (%)	Grade (%)	Recovery (%)	Grade (%)	Recovery (%)	Grade (%)	Recovery (%)
SiO_2	99,01	99,46	84,96	99,58	98,08	99,20	88,93
Fe_2O_3	0,08	0,05	60,90	0,05	93,00	0,01	56,30
Al_2O_3	0,32	0,20	71,82	0,15	89,43	0,17	88,09
TiO_2	0,04	0,03	70,62	0,05	96,58	0,02	86,94
Average							
Wt Recovery overall (%)	100	78,13		76,55		75,91	
Wt. Recovery per step (%)	100	78,13		97,98		99,16	
Component	Grade (%)	Grade (%)	Recovery (%)	Grade (%)	Recovery (%)	Grade (%)	Recovery (%)
SiO_2	98,98	99,44	78,38	99,56	98,01	99,41	99,21
Fe_2O_3	0,09	0,05	40,80	0,03	85,49	0,03	60,50
Al_2O_3	0,40	0,20	46,20	0,16	91,29	0,16	95,50
TiO_2	0,05	0,03	52,84	0,03	93,02	0,03	94,60

13.4.1 CLASSIFICATION/DÉSCHLAMMAGE

L'étape initiale de classification enlève les particules de -106 µm par lavage de la matière sur un tamis Sweco de 150 mailles. Cette étape à elle seule peut enlever approximativement 22% de la matière de l'alimentation. Le produit résultant contient considérablement moins d'impuretés, produisant ainsi un sable de silice de pureté plus élevée en moyenne de 99,44% en SiO_2. La teneur moyenne en oxyde de fer (Fe_2O_3) a été réduite de 0,09% à 0,05%, tandis que la teneur moyenne en alumine, Al_2O_3, a chuté de 0,40% à 0,20% et celle de dioxyde de titane, TiO_2, de 0,05% à 0,03%. Considéré plutôt comme une étape de

deschlammage, elle est généralement effectuée par des hydrocyclones. Il s'agit d'une étape critique dans la purification de sable siliceux. Elle prépare également un sable plus propre pour les étapes suivantes.

13.4.2 ATTRITION

Des tests d'attrition ont été menés sur la carotte PL-13-05 pour évaluer l'effet du temps de résidence lors de l'attrition. Le temps de résidence optimal a été utilisé pour les échantillons PL-13-01 et PL-13-02. Les objectifs du lavage par attrition sont de détacher et de disperser les revêtements d'oxydes de fer, de minerais d'argile et d'autres matériaux de cimentation provenant de la surface des grains de sable.

Le Tableau 11 présente la répartition de la silice et des principales impuretés d'oxyde, sur l'échantillon PL-13-05, à différents temps d'attrition. Il y a une augmentation globale de la teneur en silice avec l'augmentation du temps d'attrition. L'augmentation du temps d'attrition à 10 minutes n'a pas amélioré significativement l'élimination des impuretés. En tenant compte de l'incertitude relative avec la méthode d'analyse, il peut être conclu que l'élimination des impuretés des oxydes de fer et de titanium n'est pas significativement affectée par le temps d'attrition. Cette conclusion peut être expliquée par le fait que la majeure partie des oxydes de fer et de titanium peuvent être finement disséminée dans la silice. D'un autre côté, la teneur en alumine diminue avec le temps d'attrition, de 0,19% à 1 minute à 0,13% à 10 minutes.

Tableau 11 : Répartition des produits +106 µm à différents temps d'attrition

Residence Time	1 minute		3 minutes		5 minutes		10 minutes	
Weight Recovery (%)	98,22		98,12		98,05		98,18	
Component	Grade (%)	Dist'n (%)	Grade (%)	Dist'n (%)	Grade (%)	Dist'n (%)	Grade (%)	Dist'n (%)
SiO_2	99,54	98,24	99,57	98,13	99,58	98,08	99,63	98,19
Fe_2O_3	0,03	94,31	0,03	91,57	0,05	93,00	0,04	95,94
Al_2O_3	0,19	96,05	0,18	95,23	0,15	89,43	0,13	96,30
TiO_2	0,03	97,07	0,03	95,60	0,05	96,58	0,03	95,75

Il a été convenu d'établir un temps d'attrition optimal de 5 minutes pour les échantillons PL-13-01 et PL-13-02. Comme présenté dans le Tableau 11, après 5 minutes d'attrition et de deschlammage à 106 µm, la teneur moyenne en silice (SiO_2) pour les trois échantillons composites a augmenté de 99,44% à 99,56%. Il a également été observé que la teneur moyenne des oxydes de fer a réduit de 0,05% à 0,03%, la teneur moyenne en alumine a diminué de 0,20% à 0,16% alors que la teneur moyenne en dioxyde de titane n'a pas changé.

La récupération moyenne de la masse du produit après l'attrition et le deschlammage a été en moyenne de 98%.

Les distributions granulométriques ont été analysées pour le produit à +106 µm à différents temps d'attrition. Tel qu'indiqué dans le rapport du CTMP, il y a très peu de changements dans les distributions granulométriques avec des indices de finesse moyens (AFS) allant de 63 à 67.

13.4.3 SÉPARATION MAGNÉTIQUE

La séparation magnétique humide à haute intensité (SMHI) a été réalisée sur le sable déschlammé et attritioné pendant 5 minutes. Le matériau final non-magnétique contenait une teneur moyenne en silice (SiO_2) de 99,41%, alors que la teneur moyenne en impuretés variait entre 0,01% et 0,04% pour le Fe_2O_3, entre 0,15% et 0,17% pour l'Al_2O_3 et entre 0,02% et 0,03% pour le TiO_2. La teneur moyenne en impuretés est donc restée relativement inchangée. Cependant, une petite fraction de matériau magnétique (moins que 1%) a été éliminée indiquant qu'une réduction supplémentaire d'impuretés d'oxyde de fer provenant du sable de silice peut être réalisée. De nouveau, le manque de résultats probants indiquant une amélioration de la qualité de la silice par l'élimination d'une petite fraction d'impuretés magnétiques peut être attribué à l'incertitude relative avec laquelle la méthode par fluorescence des rayons-x a été utilisée par CTMP dans la détermination de ces niveaux faibles d'oxydes. La validation de cette étape par d'autres méthodes d'analyse est recommandée.

13.4.4 DISTRIBUTION GRANULOMÉTRIQUE

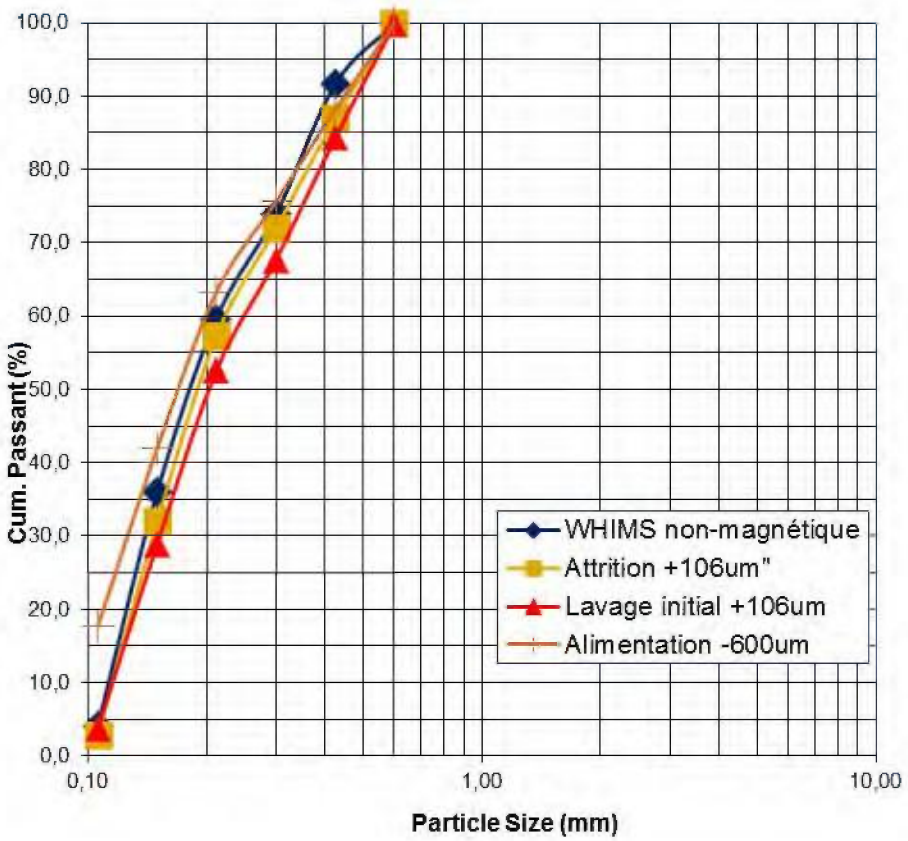
La distribution granulométrique est une caractéristique physique importante pour déterminer si elle s'applique à de nombreuses applications de sable de silice. Les distributions granulométriques moyennes des trois échantillons composites, après chaque étape du procédé, sont énumérées dans le Tableau 12. Il est à noter que les distributions granulométriques sont relativement rapprochées pour les trois échantillons composites, par conséquent, seule la moyenne est illustrée dans cette analyse. Les distributions granulométriques pour les échantillons PL-13-01 (Envoi 1), PL-13-02 (Envoi 2) et PL-13-05 (Envoi 3), après chaque étape du procédé sont incluses dans l'Annexe B du rapport du CTMP. Tel que mentionné précédemment, l'étape de classification/deschlammage représente l'élimination de l'alimentation d'environ 20%. L'indice de finesse moyen (AFS) est réduit de 79 à 66. Un coefficient d'uniformité moyen (C_u), qui est une mesure du tri granulométrique ou de l'uniformité, de 2,11 a été calculé, ce qui indique que le sable est assez bien trié. Comme la valeur de C_u augmente, le matériel devient moins bien trié ou uniforme. Suite à la classification initiale à 106 µm, la distribution granulométrique devient légèrement plus fine après avoir subie une attrition et une séparation magnétique et devient un peu plus uniforme avec des valeurs C_u plus faibles.

Tableau 12 : Distribution granulométrique moyenne du sable après chaque étape du procédé

Operation Step		Head Feed	Classification	Attrition	Magnetic Separation
		-600 µm	-600+106µm product	-600+106µm attritioned	-600+106µm non-mag
(US series)	(mm)	(% Passing)	(% Passing)	(% Passing)	(% Passing)
20	0,850	100,00	100,00	100,00	100,00
30	0,600	99,94	99,85	99,87	99,90
40	0,425	88,24	84,37	86,98	91,68
50	0,300	75,59	67,66	71,95	73,86
70	0,212	63,31	52,58	57,29	59,68
100	0,150	41,99	28,93	31,93	36,04
140	0,106	17,69	3,78	2,89	4,11
Pan					
AFS Grain Fineness No.		79	66	68	71
Cu Coefficient of Uniformity		-	2,11	1,91	1,82

Une représentation graphique de la distribution granulométrique pour chaque étape du procédé est illustrée dans la Figure 16.

Figure 16 : Distribution granulométrique du sable après chaque étape du procédé



13.4.5 RONDEUR ET SPHÉRICITÉ

Une caractéristique physique importante pour les sables de fractionnement et les sables de fonderie est la rondeur et la sphéricité des grains. Les échantillons de carottes ont été répartis pour libérer chaque grain et ensuite tamisés pour différentes classes granulométriques. Trois classes granulométriques ont été préparées (20/40 mailles, 30/50 mailles et 40/70 mailles) lesquelles représentent des tailles typiques de sable de fractionnement utilisées comme agent de soutènement pour le fractionnement hydraulique. Une analyse visuelle de 20 grains choisis au hasard pour chaque classe granulométrique a été réalisée basée sur la comparaison avec le diagramme Krumbien & Sloss tel que décrit dans la norme ISO 13503-2 (API RP 19C). Les résultats sont présentés dans le Tableau 13. Ces observations indiquent une rondeur moyenne des grains de sable entre 0,3 et 0,5 et peuvent ainsi être considérés sous-angulaire à sous-arrondie, tandis que la sphéricité moyenne varie de 0,6 à 0,7 ce qui indique une sphéricité de moyenne à élevée. Pour le sable de fractionnement, la condition est de 0,6 pour la rondeur ainsi que pour la sphéricité. Par conséquent, le problème sera la rondeur même si la sphéricité peut être acceptable. Pour être applicable comme sable de fonderie, les grains doivent être sous-angulaires à arrondis pour permettre un certain degré de perméabilité. Par conséquent, basé sur la forme des grains, ce produit peut être applicable en tant que sable de fonderie.

Tableau 13 : Rondeur et sphéricité de différentes classes granulométriques

Product	Attrition 10 min, before WHIMS			Attrition 5 min, after WHIMS			Breakage after heating, Attrition 5 min		
Fraction	20/40	30/50	40/70	20/40	30/50	40/70	20/40	30/50	40/70
Roundness	0,4	0,5	0,4	0,4	0,5	0,4	0,3	0,4	0,4
Sphericity	0,6	0,7	0,6	0,7	0,7	0,6	0,7	0,6	0,7

Les figures 17 à 20 sont des photos de quelques fractions de sable évaluées. Nous pouvons voir de beaux grains de sable ronds et sphériques, mais il y a aussi plusieurs grains angulaires avec des inclusions et des pré-fractures. En outre, il y a une quantité significative d'agglomérats de particules plus fines, lesquels lorsque soumis à de fortes pression auront tendance à se briser en particules plus fines.

13.4.6 RÉSISTANCE À L'IMPACT

Les essais de résistance à l'impact ont été utilisés pour évaluer le sable de fractionnement. Les essais ont été effectués sur les fractions du produit 20/40 mailles et 30/50 mailles après 5 minutes d'attrition et de séparation magnétique et selon la norme ISO 13503-2 (API RP 19C). Les résultats pour le produit 20/40 ont montré 26,3% de fines à 4000 psi et 32,5% de fines à 5000 psi. Les résultats pour le produit 30/50 ont montré 21,7% de fines à 2000 psi et 40,1% de fines à

4000 psi. Les exigences API pour le sable de fractionnement 20/40 est 14% de fines à 6000 psi. La quantité élevée de fines générées par le test de résistance à l'impact peut être expliquée par la présence d'agglomérats et des grains angulaires qui ont tendance à se briser en fines sous des pressions élevées.

Figure 17 : Fraction 20/40 mailles, attritionée pendant 10 minutes, sans SMHI

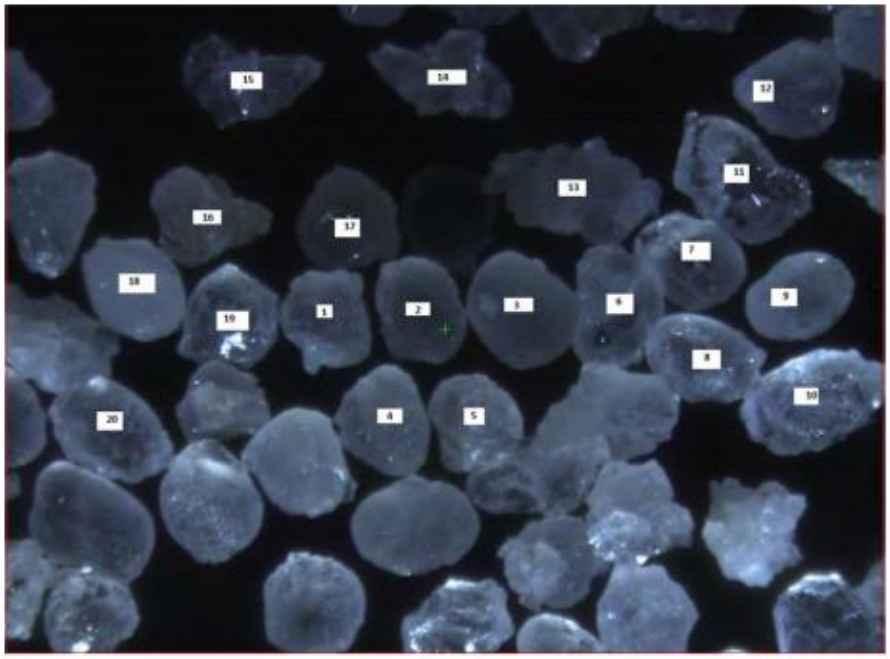


Figure 18 : Fraction 30/50 mailles, attritionée pendant 10 minutes, sans SMHI

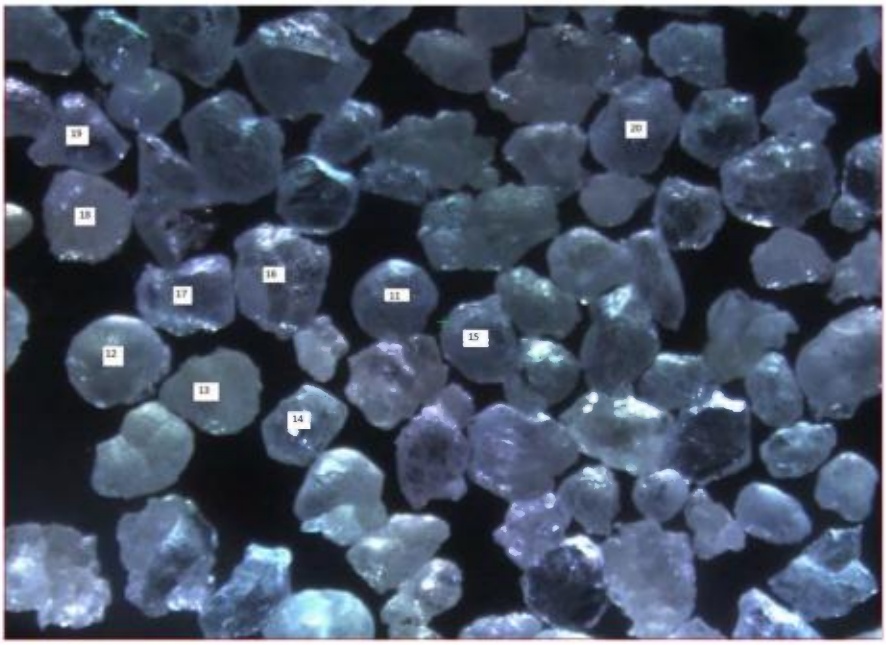


Figure 19 : Fraction 20/40 maille, attritionée pendant 5 minutes, non-magnétiques après SMHI

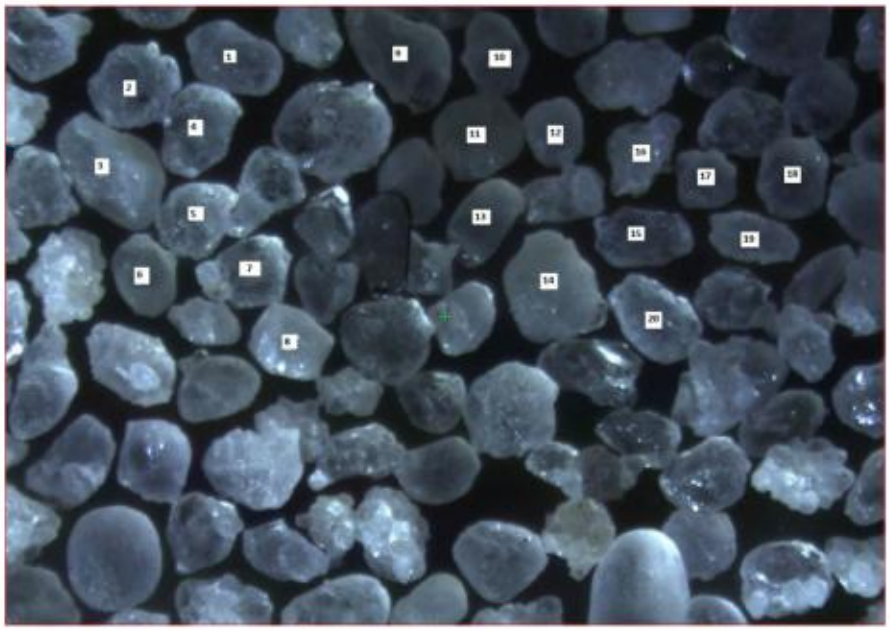
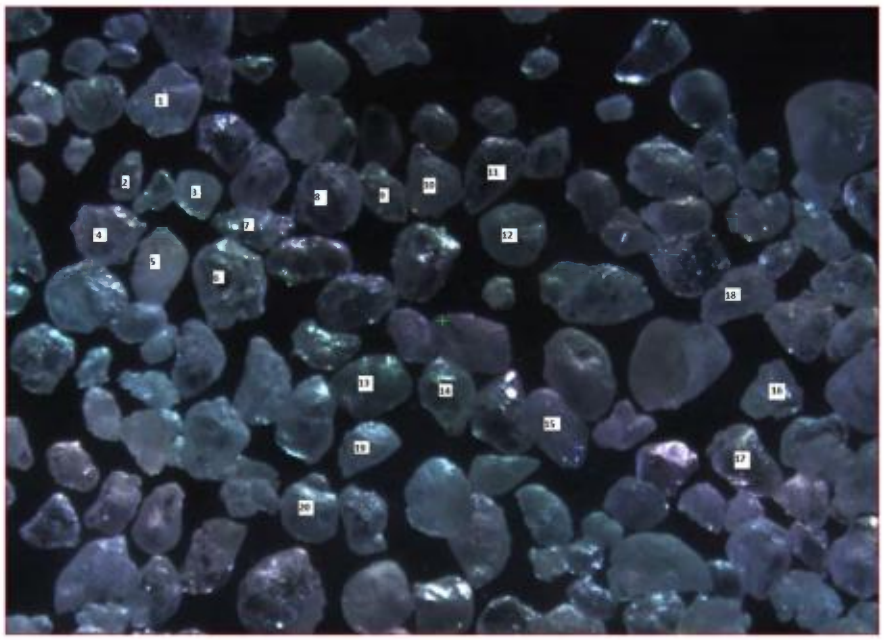


Figure 20 : Fraction 40/70 maille, attritionée pendant 5 minutes, non-magnétiques après SMHI



13.4.7 SABLE DE FRACTIONNEMENT

L'évaluation du matériel pour le sable de fractionnement hydraulique comprend, entre autres, la teneur en silice, la classe granulométrique, la rondeur, la sphéricité et la résistance à l'impact. La plupart des sables de fractionnement

contiennent au moins 99% de SiO_2, par conséquent, le sable de Langis peut rencontrer ce critère. Les classes granulométriques typiques sont désignées comme 6/12, 8/16, 12/20, 16/30, 20/40, 30/50, 40/70, 70/140 et 90% du sable devrait se situer dans les intervalles de ces mailles. Les échantillons ont été évalués pour la rondeur et la sphéricité sur les fractions 20/40, 30/50 and 40/70. Les exigences d'API sont d'au moins 0,6 pour la rondeur ainsi que pour la sphéricité. La rondeur du sable de Langis sera un problème, car il se situe entre 0,3 et 0,5 alors que la sphéricité de 0,6 à 0,7 est acceptable. La résistance à l'impact des fractions 20/40 et 30/50 indique que le sable de Langis ne satisfait pas les exigences API. La résistance à l'écrasement du sable a été abaissée en raison de la présence d'agglomérats, comme le montre les photomicrographies. Commun dans la formation de grès, ces agglomérats sont généralement dissociés par attrition et parfois enlevés comme une fraction grossière +1 à 2 mm après le concassage par impact. Des tests supplémentaires sont recommandés afin de mieux évaluer ce produit par un laboratoire spécialisé en sable de fractionnement en incluant la rondeur, la sphéricité, la résistance à l'impact, la solubilité acide, la turbidité, la conductivité, etc.

13.4.8 SABLE DE VERRERIE

Les critères d'évaluation du dépôt en tant que source de sable de verrerie sont la composition chimique, la distribution granulométrique et les niveaux de contaminants en trace. Le contrôle chimique de la production de verre est d'importance primaire et le sable de silice est le constituant majeur de la composition du mélange, il doit avoir un haut niveau d'uniformité. La teneur en silice est très importante, cependant ce n'est pas un problème critique, puisque ce sont les contaminants sans silice qui déterminent la qualité. Les principaux contaminants incluent le fer, l'alumine et l'oxyde de titane. D'autres contaminants comme le calcium et le magnésium sont présents en quantités moindres. Les impuretés d'oxyde de fer (Fe_2O_3) entraîneront un verre teinté ou opaque. L'alumine (Al_2O_3) permet une plus grande stabilité chimique et un plus faible coefficient de dilatation, tandis que trop d'alumine augmente la viscosité du verre, rendant difficile le mélange et le travail, et diminue aussi la transparence du verre. L'oxyde de titane (TiO_2) teint le verre et est plus difficile à neutraliser que le fer. D'autres impuretés comme la lime sous forme de calcite ($CaCO_3$) et dolomite ($CaMg(CO_3)$) sont aussi à éviter. Il est préférable d'utiliser du sable ne contenant pas de chaux et d'ajouter du calcaire brut au mélange de verre si requis plutôt que de s'appuyer sur des analyses quotidiennes sur la teneur en chaux. La magnésie (MgO) jusqu'à une teneur de 1% dans le sable ne cause généralement pas de difficulté dans la fabrication du verre.

La composition chimique du sable de silice variera en fonction du fabricant de verre. Pour le verre clair, la teneur en silice (SiO_2) dans la plupart des sables de verrerie devrait dépasser 99%. La teneur en fer sous la forme Fe_2O_3 doit être

uniforme et moins que 0,035%, alors que l'alumine (Al_2O_3) doit être à un maximum de 0,10% et l'oxyde de titane (TiO_2) à un maximum de 0,02%.

Pour les contenants en verre colorés, la teneur en silice (SiO_2) doit être d'au moins 98,9%, alors que le Fe_2O_3 et l'Al_2O_3 doivent être à un maximum de 0,15% et le TiO_2 à un maximum de 0,10%.

La distribution granulométrique est simplement contrôlée par tamisage des fractions grossières et plus fines. De nouveau, cela dépend du fabricant, cependant, il doit généralement passer à 20 mailles (0,83 mm) et un maximum de 5% devrait passer à 150 mailles (0,100 mm). Un excès de grains fins dans le sable est indésirable car ils ont tendance à occasionner des impuretés, ce qui peut provoquer la formation de poussière qui peut être perdue avec les gaz de combustion et peut également provoquer la formation de mousse dans les réservoirs.

L'humidité résiduelle est aussi considérée comme un contaminant avec un niveau typique nécessitant moins de 0,1% d'humidité. Une étape de séchage sera alors requise si le dépôt Langis est considéré comme une source potentielle de sable de verrerie.

Basé sur les résultats des travaux de laboratoire, la composition chimique du sable après avoir subi l'attrition et la séparation magnétique varie de 99,20% à 99,56% en SiO_2, alors que les impuretés varient de 0,01% à 0,04% pour le Fe_2O_3, de 0,15% à 0,17% pour l'Al_2O_3 et 0,02% à 0,03% pour le TiO_2. La distribution granulométrique se situe à l'intérieur de la plage cible typique de 20 à 150 mailles. Ceci démontre que le sable de Langis peut être une source potentielle de sable de verrerie. Cependant, il est recommandé de conduire des essais spécifiques plus détaillés selon le fabricant de verre potentiel. Si une élimination supplémentaire de minéraux contaminants est nécessaire, des techniques de flottation peuvent être testées pour flotter les impuretés provenant du produit du sable de verrerie ou pour flotter le sable propre.

13.4.9 SABLE DE FONDERIE

Le sable de fonderie utilisé dans les fonderies devrait être composé de grains de silice de taille uniforme sous-angulaire à arrondie. La teneur en silice (SiO_2) peut varier de 88% à 99%, tandis que les impuretés d'oxyde peuvent varier considérablement. La taille des grains est généralement comprise entre 75 et 850 microns avec un indice de finesse moyen (AFS) entre 55 et 65 et la majeure partie du sable est préférablement retenue sur trois tamis adjacents.

Basé sur les travaux d'essai, la composition chimique et la forme du grain, soit la rondeur et la sphéricité, qualifieront le sable de Langis en tant que source potentielle de sable de fonderie. La séparation magnétique ne sera pas requise

et un sable convenable peut être produit sans attrition. Le problème sera la distribution granulométrique comme les indices de finesse moyens (AFS) produit à partir des échantillons préparés (une moyenne de 66 après le deschlammage initial) sont quelque peu plus élevés que la plage normale pour des sables de fonderie typiques. Ceci peut être ajusté en classifiant le sable à une taille plus grossière afin de répondre aux besoins spécifiques de la fonderie potentielle. De nouveau, selon les fonderies, le sable doit satisfaire d'autres spécifications comme la réfractarité, la perméabilité, l'adhérence, la valeur de la demande en acide, l'humidité, le pH et la turbidité. Par conséquent, des tests supplémentaires sont recommandés pour satisfaire les critères des fabricants potentiels.

13.4.10 AUTRES UTILISATIONS

SABLE ABRASIF

La silice à Langis peut être utilisée comme abrasif dans les applications de sablage. Pour cette application, la silice doit être propre et libre d'adhérer à l'argile ou aux revêtements d'oxyde de fer et elle ne devrait pas générer de poussière lors des manipulations. La teneur en silice (SiO_2) devrait être élevée (jusqu'à 99%), ainsi la teneur en impureté doit être faible puisqu'elles sont trop molles pour être efficaces. Des grains de sable arrondis et angulaires sont généralement utilisés pour cette application. Des essais détaillés spécifiques au fabricant de sable abrasif seront requis.

SILICATE DE SODIUM

Ce sable de silice peut être un potentiel pour la production de silicate de sodium. Il doit contenir 99% de SiO_2 et moins de 0,1% de fer, moins de 1% d'alumine (Al_2O_3) et moins de 0,5% de chaux et de magnésie combinés. La taille des grains doit être comprise entre 140 et 850 microns. Le silicate de sodium est utilisé comme agent chimique pour des détergents, des catalyseurs, des pigments, des adhésifs, dans la fabrication du papier, dans la fabrication de silicates de calcium et d'aluminium. Il est également utilisé dans le procédé de flottation pour la récupération de fines de graphite, car il agit comme dépresseur du quartz et dispersant de la boue. La production industrielle repose sur la fusion du sable de silice avec du carbonate de sodium ou du sulfate de sodium ayant comme agent réducteur le carbone, à environ 1200-1400 °C.

CARBURE DE SILICIUM

Ce sable de silice peut être un potentiel pour la production de carbure de silicium. Il doit contenir 99% de SiO_2 tandis que l'oxyde de fer et d'alumine doivent être chacun inférieurs à 0,1%. Tous les grains de sable doivent être supérieurs à 150 microns. Le carbure de silicium est généralement utilisé comme abrasif, mais également comme réfractaire. La production industrielle est basée sur la fonte de sable de silice et du coke dans un four à arc électrique à 2200 °C.

SILICE BROYÉE

Il peut être possible de produire de la silice broyée ou de la farine de silice avec le sable de silice de Langis. La production entraînera toutefois des coûts d'investissement élevés pour l'équipement visant à sécher, broyer (à moins de 75 microns), classifier et emballer la poudre fine. Les exigences générales sont la pureté chimique, l'absence de couleur ou de teinte (la teneur en oxyde de fer doit être très faible) et la taille des particules. La farine de silice a de multiples applications telles que l'additif abrasif dans des savons, des peintures, des travaux de fonderie, le verre, la céramique et la production d'argile. Des essais détaillés spécifique au fabricant de sable abrasif seront requis.

13.5 SOMMAIRE ET CONCLUSION

Basé sur les travaux d'essai par CTMP, les ingrédients chimiques de base et les propriétés physiques et thermiques du grès de Langis indiquent qu'il a le potentiel d'être une source de silice utilisable. Les impuretés contenues dans les échantillons de carottes sont d'environ 1% avec une teneur en silice (SiO_2) de l'ordre de 98,55% et une perte au feu allant de 0,3% à 0,5%. Lorsque corrigées pour la perte au feu au cours d'applications de silice en morceaux à de hautes températures, les moyennes des minerais sont de 98,95% en SiO_2, 0,14% en Fe_2O_3, 0,48% en Al_2O_3 et 0,05% en TiO_2.

Les essais au choc thermique sur douze morceaux d'échantillons représentatifs révèlent que ce matériau compte une solide cimentation, le rendant une source potentielle pour des applications de silice en morceaux dans des fours à haute température.

Pour des applications nécessitant des grains de sable de silice, il peut être démontré qu'une quantité significative d'impuretés peut être éliminée en éliminant le sable fin inférieur à 100 microns. Les moyennes des teneurs du sable résiduel sont de 99,44% en SiO_2, 0,05% en Fe_2O_3, 0,20% en Al_2O_3 et 0,03% en TiO_2.

Avec l'attrition, les oxydes de fer peuvent être nettoyés de la surface des grains de sable produisant un sable de silice plus propre ayant des teneurs de 99,56% en SiO_2, 0,03% en Fe_2O_3, 0,16% en Al_2O_3 et 0,03% en TiO_2.

La séparation magnétique à haute intensité élimine une très petite fraction de matériau magnétique avec l'objectif de produire une teneur en Fe_2O_3 inférieure à 0,03%. Cependant, les teneurs moyennes en impuretés dans le produit de sable sont restées relativement stables.

Les caractéristiques physiques du sable de silice évaluées ont été la distribution granulométrique, les indices de finesse moyens (AFS), le coefficient d'uniformité, la rondeur, la sphéricité et la résistance à l'impact.

Il faut noter que la teneur en SiO_2 a été calculée à partir de la somme des résultats de dosage, par la méthode de fluorescence des rayons-x, de dix oxydes majeurs, de vingt-quatre éléments en trace et de la perte au feu. C'est une méthode d'analyse normale pour un dépôt de silice comme Langis et elle a été utilisée comme un indicateur pour l'objectif de cette étude de caractérisation. Cependant, dans la détermination de tels niveaux faibles d'oxydes, cette méthode a démontré qu'il y a un problème de précision évident dans la variation des concentrations des impuretés et de la marge d'erreur de base tel que rapporté par CTMP à partir des échantillons analysés en triplicata.

Basé sur les propriétés chimiques, physiques et thermiques observées à partir des travaux d'essai au CTMP, par concassage et tamisage des particules à -120+20 mm, le dépôt de silice Langis peut être une source potentielle pour la production de ferrosilicium. Un concassage supplémentaire des particules à -25+5 mm le permet d'être une source potentielle comme agent fondant dans la fusion des métaux de base. Cependant, la composition chimique de ce matériau ne rencontre pas les exigences pour la production de silicium métal.

Le concassage à -600 microns et le deschlammage des fines à -100 microns, aussi bien que l'attrition, la classification, l'égouttage et le séchage peuvent être considérés pour assurer une source potentielle de sable de verrerie, de sable de fonderie et d'autres utilisations tel le sable abrasif, le silicate de sodium, et le carbure de silicium. Le matériel a aussi été testé pour une application de sable de fractionnement. Basé sur une évaluation initiale, la présence de plusieurs agglomérats aussi bien que le problème avec la rondeur des grains devraient être considérés comme un obstacle pour son potentiel comme source de sable de fractionnement. Des essais supplémentaires par un laboratoire spécialisé en sable de fractionnement sont recommandés pour mieux évaluer ce produit.

14.0 ESTIMATION DES RESSOURCES MINÉRALES

Aucune nouvelle estimation de ressources minérales n'a été réalisée à ce moment

14.1 ESTIMATIONS PRÉCÉDENTES

Un tonnage historique total de 27,6 millions de tonnes à des teneurs moyennes de 0,11% en Fe_2O_3 et 0,41% en Al_2O_3 a été calculé et publié pour le dépôt Langis en 1983 (GM 40477). Il n'est pas fait mention de la teneur en SiO_2. Cela a été considéré comme une réserve indiquée. Cette ressource est de nature historique et ne répond pas aux exigences de la catégorisation des ressources énoncée dans le Règlement 43-101.

En 1985, Pierre Labrecque travaillant pour Uniquartz Inc. (GM 42388), a révisé la réserve indiquée du dépôt Langis à 25,5 millions de tonnes à des teneurs moyennes de 0,12% en Fe_2O_3 et 0,41% en Al_2O_3. Cette ressource est de nature historique et ne répond pas aux exigences de la catégorisation des ressources énoncées dans le Règlement 43-101. Il n'y a aucune mention de la teneur en SiO_2.

Il convient de noter que l'estimation a été effectuée avant l'adoption des normes actuelles énoncées dans le Règlement 43-101 et par conséquent les résultats ne peuvent être invoqués. Les ressources indiquées énoncées sont probablement semblables aux normes en vigueur pour les ressources indiquées.

15.0 ESTIMATION DES RÉSERVES MINÉRALES

Cette section ne s'applique pas au présent mandat du projet Langis.

16.0 MÉTHODE D'EXPLORATION MINIÈRE

Cette section ne s'applique pas au présent mandat du projet Langis.

17.0 MÉTHODES DE RÉCUPÉRATON

17.1 DESCRIPTION DU PROCÉDÉ

Cette section ne s'applique pas au présent mandat du projet Langis.

18.0 INFRASTRUCTURE DU PROJET

Cette section ne s'applique pas au présent mandat du projet Langis.

19.0 ÉTUDE DE MARCHÉ ET CONTRATS

Cette section ne s'applique pas au présent mandat du projet Langis.

20.0 ÉTUDES ENVIRONNEMENTALES, PERMIS ET IMPACT SOCIAL

Cette section ne s'applique pas au présent mandat du projet Langis.

21.0 COÛTS D'INVESTISSEMENT ET D'EXPLOITATION

Cette section ne s'applique pas au présent mandat du projet Langis.

22.0 ANALYSE ÉCONOMIQUE

Cette section ne s'applique pas au présent mandat du projet Langis.

23.0 PROPRIÉTÉS ADJACENTES

Un groupe de cinq titres d'exploration (claims), adjacents à l'ouest de la Propriété Langis, est détenu par la société privée 9285-3696 Québec Inc. Un groupe de sept claims adjacents localisé à l'est de la propriété Langis est détenu par plusieurs propriétaires.

Deux claims de ce dernier groupe sont la propriété de Kevick Lavergne-Rousseau. L'ancienne carrière de silice Tessier est située sur ces deux claims. Un programme de forage mené par Uniquartz Inc. en 1981 a permis le calcul d'un historique, non conforme au règlement 43-101, d'une ressource estimée à 5,3 Mt de silice (la teneur en silice n'y figure pas) et contenant 0,12% de Fe_2O_3 et 0,73% de Al_2O_3 sous forme d'impuretés. Ce dépôt se trouve à 800 m à l'est de la frontière de la Propriété Langis.

La Propriété Colline Tortue est située à 4,3 km à l'est de la Propriété Langis. Elle se compose de neuf titres d'exploration contigus et détenus par une société privée 9285-3696 Québec Inc. Un programme de travaux mené en 1981 par Uniquartz Inc., comprenant la cartographie géologique, l'échantillonnage et le forage d'exploration (trois DDH pour 224,3 m) a permis le calcul d'un historique, non conforme au règlement 43-101, d'une ressource estimée d'environ 96 Mt de silice (la teneur en silice n'y figure pas).

Dans les deux cas, Tessier et Colline Tortue, aucune personne qualifiée n'a vérifié l'information historique des ressources.

24.0 AUTRES DONNÉES OU INFORMATIONS PERTINENTES

Aucune information supplémentaire n'est jugée pertinente à ce rapport.

25.0 INTERPRÉTATION ET CONCLUSIONS

25.1 GÉOLOGIE

La cartographie géologique et l'historique du forage d'exploration ont décrit un grand lobe de grès inférieur blanc fortement siliceux de la formation de Val-Brillant, une partie du Groupe de Chaleurs, s'étendant sur une superficie de 250 - 400 m de largeur par 1,2 km de longueur sur la Propriété Langis de CMI.

L'historique des forages d'exploration et les analyses géochimiques et physiques ont démontré le potentiel économique de plus de 25 Mt de sable de silice au dépôt Langis.

En conséquence, le CMI a décidé qu'une étude de caractérisation destinée à définir les attributs physiques et géochimiques du grès inférieur blanc ciblé serait la première étape nécessaire pour identifier le potentiel économique du projet de silice Langis. Par conséquent, Genivar a supervisé un programme de forage de neuf trous à Langis (456 m au total). Trois de ces trous de forage représentatifs ont été prélevés et analysés. Les trois trous ont accueilli les intersections de forage suivantes:

- PL-13-01: 98,65% en SiO_2 sur 30,28 m (incluant 98,69% en SiO_2 sur 28,95 m)
- PL-13-02: 98,70% en SiO_2 sur 41,2 m
- PL-13-05: 98,22% en SiO_2 sur 27,0 m (incluant 99,10% en SiO_2 sur 22,0 m)

Ces intersections ont été envoyées au laboratoire CTMP, en utilisant le protocole d'échantillonnage expliqué dans les sections 9.0 et 10.0, pour des analyses géochimiques et pour définir les caractéristiques physiques.

Les six autres trous ont été identifiés mais restent non échantillonnés. Ils démontrent des intersections très siliceuses similaires avec des épaisseurs similaires aux trois trous de forage échantillonnés. S'ils sont échantillonnés et analysés en utilisant les mêmes procédures, un tonnage présumé de la ressource de sable de silice pourrait être calculé.

25.2 MÉTALLURGIE

Les essais en laboratoire conduit par CTMP ont fourni des informations de base sur les propriétés chimiques, physiques et thermiques du dépôt Langis. Cette étude de caractérisation démontre le potentiel du grès de silice de haute pureté qui peut être adéquat pour plusieurs utilisations finales.

Les impuretés contenues dans les échantillons de carottes fournis sont d'environ 1%, avec une teneur en silice de 98,55% et une perte au feu de 0,36%. Une fois corrigée pour la perte au feu engagée dans des applications de silice à haute température, la moyenne des teneurs en silice sont de 98,95%. Les essais au choc thermique révèlent également que ce matériau a une forte cimentation, ce qui convient pour les applications de silice dans des fours à haute température.

Le déschlammage et le lavage par attrition peuvent produire un sable de silice ayant des teneurs moyennes de 99,56% en SiO_2, 0,03% en Fe_2O_3, 0,16% en Al_2O_3 et 0,03% en TiO_2.

La séparation magnétique à haute intensité peut éliminer une très petite portion du matériel magnétique. Cependant, il n'y a pas de réduction significative dans la concentration de Fe_2O_3 et des autres impuretés.

Les caractéristiques physiques du sable de silice en ce qui concerne la distribution granulométrique, l'indice de finesse moyen (AFS), le coefficient d'uniformité, la rondeur, la sphéricité et la résistance à l'impact ont été rapportés.

La méthode d'analyse par fluorescence des rayons-x a été utilisée pour fournir les concentrations estimées des impuretés d'oxyde et des éléments en traces. La teneur en SiO_2 a été calculée à partir de la somme des résultats analysés. Il s'agit d'un procédé d'analyse normale pour un dépôt de silice tel que Langis et a été utilisé comme un indicateur pour l'objectif de cette étude de caractérisation. Cependant, il y a des incertitudes relatives avec laquelle cette méthode a été utilisée pour déterminer ces faibles niveaux d'impuretés. En tant que tel, il serait intéressant de confirmer la pureté de cette silice avec des procédures plus précises.

Basé sur ces résultats, le dépôt de silice Langis peut être une source potentielle pour la production de ferrosilicium ainsi que d'agent fondant pour la fusion des métaux de base. Il est dans l'intention du CMI de faire progresser le projet basé sur des tests pilotes de mise à l'échelle pour le ferrosilicium.

26.0 RECOMMANDATIONS

La quantité et la teneur potentielles de matériaux de silice dans la Propriété est compris entre 15 et 28 millions de tonnes à 98,1% à 99,2% de SiO_2 en fonction des hypothèses d'une densité de 2,65, d'une étendue longitudinale de 600 à 800 m, d'une largeur de 275 à 325 m et d'une épaisseur de 30 à 40 m. Il convient de noter que la quantité et la teneur potentielles sont hypothétiques, qu'il n'y a pas eu suffisamment d'exploration pour définir une ressource minérale et qu'il est incertain si d'autres travaux d'exploration résulteront dans la zone décrite comme une ressource minérale.

Il est de l'avis des auteurs que des dépenses supplémentaires sont justifiées afin de faire avancer le projet au niveau de l'évaluation économique. Le programme de travail recommandé comprend les éléments suivants:

- La délimitation du dépôt au niveau des ressources minérales indiquées, incluant l'analyse géochimique des six trous restants, le forage et l'analyse géochimique des dix trous supplémentaires (carotte de diamètre NQ), et l'octroi du permis et le découpage. Le coût de ce programme est estimé de 120 000$ et 140 000$;

- La validation du dépôt de silice pour la production de ferrosilicium en testant des échantillons en vrac avec des clients potentiels. Les quantités d'échantillons en vrac varieraient en fonction des besoins des clients. Le coût de la collecte de ces échantillons est estimé de 50 000$ à 100 000$;

- L'établissement d'une étude économique pour les opérations d'extraction. Le coût de ces travaux est estimé à 60 000$.

Le coût total pour ces dépenses recommandées est entre 230 000$ et 300 000$.

27.0 RÉFÉRENCES

Béland, J., 1960, Rapport préliminaire sur la Région de Rimouski – Matapedia, Districts Électoraux de Rimouski, Matapedia, Bonaventure et Matane; Ministère des Mines du Québec; RP #430.

Brisebois, Daniel, et Morin, Claude, 2004, Stratigraphie du Synclinorium de Connecticut Valley – Gaspé de l'Ouest de la Gaspésie, Géologie Québec, ET 2003-01.

Carte Géologique, Péninsule de la Gaspésie, 22A, 22B, 22G, 22H, et 21O, 1 :250,000, Ministère des Ressources Naturelles, DV 91-21.

Hebert, Yves, 1999, Rapport des Travaux de Prospection, Cible C98-06, Étude de la Silice du Val-Brillant; MRN – Geoinformation, GM 57849.

Labreque, Pierre C., (Geo-Auscultex international ltée.,) 1985, Rapport sur la silice de Matane, Cantons Langis, Tessier, et Cuoq, Comte de Matane, Québec; for Uniquartz Inc., Ministère de l'Énergie et des Ressources; GM 42388.

Lajoie, J. R., 1961, The Origine of the Val-Brillant and Sayabec Formations; unpublished M. Sc. Thesis, McGill University.

Marleau, R. A., 1979, The Val-Brillant Sandstone, Matane Cty, P. Q., A comparative study in regard to other commercial silica/sands of northeastern America;, Ministère de l'Énergie et des Ressources, GM 36008.

Marleau, R. A., 1983 (Services Géotechniques Shickshocks Inc.), Rapport sur la Silice de Matane; Cantons de Langis, Tessier, & Cuoq, Cmte de Matane, Québec; for Uniquartz Inc., Ministère de l'Énergie et des Ressources, GM 40477.

Metriclab (1980) Inc., 1988, Résultats d'analyses/Assay report; for Uniquartz Inc., GM 45933.

Ollerenshaw, N. C., 1967, Geological Report 121 – Cuoq – Langis Area, Matane and Matapedia Counties; Québec Department of Natural Resources, RG 121.

Slivitsky, Anne, St. Julien, Pierre, Lachambre, Gaetan, 1991, Synthèse géologique du Cambro-Ordovicien du nord de la Gaspésie; ET 88-14.

Jacob, Henri-Louis, 2000, Les Ressources Québécoises en Silice, ET 99-04

Dumont, Michel, 2006, Canadian Minerals Yearbook, Silica/Quartz

Dolley, Thomas P., 2011, USGS Minerals Yearbook, Silica

McLaws, I.J., 1971, Uses and Specifications of Silica Sand, 71-4

McLaws, I.J., 1980, Silica Sands in the Fort McMurray area, Alberta, Economic Geology Report 6

Zayed, A.M., 2010, Review on the Current Quality Standards of Quartz and Silicon Feedstock for High-Tech Industries

O'Driscoll, Mike, 2012, Frac Sand Frenzy, Focus of Supply and Demand for Hydraulic Fracturing Sand

Kullman, John, 2011, The Complicated World of Proppant Selection

Dawson, M., Silica Sand Foundry Requirements and Classification

28.0 ATTESTATION DES PERSONNES QUALIFIÉES

Je, John D. Charlton, P. Geo., de Saint-Lazare, Québec atteste par la présente:

- Je suis Directeur Mines et Géologie chez GENIVAR Inc. situé au 1600 boul. René-Lévesque, 16^{e} étage, Montréal, Québec H3H 1P9.
- Ce certificat s'applique au rapport technique intitulé Étude de caractérisation de la silice du dépôt Langis (le "Rapport Technique").
- Je suis diplômé de l'Université de Western Ontario (1973). Je suis membre en règle de l'Ordre des Géologues du Québec (OGQ # 0443). Mon expérience pertinente comprend 38 années d'expérience en exploration et en exploitation, notamment dans la révision du projet de minerai de fer Hope's Advance d'Oceanic Iron Ore Corp. Je suis une «personne qualifiée» aux fins de la Norme canadienne 43-101 (la "Norme").
- Ma plus récente inspection du dépôt a été le 14 août 2013.
- Je suis responsable de toutes les sections terminées du rapport technique.
- Je suis indépendant de Les Métaux Canadiens Inc. tel que défini dans la section 1.5 de la Norme.
- Je n'ai pas d'engagement antérieur auprès de la Propriété qui fait l'objet de ce rapport technique.
- J'ai lu la Norme et les sections du Rapport Technique sous ma responsabilité et elles ont été préparées en conformité avec la Norme.
- En date de la présente attestation, au meilleur de ma connaissance, d'information et de conviction, les sections du Rapport Technique sous ma responsabilité contiennent toutes les données scientifiques et techniques qui sont tenues d'être divulguées afin de ne pas fausser le Rapport Technique.

Signé et daté en ce 6^{e} jour de décembre 2013 à Montréal, Québec.

John D. Charlton, P. Geo.
Directeur, Mines et Géologie
GENIVAR Inc.

REÇU AU MRNF
27 DEC. 2013
DIRECTION DES TITRES MINIERS

1375257

GENIVAR

Je, Mireno Dhe Paganon, ing., de Kirkland, Québec atteste par la présente:

- Je suis Ingénieur de Procédés chez GENIVAR Inc. situé au 1600 boul. René-Lévesque, 16e étage, Montréal, Québec H3H 1P9.
- Ce certificat s'applique au rapport technique intitulé Étude de caractérisation de la silice du dépôt Langis (le "Rapport Technique").
- Je suis diplômé en ingénierie métallurgique de l'Université McGill de Montréal, Québec (1991). Je suis membre en règle de l'Ordre des Ingénieurs du Québec (OIQ #118862). Mon expérience pertinente comprend 22 années en ingénierie de procédés en traitement du minerai, du sable et des agrégats, des industries chimiques, alimentaires et pharmaceutiques. Je suis une «personne qualifiée» aux fins de la Norme canadienne 43-101 (la "Norme").
- Je n'ai pas visité le site du projet.
- Je suis responsable de la section 13.0 et en partie des sections 1.0, 11.0, 12.0, 25.0 et 26.0.
- Je suis indépendant de Les Métaux Canadiens Inc. tel que défini dans la section 1.5 de la Norme.
- Je n'ai pas d'engagement antérieur auprès de la Propriété qui fait l'objet de ce rapport technique.
- J'ai lu la Norme et les sections du Rapport Technique sous ma responsabilité et elles ont été préparées en conformité avec la Norme.
- En date de la présente attestation, au meilleur de ma connaissance, d'information et de conviction, les sections du Rapport Technique sous ma responsabilité contiennent toutes les données scientifiques et techniques qui sont tenues d'être divulguées afin de ne pas fausser le Rapport Technique.

Signé et daté en ce 6e jour de décembre 2013 à Montréal, Québec.

OIQ 118862 DEC 6, 2013

Mireno Dhe Paganon, ing.
Ingénieur de procédés
GENIVAR Inc.

REÇU AU MRNF
27 DÉC. 2013
DIRECTION DES TITRES MINIERS

1375257

Annexe A

RAPPORT DE LABORATOIRE DU CTMP

Centre de technologie minérale et de plasturgie inc. (CTMP)
671, boulevard Frontenac Ouest, porte 7C
Thetford Mines (Québec) G6G 1N1
Téléphone : (418) 338-6410 Télécopieur : (418) 338-9584
ctmp@cegepth.qc.ca – www.ctmp.ca

RAPPORT D'ANALYSE

Projet :	**Silica Matane (Langis) - Canadian Metal (CME)**
Numéro proposition :	**R-5030 & R-5136**
Client :	Canadian Metals 1200, avenue Mc Gill College, bureau 1240 Montréal (Québec) Canada H3B 4G7 Att : M. Stéphane Leblanc
Personne contact :	Mireno Dhe Paganon / Claire Hayek (GENIVAR Inc.)
Représentant du CTMP :	Alexandre-Sacha Leblond / Mathieu Brousseau
Date :	27/11/2013

Table des matières

1. Demande du client 1

2. Méthodes de travail utilisés par le CTMP 2

Phase 1 : Analyse géochimique 2

Préparation préliminaire des échantillons : 2

Préparation des pastilles d'analyse : 4

Analyse géochimique : 7

Phase 2 : Caractérisation physique de la silice 10

Séparation et récupération de la silice : 10

Détermination du temps de contact à l'attriteur : 10

Purification de la silice par des étapes de traitement successives: 12

Phase 2 : Analyse de sphéricité et de rondeur 13

Analyse de sphéricité et de rondeur avant concassage et broyage 13

Analyse de sphéricité et de rondeur après purification de la silice 13

Phase 3 : Essai de résistance thermique de la silice 14

Traitement thermique des échantillons 14

Choc mécanique et perte au feu: 14

Phase 4 : Essai pour sable de fractionnement (norme Frac Sand API 19C) 15

Essai de résistance à l'écrasement (Crush resistance test) : 16

Essais autres pour le sable de fractionnement : 16

3. Résultats 17

Phase 1 : Analyse géochimique 17

Résultats des oxydes majeurs 17

Résultats des métaux en traces 19

Résultats des triplicatas : 21

Phase 2 : Caractérisation physique de la silice 25

Détermination du temps de contact à l'attriteur 25

Purification de la silice par des étapes successives de traitement 25

Résultats de l'analyse de sphéricité et de rondeur avant et après concassage et broyage (norme Frac Sand API 19C): 35

Phase 3 : Essai de résistance thermique de la silice 36

Résultats essai choc thermique: 36

Résultats perte au feu: *37*

Phase 4 : Essai pour sable de fractionnement 37

4. Conclusions 38

5. Signatures 39

Annexe

Annexe A: Données des essais d'analyses géochimiques

A.1 : Analyse géochimque - Oxydes majeurs

A.2 : Analyse géochimque - Métaux en traces

A.3 : Analyse géochimque - Triplicatas oxydes majeurs

A.4 : Analyse géochimque - TriplicatasMétaux en traces

Annexe B: Données des essais de caractérisation physique

B.1 : Matériel Concassé

B.2 : Matériel d'alimentation de la chaîne de traitement, -600µm

B.3 : Produit du premier lavage, -600µm,+106µm

B.4 : Produit de l'attrition de 5 min, +106µm

B.5 : Produit non-magnétique

B.6 : Produit de l'attrition +106µm – Incidence du temps de contact

B7 : Compositions chimiques XRF aux différentes étapes de traitement

B8 : Distribution et récupération des oxydes aux différentes étapes

B9 : Compositions chimiques XRF pour différents temps d'attrition

Annexe C: Données des essais de sphéricité et de rondeur

C.1 : Analyse produit Attrité 10 min. envoi #3 avant WHIMS 20/40

C.2 : Analyse produit Attrité 10 min. envoi #3 avant WHIMS 30/50

C.3 : Analyse produit Attrité 10 min. envoi #3 avant WHIMS 40/70

C.4 : Analyse produit Non-magnétique attrité 5 min. après WHIMS 20/40

C.5 : Analyse produit Non-magnétique attrité 5 min. après WHIMS 30/50

C.6 : Analyse produit Non-magnétique attrité 5 min. après WHIMS 40/70

C.7 : Analyse produit Traitement thermique avant concassage attrité 5 min.20/40

C.8 : Analyse produit Traitement thermique avant concassage attrité 5 min.30/50

C.9 : Analyse produit Traitement thermique avant concassage attrité 5 min.40/70

C.10 : Analyse sphéricité et rondeur - Sommaire des résultats

Annexe D: Données des essais de choc thermique

D.1 : Essai de choc thermique (Norme SKW) - Résistance au choc thermique & perte au feu

Annexe E: Données des essais de résistance à l'écrasement

E.1 : Essai de résistance à l'écrasement - Résultats & calculs

Annexe F: Composition du matériel de référence BRSTG2

1. Demande du client

Canadian Metal (CME) entend exploiter un dépôt de silice localisé au sud de Matane afin de produire un grade dont la qualité lui permettra de se qualifier pour des utilisations dans l'industrie du verre, en fonderie, en transformation de ferrosilicium ou comme sable de fracturation.

Genivar agit comme aviseur technique auprès de CME pour le projet Langis. CME a mandaté le Centre de technologie minérale et de plasturgie inc. (CTMP) pour réaliser la caractérisation du dépôt Langis et d'évaluer le potentiel de purification de la silice.

2. Méthodes de travail utilisés par le CTMP

Phase 1 : Analyse géochimique

Préparation préliminaire des échantillons :

Pour les analyses géochimiques, 48 sacs numérotés ont été expédiés par le client. Les 48 échantillons ont été préparés individuellement par les étapes suivantes :

Les échantillons ont été concassés individuellement au concasseur à mâchoire :

- Marque : Denver
- Modèle : Crusher
- Dimension : 3¼''x4½''

Produit : granulats de 5-10 mm



Photo #01 – Concasseur à mâchoire Denver

La totalité du matériel concassé à l'étape précédente a été concassé une deuxième fois au concasseur giratoire :

- Marque : Denver
- Modèle : Gyratory crusher
- Dimension : 12''

Résultat : granulats de 0-5 mm



Photo #02 – Concasseur giratoire Denver

La totalité du produit de l'étape précédente a été concassé individuellement une troisième fois au concasseur à rouleaux :

- Marque : Denver
- Modèle : Roll crusher
- Dimension : 10''x6'' Rolls

Résultat : granulats de 1000-500 µm



Photo #03 – Concasseur à rouleaux Denver

Préparation des pastilles d'analyse :

Pour les 48 échantillons, des pastilles d'analyses ont été préparées pour les analyses géochimiques par fluorescence X (XRF). Deux types de pastilles ont été préparés :

- Pastilles fusionnées pour les oxydes majeurs;
- Pastilles pressées pour les métaux en traces.

Voici les étapes de préparation :

Les produits de l'étape préliminaire ont été séparés dans un séparateur (splitter) et ensuite pulvérisés (±50g) à 600µm :

- Marque : Retsch
- Modèle : PM400

Résultat : particules de 75µm et moins



Photo #04 – Pulvérisateur Retsch

Les échantillons sont ensuite chauffés dans un four à 1000°C durant une heure pour effectuer une perte au feu :

- Marque : Lindberg Blue M
- Modèle : Box furnace



Photo #05 – Four Linberg Blue M – Box Furnace

Pour produire les pastilles fusionnées, un échantillon de poudre pulvérisé préalablement brassé (0,6g) a été prélevé. Ensuite, 6g de fondant (50% borate de lithium, 50% métaborate de lithium) a été ajouté. Ce mélange a été fusionné 20 minutes au Fluxeur :

- Marque : Claisse
- Modèle : M4-30 Gas fusion

Produit : pastilles fusionnées utilisées au XRF pour les oxydes majeurs

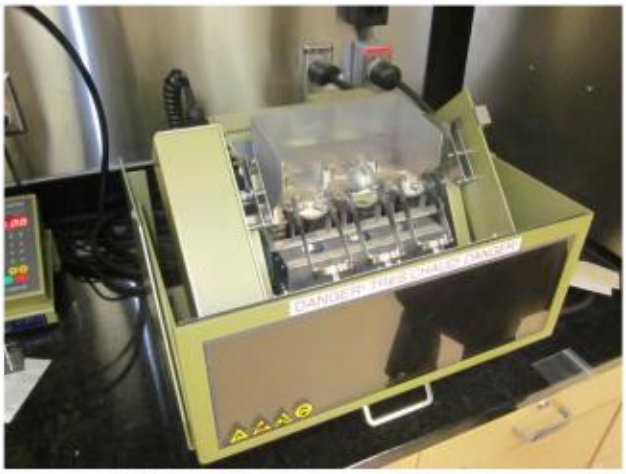


Photo #06 – Fluxeur Claisse M4-30 Gas fusion



Photo #07 – Pastille fusionnée

Pour produire les pastilles pressées, un échantillon de poudre pulvérisé préalablement homogénéisé (8g) a été prélevé, puis mélangé à 2g de liant (Cereox). Ce mélange a été pressé sur une presse de 12 tonnes pendant une minute :

- Marque : Craver
- Modèle : 4350.L

Produit : pastilles pressées utilisées au XRF pour les métaux en trace.



Photo #08 – Presse 12T Carver 4350.L



Photo #09 – Pastille pressée

Analyse géochimique :

Pour les 48 échantillons, les deux types de pastilles ont été analysés au XRF (Fluorescence à rayon X) :

- Marque : Bruker
- Modèle : S8 Tiger
- Type : WDXRF (Wavelenth dispersive)
- Puissance : 4 kW



Photo #10 – XRF Bruker S8 Tiger

Les résultats de ces analyses nous permettent de quantifier la teneur en métal totale dans le minerai. L'appareil convertit automatiquement par calcul cette teneur élémentaire en teneur en oxyde majeur et en métaux en trace. À titre d'exemple, le fer (Fe) est convertit en sa forme la plus abondante : l'hématite (Fe_2O_3). S'il y a de la magnétite (Fe_3O_4) en présence, celle-ci a été ramené sous forme hématite.

La procédure utilisée pour vérifier l'appareil XRF avant une analyse sur l'étendue en concentrations d'oxydes majeurs de 0,01 à 100% a été développée par Bruker. Tel qu'indiqué dans les deux tableaux suivants, avec la courbe de calibration et les standards de calibration actuels, les seuils de détection sont au mieux de 0,01%.

Tableau: Seuil de détection des oxydes majeurs

Oxyde	Étendue	
	Min. (%)	Max. (%)
Na_2O	0,02	11,00
MgO	0,02	100,00
Al_2O_3	0,04	90,00
SiO_2	0,4	100,00
P_2O_5	0,01	20,00
SO_3	0,05	55,00
K_2O	0,05	15,00
CaO	0,02	100,00
TiO_2	0,01	8,00
MnO	0,01	0,80
$Fe_2O_{3\,(t)}$	0,01	40,00

Tableau: Seuil de détection des éléments traces

Élément / composé	Teneur	
	Min (ppm)	Max (ppm)
Sc	1,6	60
V	1,4	340
Cr	3,3	24000
Co	2,2	700
Ni	1,5	2640
Cu	4,7	5400
Zn	3,8	1310
Ga	0,7	400
As	2,9	330
Rb	0,9	1300
Sr	0,9	1650
Y	6,5	800
Zr	4,9	550
Nb	0,6	700
Mo	1	700
Sn	3,1	1300
Sb	1,7	122
Cs	4,7	260
Ba	5	4000
La	5,2	1340
Ce	4	2230
Pb	1,5	5500
Th	12,6	1003
U	1,5	650

Les standards utilisés sont des matériaux de référence certifiée (MRC). La méthode utilisée consiste à vérifier l'état de l'appareil avec le standard de vérification BRSTG2 (voir composition et tolérance en Annexe F). Ensuite, avant chaque série de tests XRF, la dérive de la courbe de calibration a été vérifiée avec trois standards de contrôle de qualité : QC_GEOMAJ-01, QC_GEOMAJ-02 et QC_GEOMAJ-03. Les concentrations de ces échantillons témoins sont fournies dans le tableau qui suit. Une tolérance visée pour chaque élément doit être rencontrée afin de pouvoir passer à l'analyse des échantillons.

Tableau: Composition des témoins MRC de calibration

	QC_GEOMAJ-01	QC_GEOMAJ-02	QC_GEOMAJ-03
Oxyde :	Rock	Feldspar	Sillimanite
SiO2	64.890	29.208	34.840
Al2O3	16.567	8.035	58.800
TiO2	0.823	0.411	1.830
Fe2O3	4.857	4.619	2.060
Mn3O4	0.092	0.440	0.030
CaO	2.542	31.613	0.140
MgO	0.864	18.900	0.100
Na2O	3.149	2.023	0.050
K2O	5.320	4.032	0.180
P2O5	0.370	0.088	0.100
SO3	0.062	T	0.070
SUM	99.42	99.37	98.20
L.O.I.	2.82	31.8	0

Pour valider la courbe de calibration sur le bas de la courbe, l'échantillon MRC GEOMAJ-15 a été utilisé. L'échantillon GEOMAJ-06 a été sélectionné en début de projet comme témoin représentatif de la silice brute et a permis de confirmer la précision d'analyse. La composition de ces deux témoins est fournie au tableau qui suit.

Tableau: Composition des standards MRC

	GEOMAJ-15	GEOMAJ-06
Oxyde :	Silica	Sediment
SiO2	99.880	91.526
Al2O3	0.036	2.924
TiO2	0.017	0.216
Fe2O3	0.012	3.974
Mn3O4	T	0.134
CaO	0.006	0.721
MgO	T	0.124
Na2O	T	0.041
K2O	0.005	0.134
P2O5	T	0.062
SO3	T	0.021
SUM	99.96	99.88
L.O.I.	0.1	2.88

Des 48 échantillons (96 pastilles), six échantillons ont été effectués en triplicata afin d'évaluer la répétabilité des manipulations décrites à la section 2 et de mesure du XRF.

L'erreur de mesure sur les 18 pastilles fusionnées et 18 pastilles pressées est présentée aux pages 20 à 22.

Phase 2 : Caractérisation physique de la silice

Séparation et récupération de la silice :

Pour chaque carotte, les sacs d'échantillons pour les essais ont été mélangés, donnant trois échantillons. Chacun de ces échantillons a été concassé et broyé suivant la même méthode qu'en Phase 1. Ceux-ci ont été divisés en deux : une moitié pour les essais de caractérisation physique et l'autre moitié pour en réserve.

La portion retenue pour les essais de caractérisation physique a été mélangée et ensuite divisée en sacs de 2 kg pour être soumis aux étapes de traitement suivantes.

Détermination du temps de contact à l'attriteur :

Le temps optimum d'attrition a été déterminé à partir de l'échantillon 3.

- Prendre deux sacs et les tamiser à sec sur le tamis Gilson de 30 mesh (600µm).



Photo #11 – Tamis Gilson

- Laver le -600 µm pendant 5 minutes à l'eau sur un tamis Sweco 150 mesh (106 µm).



Photo #12 – Tamis Sweco

- Filtrer (Whatman 114, 25 µm) le contenu de chaque chaudière sur une plaque syphon et ensuite sécher et peser séparément les fractions retenues et passantes;



Photo #13 – Plaque filtrante

Du matériel passant 600 µm et retenu 106 µm (-600, +106 µm), réserver la masse requise de silice pour quatre essais d'attrition. Avec le matériel excédentaire, effectuer la distribution granulométrique et pulvériser le reste au Retsch pour analyse XRF;

- Pulvériser au Retsch la totalité de la fraction passante 100 µm et analyser au XRF;

- Séparer en quatre le matériel passant 600 µm et retenu 100 µm (-600, +106 µm) pour quatre essais d'attrition indépendants;

- Préparer le mélange de pulpe 75% s/s (i.e. 950g de silice dans 320g d'eau) totalisant un volume de pulpe de 750 ml dans le contenant rectangulaire de 1 litre;

- Mélanger avec l'appareil de flottation Metso à 1000 rpm avec l'hélice marine pendant différents temps de contact : 1, 3, 5 et 10 min, indépendamment.



Photo #14 – Cellule d'attrition Metso

On a procédé à un second lavage à l'eau pendant 1 minute sur un petit tamis 150 mesh (106µm) disposé sur une plaque syphon. Les fractions retenues sur la toile et sur le filtre (Whatman 114, 25 µm) ont été séchées et pesées. Un sous-échantillon représentatif de la fraction retenue sur la toile a été analysé pour la granulométrie et le reste a été pulvérisé au Retsch avant d'être passé au XRF. La fraction récupérée sur le filtre a été entièrement pulvérisée puis analysée au XRF.

Purification de la silice par des étapes de traitement successives:

Un temps d'attrition optimal de 5 minutes a été établi en 1.1. Les envois 1 et 2 ont été traités suivant la même procédure. La totalité de chaque envoi a été traitée suivant les étapes 1 à 8 décrites précédemment, sauf l'étape 7 qui consistait en une série d'attritions de 5 minutes.

Ensuite, pour enlever les oxydes de fer, le produit lavé retenu à 106µm a été repulpé et passé dans un séparateur magnétique humide à haute intensité (WHIMS) Outotec (modèle 3x4L). À 30% s/s, la pulpe s'écoulait bien sur un lit de billes d'acier AISI 420-C de ½ po. Avec cette taille de billes et un courant de 5.9 ampères, un champ magnétique d'environ 20 kGauss a été généré.



Photo #15 – Séparateur magnétique WHIMS

Chaque fraction a ensuite été filtrée (Whatman 114, 25 µm), séchée puis pesée. Un sous-échantillon représentatif de la fraction non-magnétique a été analysé pour la granulométrie et un autre échantillon a été pulvérisé au Retsch avant d'être passé au XRF. La fraction magnétique a été entièrement pulvérisée puis analysée au XRF.

Phase 2 : Analyse de sphéricité et de rondeur

Analyse de sphéricité et de rondeur avant concassage et broyage

Des morceaux de carottes ont été prélevés aléatoirement et passés au four à 1000°C pendant 15 minutes (Four Lindberg Blue M, Box furnace). Ensuite, les morceaux ont été refroidis dans l'eau pendant environ 2 heures.



Photo #16 –Échantillons à 1000°C



Photo #17 –Échantillons sortie du four

Les particules ont été libérées à l'aide de légers chocs mécaniques. Le produit a été attrité pendant 5 minutes, tamisé et séparé en fractions suivantes :

- -20/+40 mesh;
- -30/+50 mesh;
- -40/+70 mesh.

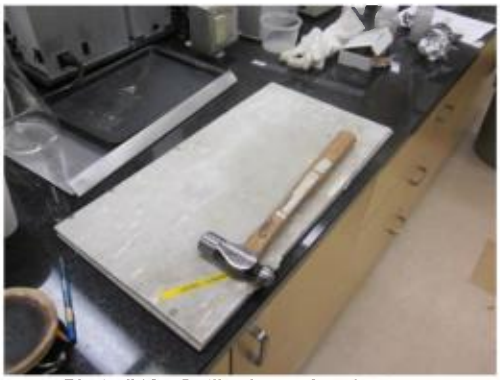


Photo #18 –Outils choc mécanique



Photo #19 –Libération des particules

Pour chacune de ces fractions, des photographies par microscopie optique ont été prises pour analyser la rondeur et la sphéricité des particules.

Analyse de sphéricité et de rondeur après purification de la silice

Pour cette analyse, nous avons prélevé nos échantillons dans le produit non-magnétique attrité 5 minutes après la séparation magnétique de l'envoi #1 et #3.

Les deux échantillons ont été tamisés individuellement et séparés en fractions suivantes :

- -20/+40 mesh;
- -30/+50 mesh;
- -40/+70 mesh.

Pour chacune de ces fractions de l'envoi #1 et #3, des photographies par microscopie optique ont été prises pour analyser la rondeur et la sphéricité des particules.

Phase 3 : Essai de résistance thermique de la silice

Traitement thermique des échantillons

Pour l'essai de résistance thermique de la silice, 12 échantillons ont été expédiés par le client. Trois de ces échantillons sont des blocs de surface de 4 pouces cube de dimension. Les 9 autres sont des sections de carottes de forage d'environ 2 pouces de diamètre et 4 pouces de long.

Les 12 échantillons ont été insérés individuellement dans un four à 1000°C pour une durée entre 20 et 50 minutes et, ensuite, refroidis à l'air ambiant. Le four utilisé est :

- Marque : Lindberg Blue M
- Modèle : Box furnace



Photo #20 – Four Linberg Blue M – Box Furnace

Choc mécanique et perte au feu:

Un calcul de poids a été fait avant et après le traitement thermique au four. La perte au feu a été calculée avec ces données.



Photo #21 –Échantillon section de carotte à 1000°C



Photo #22 –Échantillon section de carotteen refroidissement

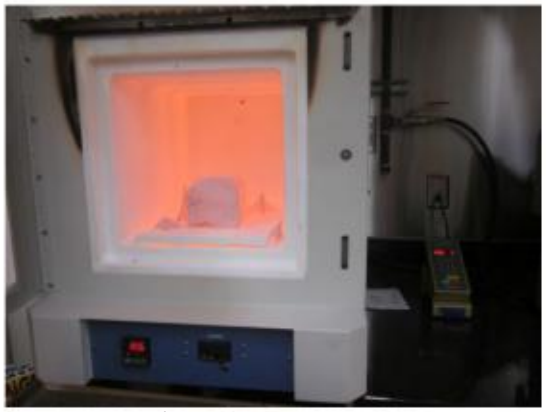


Photo #23 –Échantillon de surface à 1000°C



Photo #24 –Échantillon de surface en refroidissement

Chaque échantillon a subi un léger choc mécanique manuel. Ensuite, l'échantillon a été passé au tamis 12.5 mm afin de calculer le pourcentage de particules passantes pour l'analyse de l'essai.

Phase 4 : Essai pour sable de fractionnement (norme Frac Sand API 19C)

Suite aux analyses de rondeur et de la sphéricité, les fractions ayant les meilleurs résultats sont sélectionnées pour l'essai de résistance à l'écrasement.

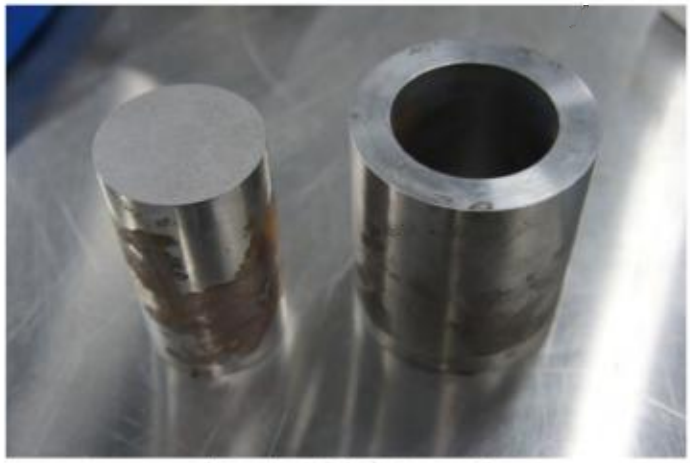


Photo #25 – Cellule de compression

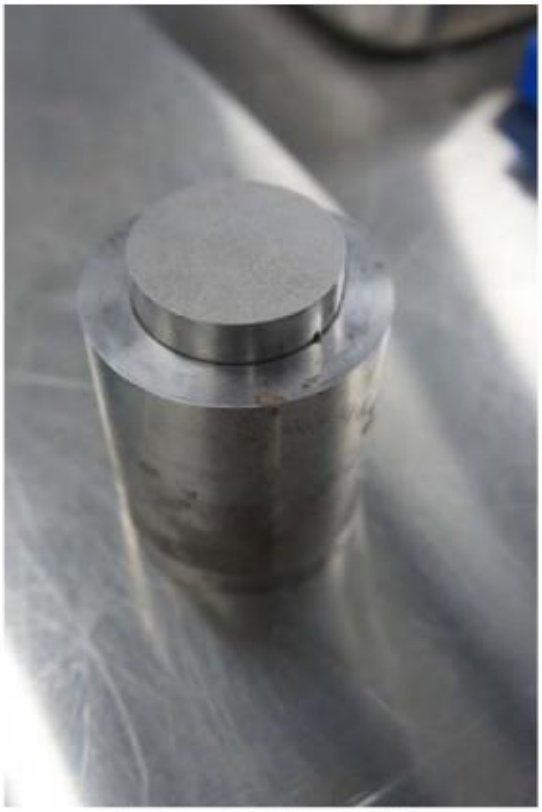


Photo #26 – Cellule de compression



Photo #27 –Presse hydaulique

Essai de résistance à l'écrasement (Crush resistance test) :

Les fractions 20/40 et 30/50 du produit non-magnétique attrité 5 minutes de l'envoi #3 ont été testées sur une presse hydraulique. La pression a été augmentée par étapes successives de 4000 psi à 8000 psi avec des intervalles de 1000 psi. Après chaque essai, un tamisage a été effectué pour calculer le pourcentage de particules broyées passant sur le tamis inférieur de la fraction testée.

Essais autres pour le sable de fractionnement :

Les tests suivant l'essai de résistance à l'écrasement ont été annulés, puisque les résultats de l'essai de résistance à l'écrasement étaient négatifs.

3. Résultats

L'analyse suivante est faite en fonction des données brutes de laboratoire présentes dans les annexes A à E.

Phase 1 : Analyse géochimique

Résultats des oxydes majeurs

Les valeurs suivantes ont été obtenues à partir des analyses XRF des pastilles fusionnées. Les résultats sont en **annexe A**.

Tableau 1 : Analyse d'oxydes majeurs pour les 18 échantillons

Échantillons	SiO_2 (%)	MgO (%)	CaO (%)	Fe_2O_3 (%)	Al_2O_3 (%)	MnO (%)	Na_2O (%)	K_2O (%)	TiO_2 (%)	SO_3 (%)	P_2O_5 (%)	P.A.F. (%)	Total Traces (%)	Total (%)
P179751	76,67	4,43	6,30	0,69	0,73	0,02	0,05	0,04	0,05	0,37	0,01	9,72	0,03	99,10
P179752	98,15 a	0,16	0,07	0,31	0,67	0,01	0,03	0,16	0,04	< 0,01	0,01	0,37	0,02	100,00
P179753	99,27 a	0,02	0,02	0,16	0,20	0,01	0,03	0,06	0,04	< 0,01	< 0,01	0,17	0,02	100,00
P179754	99,16 a	0,03	0,02	0,12	0,26	0,01	0,08	0,07	0,03	< 0,01	0,01	0,19	0,02	100,00
P179755	3,22	0,53	51,56	0,22	0,43	0,01	0,04	0,10	0,03	0,07	0,01	41,89	0,03	98,14
P179756	99,24 a	0,01	0,10	0,06	0,23	0,01	0,03	0,05	0,04	< 0,01	< 0,01	0,21	0,02	100,00
P179757	98,92 a	0,08	0,02	0,13	0,43	0,01	0,02	0,07	0,05	< 0,01	0,01	0,24	0,02	100,00
P179758	98,81 a	0,03	0,31	0,12	0,25	0,01	0,03	0,04	0,04	< 0,01	< 0,01	0,34	0,02	100,00
P179759	98,92 a	0,07	0,03	0,12	0,33	0,01	0,19	0,05	0,04	< 0,01	0,01	0,21	0,02	100,00
P179760	98,83 a	0,08	0,02	0,16	0,42	0,01	0,03	0,05	0,06	< 0,01	0,01	0,30	0,03	100,00
P179761	97,67 a	0,16	0,33	0,21	0,68	0,01	0,11	0,11	0,06	0,03	0,01	0,48	0,03	99,86
P179762	98,46 a	0,13	0,11	0,13	0,57	0,01	0,03	0,06	0,06	< 0,01	0,01	0,33	0,02	99,90
P179763	98,26 a	0,16	0,09	0,17	0,64	0,01	0,03	0,06	0,07	< 0,01	0,01	0,37	0,02	99,87
P179764	97,76 a	0,27	0,12	0,20	0,91	0,01	0,04	0,06	0,06	< 0,01	0,01	0,49	0,02	99,93
P179765	99,31 a	0,01	0,03	0,10	0,15	0,01	0,03	0,05	0,03	< 0,01	< 0,01	0,24	0,03	100,00
P179766	4,37	0,49	51,84	0,35	0,82	0,01	0,04	0,24	0,05	0,16	0,01	41,00	0,02	99,40
P179767	99,36 a	< 0,01	0,06	0,06	0,15	< 0,01	0,03	0,05	0,04	< 0,01	< 0,01	0,23	0,02	100,00
P179768	99,38 a	< 0,01	0,02	< 0,01	0,22	0,01	0,03	0,07	0,03	< 0,01	< 0,01	0,22	0,02	100,00
P179769	98,99 a	0,06	0,02	0,10	0,36	0,01	0,01	0,08	0,05	< 0,01	< 0,01	0,29	0,03	100,00
P179770	99,20 a	0,03	0,01	0,06	0,29	0,01	0,03	0,07	0,04	< 0,01	< 0,01	0,24	0,02	100,00
P179771	99,16 a	0,04	0,01	0,05	0,31	0,01	0,04	0,06	0,04	< 0,01	0,01	0,25	0,02	100,00
P179772	98,85 a	0,08	0,02	0,13	0,44	0,01	0,05	0,06	0,05	< 0,01	0,01	0,28	0,02	100,00
P179773	99,38 a	< 0,01	0,01	0,08	0,19	0,01	0,02	0,05	0,04	< 0,01	< 0,01	0,20	0,02	100,00
P179774	98,94 a	0,06	0,01	0,10	0,41	0,01	0,03	0,08	0,05	< 0,01	0,01	0,27	0,03	100,00

Échantillons	SiO_2 (%)	MgO (%)	CaO (%)	Fe_2O_3 (%)	Al_2O_3 (%)	MnO (%)	Na_2O (%)	K_2O (%)	TiO_2 (%)	SO_3 (%)	P_2O_5 (%)	P.A.F. (%)	Total Traces (%)	Total (%)
P179775	98,70 a	0,09	0,03	0,09	0,44	0,01	0,04	0,05	0,06	< 0,01	< 0,01	0,33	0,02	99,84
P179776	97,70 a	0,27	0,09	0,23	0,95	0,01	0,06	0,09	0,05	< 0,01	0,01	0,45	0,02	99,91
P179777	98,00 a	0,20	0,06	0,17	0,80	0,01	0,05	0,10	0,06	< 0,01	0,01	0,42	0,02	99,88
P179778	99,00 a	0,06	0,05	0,07	0,36	< 0,01	0,03	0,05	0,05	< 0,01	0,01	0,25	0,02	99,93
P179779	98,83 a	0,08	0,06	0,09	0,43	0,01	0,02	0,06	0,06	< 0,01	0,01	0,27	0,02	99,92
P179780	97,85 a	0,16	0,06	0,34	0,91	0,01	0,03	0,16	0,08	< 0,01	0,01	0,37	0,02	100,00
P179781	98,68 a	0,10	0,07	0,18	0,47	0,01	0,04	0,09	0,06	< 0,01	0,01	0,27	0,02	100,00
P179781-R	98,67 a	0,09	0,07	0,19	0,49	0,01	0,04	0,08	0,06	< 0,01	0,01	0,27	0,02	100,00
P179782	97,64 a	0,24	0,19	0,19	0,89	0,01	0,15	0,18	0,07	< 0,01	0,01	0,41	0,02	100,00
P179783	97,66 a	0,26	0,07	0,20	1,03	0,01	0,04	0,15	0,08	< 0,01	0,01	0,47	0,02	100,00
P179784	98,83 a	0,08	0,02	0,11	0,45	0,01	0,04	0,05	0,06	< 0,01	0,01	0,32	0,02	100,00
P179785	99,44 a	0,02	0,02	0,03	0,21	0,01	0,02	0,04	0,03	< 0,01	< 0,01	0,16	0,02	100,00
P179786	99,26 a	0,05	0,02	0,06	0,29	0,01	0,02	0,04	0,04	< 0,01	< 0,01	0,19	0,02	100,00
P179787	98,74 a	0,15	0,03	0,10	0,54	0,01	0,03	0,06	0,04	< 0,01	< 0,01	0,29	0,02	100,00
P179788	17,92	0,56	44,30	0,30	0,94	0,01	0,04	0,23	0,05	0,04	0,01	35,41	0,03	99,81
P179789	98,61 a	0,15	0,13	0,13	0,49	0,01	0,03	0,06	0,04	< 0,01	< 0,01	0,33	0,02	100,00
P179790	99,53 a	< 0,01	0,02	0,06	0,14	0,01	0,02	0,03	0,03	< 0,01	0,01	0,13	0,02	100,00
P179791	98,92 a	0,08	0,02	0,11	0,39	0,01	0,04	0,05	0,05	< 0,01	0,01	0,30	0,02	100,00
P179792	99,51 a	< 0,01	0,01	0,04	0,17	0,01	0,04	0,03	0,03	< 0,01	< 0,01	0,14	0,02	100,00
P179793	99,28 a	0,04	0,01	0,08	0,27	0,01	0,03	0,03	0,04	< 0,01	< 0,01	0,19	0,02	100,00
P179794	99,00 a	0,10	0,02	0,05	0,36	0,01	0,12	0,04	0,04	< 0,01	0,01	0,23	0,02	100,00
P179795	98,78 a	0,13	0,06	0,07	0,51	0,01	0,04	0,04	0,04	< 0,01	0,01	0,29	0,02	100,00
P179796	98,95 a	0,09	0,07	0,09	0,38	0,01	0,04	0,04	0,04	< 0,01	0,01	0,26	0,02	100,00
P179797	98,63 a	0,13	0,08	0,13	0,45	0,01	0,13	0,06	0,05	< 0,01	0,01	0,29	0,03	100,00
P179798	86,08 a	2,39	2,69	1,08	2,29	0,02	0,05	0,45	0,13	0,02	0,01	4,79	0,00	100,00

Les valeurs des oxydes majeurs peuvent être séparées en trois groupes :

- Le premier groupe comporte les échantillons ayant une faible teneur en SiO_2. Pour ces échantillons on observe une haute teneur en CaO et une grande perte au feu. Nous pouvons évaluer ces échantillons comme une intrusion de carbonate dans le sol.

  Voici les échantillons concernés :

- **P179755**
- **P179766**
- **P179788**

- Le deuxième groupe comporte les échantillons ayant une teneur en SiO_2 moins élevée que la majorité des échantillons. Pour ces échantillons on observe une teneur légèrement plus élevée en MgO, CaO, Fe_2O_3, Al_2O_3, SO_3 et une perte au feu plus élevée que la majorité des échantillons, mais plus bas que le premier groupe.

  Voici les échantillons concernés :
  - **P179751**
  - **P179798**

- Le troisième groupe comporte la majorité des échantillons, qui ont une teneur très élevée en SiO_2. Pour ces échantillons on observe une teneur légère en Fe_2O_3 et Al_2O_3.

  Voici les échantillons concernés :

- **P179752**	- **P179769**	- **P179784**
- **P179753**	- **P179770**	- **P179785**
- **P179754**	- **P179771**	- **P179786**
- **P179756**	- **P179772**	- **P179787**
- **P179757**	- **P179773**	- **P179789**
- **P179758**	- **P179774**	- **P179790**
- **P179759**	- **P179775**	- **P179791**
- **P179760**	- **P179776**	- **P179792**
- **P179761**	- **P179777**	- **P179793**
- **P179762**	- **P179778**	- **P179794**
- **P179763**	- **P179779**	- **P179795**
- **P179764**	- **P179780**	- **P179796**
- **P179765**	- **P179781**	- **P179797**
- **P179767**	- **P179782**	
- **P179768**	- **P179783**	

Résultats des métaux en traces

Les valeurs suivantes ont été obtenues à partir des analyses XRF des pastilles pressées. Les résultats sont en **annexe A**.

Tableau 2 : Analyse des éléments en traces pour les 18 échantillons

Échantillons	Sc (PPM)	V (PPM)	Cr (PPM)	Co (PPM)	Ni (PPM)	Cu (PPM)	Zn (PPM)	Ga (PPM)	As (PPM)	Rb (PPM)	Sr (PPM)	Y (PPM)	Nb (PPM)	Mo (PPM)	Sn (PPM)	Sb (PPM)	Cs (PPM)	Ba (PPM)	La (PPM)	Ce (PPM)	Pb (PPM)	Th (PPM)	U (PPM)	Zr (PPM)
P179751	4	4	56	< 2	7	6	4	1	36	< 1	25	52	5	6	< 3	13	< 5	14	10	< 4	7	< 13	3	ND
P179752	< 2	6	82	< 2	5	< 5	4	1	10	< 1	12	43	6	6	3	11	< 5	20	10	< 4	4	< 13	3	ND
P179753	< 2	2	76	< 2	3	< 5	< 4	1	7	< 1	11	53	6	6	4	12	< 5	13	11	< 4	3	< 13	3	ND
P179754	< 2	3	32	< 2	4	< 5	< 4	1	4	< 1	14	60	7	6	4	13	< 5	16	11	< 4	4	< 13	3	ND
P179755	39	5	< 3	< 2	6	8	6	2	3	1	170	11	2	6	< 3	8	5	13	15	< 4	9	< 13	4	ND
P179756	< 2	< 2	33	< 2	3	< 5	< 4	1	< 3	< 1	11	55	6	6	3	12	< 5	14	11	< 4	2	< 13	3	ND
P179757	< 2	3	37	< 2	4	< 5	< 4	2	6	< 1	15	46	6	6	3	13	< 5	13	11	< 4	7	< 13	3	ND
P179758	< 2	3	37	< 2	4	< 5	< 4	1	< 3	< 1	13	65	8	6	4	13	< 5	13	11	< 4	4	< 13	3	ND
P179759	< 2	4	34	< 2	4	5	< 4	1	3	< 1	18	73	7	6	< 3	12	< 5	13	11	< 4	5	< 13	3	ND
P179760	< 2	6	48	< 2	5	< 5	< 4	1	6	1	14	113	11	6	5	13	< 5	17	11	< 4	5	< 13	3	ND
P179761	< 2	5	44	< 2	5	5	< 4	1	3	1	37	78	8	6	4	12	< 5	28	11	4	6	< 13	3	NA
P179762	< 2	4	52	< 2	3	< 5	< 4	2	< 3	< 1	20	52	7	6	< 3	12	< 5	21	11	< 4	5	< 13	3	NA
P179763	< 2	3	59	< 2	3	< 5	< 4	1	3	< 1	20	71	8	6	5	14	< 5	16	11	< 4	6	< 13	3	NA
P179764	< 2	2	24	< 2	4	< 5	< 4	1	< 3	< 1	29	38	5	6	3	12	< 5	19	10	< 4	6	< 13	3	NA
P179765	< 2	2	37	< 2	3	< 5	< 4	1	< 3	< 1	8	104	9	6	3	14	< 5	13	11	< 4	2	< 13	3	ND
P179766	39	6	< 3	< 2	< 2	5	8	1	< 3	5	164	4	2	6	< 3	9	5	13	14	< 4	6	< 13	4	ND
P179767	< 2	3	68	< 2	5	< 5	< 4	1	< 3	< 1	7	43	6	6	4	13	< 5	15	11	< 4	< 2	< 13	3	ND
P179768	< 2	4	32	< 2	3	< 5	< 4	1	< 3	< 1	8	39	5	6	< 3	12	< 5	13	11	< 4	2	< 13	3	ND
P179769	< 2	3	77	< 2	6	< 5	< 4	1	4	< 1	13	111	11	6	4	13	< 5	17	11	< 4	3	< 13	3	ND
P179770	< 2	3	45	< 2	3	< 5	< 4	1	< 3	< 1	15	52	6	6	< 3	12	< 5	16	11	< 4	3	< 13	3	ND
P179771	< 2	4	45	< 2	2	< 5	< 4	1	< 3	< 1	24	57	7	6	3	11	< 5	14	11	< 4	4	< 13	3	ND
P179772	< 2	5	66	< 2	5	< 5	< 4	1	< 3	< 1	31	88	9	6	3	12	6	13	11	< 4	6	< 13	3	ND
P179773	< 2	3	75	< 2	2	< 5	< 4	1	< 3	< 1	11	53	7	6	3	12	< 5	14	11	< 4	2	< 13	3	ND
P179774	< 2	4	58	< 2	4	< 5	< 4	1	4	< 1	20	38	5	6	4	13	< 5	15	11	< 4	5	< 13	3	ND
P179775	< 2	4	42	< 2	4	< 5	< 4	1	< 3	< 1	15	91	9	6	< 3	12	6	18	11	< 4	4	< 13	3	NA
P179776	< 2	5	12	< 2	3	< 5	< 4	2	< 3	< 1	21	57	7	6	5	13	< 5	22	10	< 4	5	< 13	3	NA
P179777	< 2	3	27	< 2	4	< 5	< 4	2	4	1	19	68	8	6	3	13	< 5	20	11	< 4	5	< 13	3	NA
P179778	< 2	4	36	< 2	3	< 5	< 4	1	< 3	< 1	11	38	5	6	4	13	8	16	11	< 4	< 2	< 13	3	NA
P179779	< 2	5	41	< 2	3	< 5	< 4	1	< 3	< 1	12	43	6	6	5	12	< 5	13	11	5	3	< 13	3	NA
P179780	< 2	7	57	< 2	5	< 5	4	1	< 3	1	22	30	6	6	4	12	5	22	10	5	6	< 13	3	NA

Échantillons	Sc (PPM)	V (PPM)	Cr (PPM)	Co (PPM)	Ni (PPM)	Cu (PPM)	Zn (PPM)	Ga (PPM)	As (PPM)	Rb (PPM)	Sr (PPM)	Y (PPM)	Nb (PPM)	Mo (PPM)	Sn (PPM)	Sb (PPM)	Cs (PPM)	Ba (PPM)	La (PPM)	Ce (PPM)	Pb (PPM)	Th (PPM)	U (PPM)	Zr (PPM)
P179781	< 2	4	38	< 2	3	< 5	< 4	1	3	< 1	18	26	4	6	5	13	< 5	20	11	< 4	3	< 13	3	NA
P179782	< 2	7	51	< 2	4	< 5	4	2	3	1	25	27	5	6	4	14	< 5	26	10	5	4	< 13	3	NA
P179783	< 2	6	42	< 2	6	< 5	< 4	2	4	1	21	36	6	6	4	12	< 5	23	10	< 4	4	< 13	3	NA
P179784	< 2	4	42	< 2	4	< 5	< 4	1	< 3	< 1	16	61	7	6	5	13	< 5	16	11	< 4	5	< 13	3	NA
P179785	< 2	2	17	< 2	3	< 5	< 4	1	4	< 1	10	97	9	6	3	13	< 5	15	11	< 4	2	< 13	3	NA
P179786	< 2	3	32	< 2	3	< 5	< 4	1	4	< 1	14	46	6	6	5	13	10	16	11	< 4	3	< 13	3	NA
P179787	< 2	5	15	< 2	3	< 5	< 4	1	4	< 1	14	39	5	6	4	11	< 5	17	11	< 4	4	< 13	3	NA
P179788	32	8	< 3	< 2	3	< 5	8	2	< 3	5	144	< 6	2	6	< 3	9	10	13	14	< 4	4	< 13	4	NA
P179789	< 2	5	66	< 2	4	< 5	< 4	1	< 3	< 1	9	72	8	6	3	12	< 5	13	11	< 4	< 2	< 13	3	NA
P179790	< 2	3	42	< 2	4	< 5	< 4	1	< 3	< 1	9	48	6	6	5	12	< 5	13	11	< 4	2	< 13	3	NA
P179791	< 2	5	41	< 2	3	< 5	< 4	1	< 3	< 1	16	54	7	6	4	13	< 5	16	11	< 4	4	< 13	3	NA
P179792	< 2	2	27	< 2	3	< 5	< 4	0	< 3	< 1	10	73	8	6	3	12	< 5	13	11	< 4	2	< 13	3	NA
P179793	< 2	3	48	< 2	3	< 5	< 4	1	< 3	< 1	12	36	5	6	4	15	< 5	13	11	< 4	3	< 13	3	NA
P179794	2	2	35	< 2	3	< 5	< 4	1	< 3	< 1	15	35	5	6	4	13	8	14	11	< 4	5	< 13	3	NA
P179795	< 2	5	21	< 2	3	< 5	< 4	1	4	< 1	27	69	7	6	4	13	< 5	15	11	< 4	9	< 13	3	NA
P179796	< 2	3	34	< 2	3	< 5	< 4	1	< 3	< 1	30	74	8	6	5	13	< 5	13	11	< 4	6	< 13	3	NA
P179797	< 2	4	49	< 2	3	< 5	< 4	1	3	< 1	15	69	8	6	4	12	< 5	15	11	< 4	4	< 13	3	NA
P179798	2	17	84	< 2	8	6	7	3	< 3	12	28	28	7	6	3	12	5	62	9	15	8	< 13	3	NA

Dans cette analyse, il y a présence de certains éléments en trace à des teneurs plus grandes que 100 ppm, comme Yttrium (Y) sur les échantillons P179761, P179765 et P179769 et du Strontium (Sr) dans les échantillons P179755, P179766 et P179788. Cependant, pour l'ensemble des métaux en traces, il n'y a aucune donnée marquante.

Résultats des triplicatas :

Les valeurs suivantes ont été obtenues à partir des analyses XRF des pastilles fusionnées et pressées supplémentaires. Les résultats sont en **annexe A**.

Voici les tableaux des résultats pour les triplicatas des oxydes majeurs :

Tableau 3 : Triplicatas effectués pour évaluer l'erreur de mesure

Échantillons	SiO_2 (%)	MgO (%)	CaO (%)	Fe_2O_3 (%)	Al_2O_3 (%)	MnO (%)	Na_2O (%)	K_2O (%)	TiO_2 (%)	SO_3 (%)	P_2O_5 (%)	P.A.F. (%)	Total Traces (%)	Total (%)
P179752-a	98,15 (1)	0,16	0,07	0,31	0,67	0,01	0,03	0,16	0,04	< 0,01	0,01	0,37	0,02	100,00
P179752-b	98,08 (1)	0,16	0,07	0,32	0,69	0,01	0,03	0,16	0,05	< 0,01	0,01	0,39	0,03	100,00
P179752-c	98,16 (1)	0,17	0,07	0,30	0,66	0,01	0,05	0,16	0,05	< 0,01	0,01	0,33	0,03	100,00
P179761-a	97,78 (1)	0,16	0,33	0,21	0,68	0,01	0,11	0,11	0,06	0,03	0,01	0,48	0,03	100,00
P179761-b	97,82 (1)	0,16	0,33	0,21	0,66	0,01	0,08	0,11	0,07	< 0,01	0,01	0,51	0,03	100,00
P179761-c	97,90 (1)	0,15	0,33	0,20	0,70	0,01	0,08	0,10	0,07	< 0,01	0,01	0,42	0,03	100,00
P179770-a	99,20 (1)	0,03	0,01	0,06	0,29	0,01	0,03	0,07	0,04	< 0,01	< 0,01	0,24	0,02	100,00
P179770-b	99,24 (1)	0,03	0,01	0,08	0,28	0,01	0,02	0,07	0,04	< 0,01	0,01	0,19	0,02	100,00
P179770-c	99,22 (1)	0,04	0,02	0,07	0,31	0,01	0,04	0,07	0,04	< 0,01	0,01	0,15	0,02	100,00
P179772-a	98,84 (1)	0,08	0,02	0,13	0,44	0,01	0,05	0,06	0,05	< 0,01	0,01	0,28	0,03	100,00
P179772-b	98,91 (1)	0,09	0,02	0,13	0,40	0,01	0,05	0,06	0,05	< 0,01	0,01	0,24	0,03	100,00
P179772-c	98,98 (1)	0,08	0,02	0,12	0,41	0,01	0,04	0,06	0,05	< 0,01	0,01	0,19	0,03	100,00
P179780-a	97,85 (1)	0,16	0,06	0,34	0,91	0,01	0,03	0,16	0,08	< 0,01	0,01	0,37	0,02	100,00
P179780-b	97,83 (1)	0,17	0,06	0,36	0,86	0,01	0,04	0,16	0,08	< 0,01	0,01	0,40	0,02	100,00
P179780-c	97,88 (1)	0,17	0,06	0,34	0,90	0,01	0,03	0,16	0,08	< 0,01	0,01	0,34	0,02	100,00
P179794-a	99,00 (1)	0,10	0,02	0,05	0,36	0,01	0,12	0,04	0,04	< 0,01	0,01	0,23	0,02	100,00
P179794-b	99,05 (1)	0,10	0,01	0,07	0,39	0,01	0,05	0,04	0,04	< 0,01	< 0,01	0,22	0,02	100,00
P179794-c	99,18 (1)	0,08	0,01	0,05	0,35	0,01	0,03	0,03	0,04	< 0,01	0,01	0,19	0,02	100,00

Le tableau 4 présente les écarts types et la marge d'erreur calculée comme le produit de 1,96 (intervalle de confiance à 95%) et de la moyenne des écarts-type pour un oxyde donné.

Tableau 4 : Écarts-type et calcul de la marge d'erreur

Échantillons	SiO_2 (%)	MgO (%)	CaO (%)	Fe_2O_3 (%)	Al_2O_3 (%)	MnO (%)	Na_2O (%)	K_2O (%)	TiO_2 (%)	SO_3 (%)	P_2O_5 (%)	P.A.F. (%)	Total Traces (%)	Total (%)
P179752	0,044	0,006	0,000	0,010	0,015	0,000	0,012	0,000	0,006	NA	0,000	0,031	0,006	0,000
P179761	0,061	0,006	0,000	0,006	0,020	0,000	0,017	0,006	0,006	NA	0,000	0,046	0,000	0,000
P179770	0,020	0,006	0,006	0,010	0,015	0,000	0,010	0,000	0,000	NA	0,000	0,045	0,000	0,000
P179772	0,070	0,006	0,000	0,006	0,021	0,000	0,006	0,000	0,000	NA	0,000	0,045	0,000	0,000
P179780	0,025	0,006	0,000	0,012	0,026	0,000	0,006	0,000	0,000	NA	0,000	0,030	0,000	0,000
P179794	0,093	0,006	0,012	0,021	0,000	0,047	0,006	0,000	NA	NA	0,021	0,000	0,000	0,000
Moyenne	0,052	0,006	0,003	0,011	0,016	0,008	0,009	0,001	0,002	NA	0,003	0,033	0,001	0,000
Marge d'erreur	0,102	0,011	0,006	0,021	0,032	0,015	0,018	0,002	0,005	NA	0,007	0,064	0,002	NA

Ainsi, une teneur d'oxyde de fer à 300 ppm serait exprimée comme suit : 0,03±0,021%. On constate que la marge d'erreur est assez grande sur les impuretés aux concentrations mesurées. L'**annexe A** présente les seuils de détection de l'appareil pour une calibration standard :

- SiO_2 : 0,40 – 100,00%;
- Fe_2O_3 : 0,01 – 40,00%;
- Al_2O_3 : 0,04 – 90,00%;
- TiO_2 : 0,01 – 8,00%.

Voici les tableaux des résultats pour les triplicatas des métaux en traces :

Tableau 5 : Triplicatas sur les éléments en traces

Échantillons	Sc (PPM)	V (PPM)	Cr (PPM)	Co (PPM)	Ni (PPM)	Cu (PPM)	Zn (PPM)	Ga (PPM)	As (PPM)	Rb (PPM)	Sr (PPM)	Y (PPM)	Nb (PPM)	Mo (PPM)	Sn (PPM)	Sb (PPM)	Cs (PPM)	Ba (PPM)	La (PPM)	Ce (PPM)	Pb (PPM)	Th (PPM)	U (PPM)	Zr (PPM)
P179752-a	< 2	6	82	< 2	5	< 5	4	1	10	< 1	12	43	6	6	3	11	4	20	10	< 4	4	< 13	3	NA
P179752-b	< 2	4	113	< 2	5	< 5	< 4	1	10	< 1	12	43	6	6	4	13	4	21	10	< 4	4	< 13	3	NA
P179752-c	< 2	4	97	< 2	6	< 5	< 4	2	11	< 1	12	44	6	6	4	14	4	19	10	< 4	5	< 13	3	NA
P179761-a	< 2	5	44	< 2	5	5	< 4	1	3	1	37	78	8	6	4	12	4	28	11	4	6	< 13	3	NA
P179761-b	< 2	3	48	< 2	6	< 5	< 4	2	< 3	1	37	78	8	6	4	14	4	25	11	< 4	8	< 13	3	NA
P179761-c	< 2	5	47	< 2	4	5	< 4	1	3	1	37	78	9	6	4	14	4	29	11	7	7	< 13	3	NA
P179770-a	< 2	3	45	< 2	3	< 5	< 4	1	< 3	< 1	15	52	6	6	< 3	12	4	16	11	< 4	3	< 13	3	NA
P179770-b	< 2	4	44	< 2	3	< 5	< 4	1	< 3	< 1	16	53	7	6	3	11	4	16	11	< 4	2	< 13	3	NA
P179770-c	< 2	4	35	< 2	4	< 5	< 4	1	< 3	< 1	16	52	6	6	3	13	4	13	11	< 4	4	< 13	3	NA
P179772-a	< 2	5	66	< 2	5	< 5	< 4	1	< 3	< 1	31	88	9	6	3	12	6	13	11	< 4	6	< 13	3	NA
P179772-b	< 2	4	65	< 2	4	< 5	< 4	1	< 3	< 1	30	87	10	6	4	13	6	13	11	< 4	7	< 13	3	NA
P179772-c	< 2	4	65	< 2	5	< 5	< 4	1	4	< 1	31	87	9	6	< 3	13	4	13	11	< 4	6	< 13	3	NA
P179780-a	< 2	7	57	< 2	5	< 5	4	1	< 3	1	22	30	6	6	4	12	5	22	10	5	6	< 13	3	NA
P179780-b	< 2	6	55	< 2	3	< 5	4	2	3	1	22	30	6	6	4	13	7	24	10	< 4	6	< 13	3	NA
P179780-c	2	7	62	< 2	5	< 5	< 4	2	3	< 1	21	30	6	6	4	11	5	25	10	< 4	5	< 13	3	NA
P179794-a	2	2	35	< 2	3	< 5	< 4	1	< 3	< 1	15	35	5	6	4	13	8	14	11	< 4	5	< 13	3	NA
P179794-b	< 2	3	30	< 2	3	< 5	< 4	1	< 3	< 1	15	34	4	6	3	12	4	15	11	< 4	4	< 13	3	NA
P179794-c	< 2	4	32	< 2	4	< 5	< 4	1	3	< 1	15	34	5	6	4	12	8	14	11	< 4	4	< 13	3	NA

Tableau 6 : Écart type et marge d'erreur sur les métaux en trace

Échantillons	Sc (PPM)	V (PPM)	Cr (PPM)	Co (PPM)	Ni (PPM)	Cu (PPM)	Zn (PPM)	Ga (PPM)	As (PPM)	Rb (PPM)	Sr (PPM)	Y (PPM)	Nb (PPM)	Mo (PPM)	Sn (PPM)	Sb (PPM)	Cs (PPM)	Ba (PPM)	La (PPM)	Ce (PPM)	Pb (PPM)	Th (PPM)	U (PPM)	Zr (PPM)
P179752	NA	1,155	15,503	NA	0,577	NA	NA	0,577	0,577	NA	0,000	0,577	0,000	0,000	0,577	1,528	0,000	1,000	0,000	NA	0,577	NA	0,000	NA
P179761	NA	1,155	2,082	NA	1,000	0,000	NA	0,577	0,000	0,000	0,000	0,000	0,577	0,000	0,000	1,155	0,000	2,082	0,000	2,121	1,000	NA	0,000	NA
P179770	NA	0,577	5,508	NA	0,577	NA	NA	0,000	NA	NA	0,577	0,577	0,577	0,000	0,000	1,000	0,000	1,732	0,000	NA	1,000	NA	0,000	NA
P179772	NA	0,577	0,577	NA	0,577	NA	NA	0,000	NA	NA	0,577	0,577	0,577	0,000	0,707	0,577	1,155	0,000	0,000	NA	0,577	NA	0,000	NA
P179780	NA	0,577	3,606	NA	1,155	NA	0,000	0,577	0,000	0,000	0,577	0,000	0,000	0,000	0,000	1,000	1,155	1,528	0,000	NA	0,577	NA	0,000	NA
P179794	NA	1,000	2,517	NA	0,577	NA	NA	0,000	NA	NA	0,000	0,577	0,577	0,000	0,577	0,577	2,309	0,577	0,000	NA	0,577	NA	0,000	NA
Moyenne	NA	0,840	4,965	NA	0,744	0,000	0,000	0,289	0,192	0,000	0,289	0,385	0,385	0,000	0,310	0,973	0,770	1,153	0,000	2,121	0,718	NA	0,000	NA
Marge d'erreur	NA	1,647	9,732	NA	1,458	NA	NA	0,566	0,377	NA	0,566	0,754	0,754	NA	0,608	1,907	1,509	2,260	2,260	4,158	1,408	NA	NA	NA

Phase 2 : Caractérisation physique de la silice

Les données brutes associées à cette section sont présentées à l'Annexe B.

Détermination du temps de contact à l'attriteur

Les essais d'optimisation de temps d'attrition ont été réalisés sur l'envoi 3. Le temps optimal obtenu a été appliqué pour l'envoi 1 et 2. Le tableau 7 montre la distribution des oxydes pour différents temps d'attrition. La distribution d'un oxyde est calculée comme un ratio des produits teneur et %poids par rapport à l'alimentation : %distribution = cC/c0C0 . Ainsi, le pourcentage de distribution de la silice dans la fraction +106 µm représente une récupération, alors que le pourcentage de distribution des impuretés (Fe2O3, Al2O3, TiO2) dans le produit représente un taux d'enlèvement (ou taux de récupération) dans le rejet. Lorsque le temps d'attrition augmente entre 1 et 5 minutes, on voit que le pourcentage d'élimination des oxydes de fer et d'aluminium (i.e. récupération de ces oxydes sur la fraction -106 µm) augmente. Un temps d'attrition de 10 minutes ne donne pas d'amélioration signification dans l'élimination des impuretés. En tenant compte de l'erreur de mesure présentée au tableau 4, on peut conclure que l'enlèvement des oxydes de fer et d'aluminium n'est pas affecté par le temps d'attrition. Ceci s'explique par le fait que ces minéraux sont finement disséminés dans toute la matrice de silice. Par contre, on peut conclure que les teneurs d'alumine diminuent lorsque le temps d'attrition augmente : il passe de 0,19% (1 minute) à 0,13% (10 minutes).

Le tableau 8 montre que le temps de contact dans l'attriteur n'a pas d'incidence sur la distribution granulométrique du produit +106µm.

Il a été convenu de fixer un temps d'attrition de 5 minutes comme temps de séjour optimal pour l'étape d'attrition. Les essais d'attrition pour les Envois 1 et 2 ont donc été effectués avec un temps de contact de 5 minutes.

Purification de la silice par des étapes successives de traitement

Le tableau 9 montre le sommaire de distribution des oxydes à chaque étape de traitement. Pour une étape donnée, plus la distribution de la silice dans le produit est grande (i.e. récupération), plus l'opération est efficace à enlever les oxydes d'impureté. Conséquemment, la distribution du Fe_2O_3, du Al_2O_3 et du TiO_2 dans le produit sera plus faible. En moyenne, 76,2% du matériel concassé et passant sur une toile de 600 µm (F100-600µm) se retrouve dans le produit final (non-magnétique -600,+106µm), à une teneur moyenne de 99,4%. Après séparation magnétique, le produit non-magnétique contient une teneur moyenne d'oxyde de fer de 0.03% (300 ppm), de 0,16% d'oxyde d'aluminium et de 0,03% d'oxyde de titane. Au cumulatif, il reste en moyenne 26,9% du Fe_2O_3, 34,9% du Al_2O_3 et 50,6% du TiO_2 initialement présent dans l'alimentation F100-600µm.

En éliminant la fraction fine -106 µm, après l'étape de lavage initiale il ne reste en moyenne que 40,80% du Fe_2O_3, 46.20% du Al_2O_3 et 52.84% du TiO_2 initial. Ainsi, les teneurs moyennes des impuretés dans le matériel concassé -600 µm peuvent être réduites de 0,09% à 0,05% pour l'oxyde de fer, de 0,40% à 0,20% pour l'oxyde d'aluminium et de 0,05%

à 0,03% pour l'oxyde de titane. Un procédé de lavage efficace permettra donc d'alléger les étapes subséquentes. C'est étape est critique pour l'enlèvement des impuretés. Les résultats obtenus à partir de l'Envoi 3 diffèrent des autres envois à cause que les résultats d'analyse de cet envoi découlent de l'étape de détermination du temps de contact. En effet, comme le montrent les Figues 2-4B, les pourcentages de distribution des impuretés dans le produit sont plus élevés que pour les deux autres envois. Ceci s'explique par le fait que, pour un même temps de lavage, un lavage humide sur un tamis vibrant de 8'' (Section 1.1.1.2) est moins efficace que sur tamis Sweco de 36''.

L'étape d'attrition permet de détacher et disperser des impuretés et argiles cimentées à la surface des grains de sable. Le tableau 9 montre que l'étape d'attrition permet une augmentation de la teneur en silice d'une moyenne de 99,43% à 99,56% SiO_2. Les teneurs moyennes en impuretés après attrition peuvent être réduites de 0,05% à 0,03% pour l'oxyde de fer et de 0,20% à 0,16% pour l'oxyde d'aluminium. Les Figures 1-3B indiquent que cette étape est néanmoins très peu efficace à l'enlèvement des particules d'oxyde.

L'étape de séparation magnétique à haute intensité humide (WHIMS) permet une récupération spécifique de l'oxyde de fer. Le tableau 9 et les Figures 1-3B montrent qu'une petite fraction de matériel magnétique a été éliminée. La teneur moyenne après séparation magnétique indique 99.41% SiO_2 et, à l'intérieur de la marge d'erreur sur les mesures, les teneurs d'impuretés sont demeurées inchangées. Néanmoins, tout porte à croire que cette étape est critique à l'obtention d'une teneur en oxyde de fer en-dessous de 300 ppm. Une nouvelle calibration du XRF pour des teneurs en impuretés inférieures aux limites de détection actuelles serait nécessaire pour évaluer la performance de la séparation magnétique avec plus de précision.

Le tableau 10 et la Figure 5 montrent que les étapes de traitement ont très peu d'incidence sur la distribution granulométrique du produit. On remarque sur la Figure 5 C une baisse du coefficient d'uniformité (D_{60}/D_{10}) du premier lavage vers la séparation magnétique. La Figure 5A permet de constater que ceci est principalement dû au fait que la proportion de particule D_{60} diminue de grosseur avec l'avancement dans les étapes de traitement à cause d'un effet de cisaillement. Le cisaillement n'influence cependant pas la sphéricité des particules de silice, car l'indice AFS demeure inchangé entre les étapes.

Tableau 7 : Distribution des oxydes dans le produit +106µm après différents temps d'attrition

Temps d'attrition	Fraction	Poids (g)	Teneur (%)				Distribution (% basé sur feed Calc)					Ratio d'enrichissement	
			SiO_2	Fe_2O_3	Al_2O_3	TiO_2	Poids (%)	SiO_2	Fe_2O_3	Al_2O_3	TiO_2	Fe_2O_3	Al_2O_3
1 min	+106 µm	928,74	99,54	0,03	0,19	0,03	98,22	98,24	94,31	96,05	97,07		
	-106 µm	16,82	98,72	0,10	0,42	0,05	1,78	1,76	5,69	3,95	2,93	3,20	2,22
	Feed (calc)	945,56	99,53	0,031	0,189	0,030	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00		
	Feed (assayed)		99,46	0,05	0,20	0,03							
3 min	+106 µm	929,12	99,57	0,03	0,18	0,03	98,12	98,13	91,57	95,23	95,60		
	-106 µm	17,82	98,76	0,12	0,47	0,06	1,88	1,87	8,43	4,77	4,40	4,48	2,53
	Feed (calc)	946,94	99,55	0,027	0,185	0,026	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00		
	Feed (assayed)		99,46	0,05	0,20	0,03							
5 min	+106 µm	928,32	99,58	0,05	0,15	0,05	98,05	98,08	93,00	89,43	96,58		
	-106 µm	18,49	97,87	0,17	0,89	0,08	1,95	1,92	7,00	10,57	3,42	3,58	5,41
	Feed (calc)	946,81	99,54	0,047	0,164	0,046	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00		
	Feed (assayed)		99,46	0,05	0,20	0,03							
10 min	+106 µm	924,20	99,63	0,04	0,13	0,03	98,18	98,19	95,94	96,30	95,75		
	-106 µm	17,09	99,15	0,08	0,27	0,06	1,82	1,81	4,06	3,70	4,25	2,23	2,04
	Feed (calc)	941,29	99,62	0,036	0,133	0,026	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00		
	Feed (assayed)		99,46	0,05	0,20	0,03							

Tableau 8 : Distribution granulométrique dans les produits +106µm après différents temps d'attrition

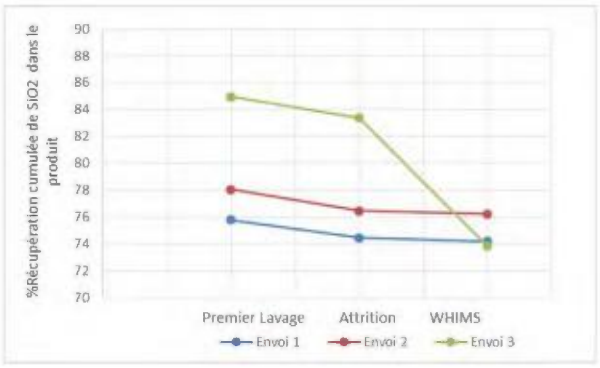
Cummulé passant (%)				
	Temps d'attrition			
Dimension	1 min	3 min	5 min	10 min
No.30	99,8	99,9	99,9	99,7
No. 40	85,0	86,5	82,8	81,6
No.50	68,9	71,0	65,1	63,3
No.70	53,8	55,7	49,8	48,0
No.100	28,2	29,3	25,8	24,8
No.140	3,6	3,7	3,4	3,2
Panne	0,0	0,0	0,0	0,0
AFS:	66,1	67,2	63,8	62,8

Tableau 9 : Distribution des oxydes dans le produit à chaque étape de traitement

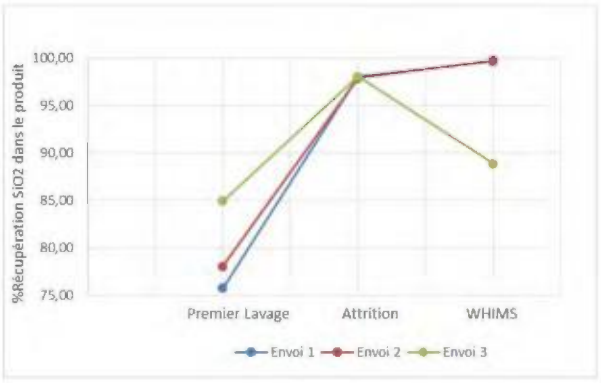
		Alimentation	Premier lavage			Attrition			Séparation Magnétique		
		-600 µm	-600 + 106µm			+106µm			Non-magnétique		
Envoi 1											
Fraction massique (%)	Alim.Étape		75,49			98,08			99,64		
	Alim. Initiale	100	75,49			74,04			73,75		
Oxyde		Teneur (%)	Teneur (%)	Distribution instantanée (%)	%Distribution Cumulée(%)	Teneur (%)	Distribution instantanée (%)	%Distribution Cumulée(%)	Teneur (%)	Distribution instantanée (%)	%Distribution Cumulée(%)
SiO_2		99,03	99,39	75,78	75,78	99,58	98,09	74,46	99,56	99,66	74,18
Fe_2O_3		0,09	0,05	35,48	35,48	0,03	89,99	20,88	0,03	75,13	20,81
Al_2O_3		0,40	0,21	42,64	42,64	0,15	94,56	29,87	0,16	98,39	31,75
TiO_2		0,04	0,03	50,66	50,66	0,03	95,03	49,68	0,03	98,58	49,50
Envoi 2											
Fraction massique (%)	Alim.Étape		77,78			97,87			99,77		
	Alim. Initiale	100	77,78			76,13			75,96		
Oxyde		Teneur (%)	Teneur (%)	Distribution instantanée (%)	%Distribution Cumulée(%)	Teneur (%)	Distribution instantanée (%)	%Distribution Cumulée(%)	Teneur (%)	Distribution instantanée (%)	%Distribution Cumulée(%)
SiO_2		98,91	99,46	78,06	78,06	99,53	97,91	76,45	99,47	99,78	76,23
Fe_2O_3		0,09	0,05	40,24	40,24	0,02	77,97	15,75	0,04	86,64	31,43
Al_2O_3		0,47	0,19	42,23	42,23	0,17	88,77	36,98	0,15	98,39	32,56
TiO_2		0,06	0,03	48,84	48,84	0,02	89,32	31,87	0,03	98,36	47,70
Envoi 3											
Fraction massique (%)	Alim.Étape		84,87			98,05			88,92		
	Alim. Initiale	100	84,87			83,21			73,99		
Oxyde		Teneur (%)	Teneur (%)	Distribution instantanée (%)	%Distribution Cumulée(%)	Teneur (%)	Distribution instantanée (%)	%Distribution Cumulée(%)	Teneur (%)	Distribution instantanée (%)	%Distribution Cumulée(%)
SiO_2		99,01	99,46	84,96	84,96	99,58	98,08	83,39	99,20	88,93	73,87
Fe_2O_3		0,08	0,05	60,90	60,90	0,05	93,00	53,74	0,01	56,30	10,62
Al_2O_3		0,32	0,20	71,82	71,82	0,15	89,43	52,81	0,17	88,09	53,22
TiO_2		0,04	0,03	70,62	70,62	0,05	96,58	41,04	0,02	86,94	41,04
Moyenne Arithmétique											
Oxyde		Teneur (%)	Teneur (%)	Distribution instantanée (%)	%Distribution Cumulée(%)	Teneur (%)	Distribution instantanée (%)	%Distribution Cumulée(%)	Teneur (%)	Distribution instantanée (%)	%Distribution Cumulée(%)
SiO_2		98,98	99,44	79,60	79,60	99,56	98,03	78,10	99,41	96,12	74,76
Fe_2O_3		0,09	0,05	45,54	45,54	0,03	86,99	30,12	0,03	72,69	20,95
Al_2O_3		0,40	0,20	52,23	52,23	0,16	90,92	39,89	0,16	94,96	39,18
TiO_2		0,05	0,03	56,71	56,71	0,03	93,64	40,86	0,03	94,63	46,08
Moyenne Cumulative											
Fraction massique (%)	Alim.Étape		78,13			97,98			99,16		
	Alim. Initiale	100	78,13			76,55			75,91		
Oxyde		Teneur (%)	Teneur (%)	Distribution instantanée (%)	%Distribution Cumulée(%)	Teneur (%)	Distribution instantanée (%)	%Distribution Cumulée(%)	Teneur (%)	Distribution instantanée (%)	%Distribution Cumulée(%)
SiO_2			99,43	78,38	78,38	99,56	98,01	76,89	99,41	99,21	76,20
Fe_2O_3			0,05	40,80	40,80	0,03	85,49	20,86	0,03	60,50	26,87
Al_2O_3			0,20	46,20	46,20	0,16	91,29	36,09	0,16	95,50	34,94
TiO_2			0,03	52,84	52,84	0,03	93,02	45.03	0,03	94,60	50,57

Tableau 10 : Distributions et indices granulométriques à chaque étape de traitement

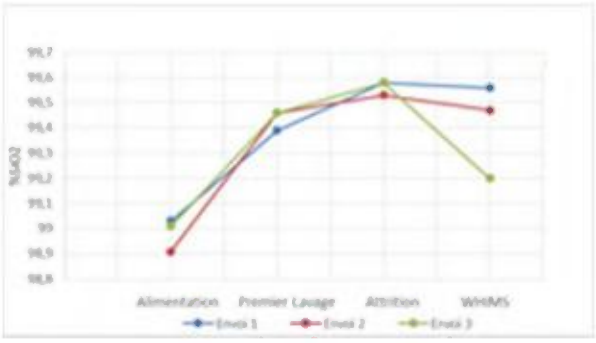
Cummulé passant (%)																
Dimension	-600µm				-600, +106 Alimentant attrition				+106 Produit Attrité				Produit Démagnétisé			
(U.S.A series)	Envoi 1	Envoi 2	Envoi 3	Moyenne	Envoi 1	Envoi 2	Envoi 3	Moyenne	Envoi 1	Envoi 2	Envoi 3	Moyenne	Envoi 1	Envoi 2	Envoi 3	Moyenne
No.30	100,0	100,0	99,9	99,9	99,8	99,8	99,9	99,8	99,9	99,8	99,9	99,9	99,8	99,9	99,9	99,9
No. 40	89,9	92,0	82,8	88,2	86,7	81,7	84,7	84,4	88,9	89,2	82,8	87,0	90,2	90,1	94,8	91,7
No.50	78,6	83,0	65,1	75,6	71,4	63,5	68,0	67,7	74,9	75,9	65,1	72,0	77,0	77,8	66,8	73,9
No.70	67,4	72,8	49,8	63,3	56,7	48,4	52,6	52,6	60,2	61,9	49,8	57,3	62,6	64,8	51,7	59,7
No.100	47,9	52,3	25,8	42,0	32,1	26,8	27,9	28,9	34,2	35,7	25,8	31,9	38,1	39,0	31,0	36,0
No.140	24,8	24,8	3,4	17,7	3,8	2,7	4,8	3,8	2,2	3,0	3,4	2,9	4,5	3,0	4,9	4,1
Panne	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0
AFS:	85,0	88,0	63,8	78,9	68,0	63,3	66,1	65,8	69,6	70,8	63,8	68,1	72,7	72,6	68,0	71,1
CU:	--				1,97	2,20	2,16	2,1	1,87	1,76	2,10	1,9	1,64	1,75	2,06	1,8



A : Récupération cumulée dans le produit

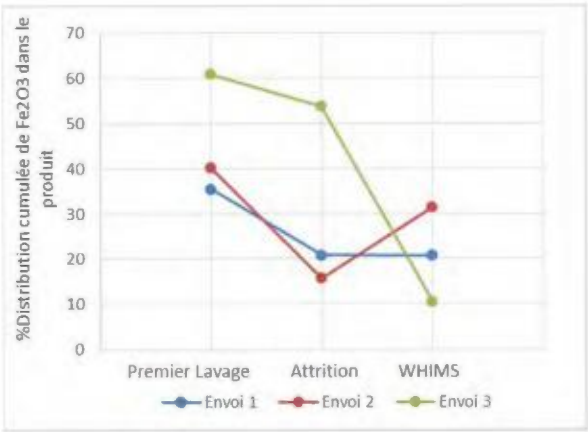


B : Récupération instantanée dans le produit

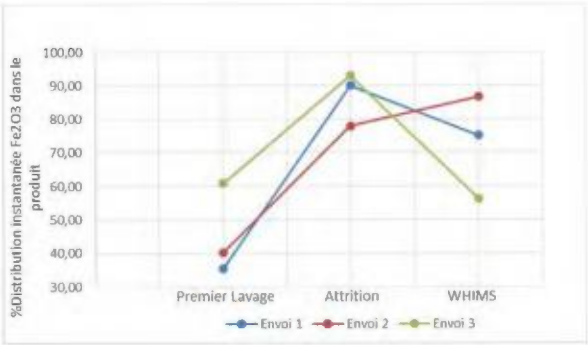


C : Teneur analysée dans le produit

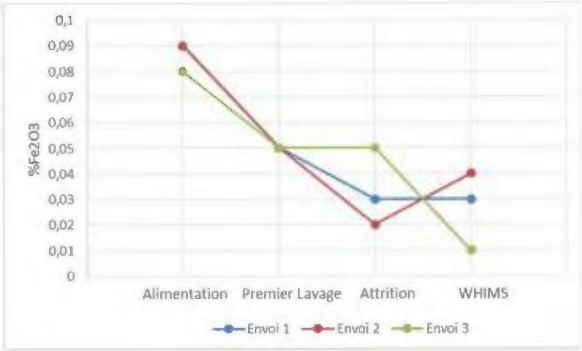
Figure 1 : Performance de purification du SiO_2 dans le produit



A : %Distribution cumulé du Fe_2O_3 dans le produit

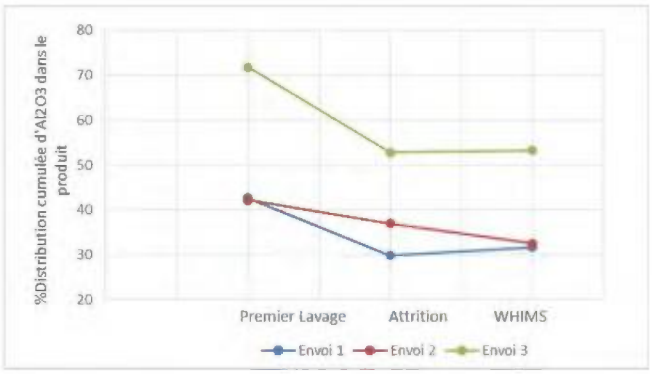


B : %Distribution instantanée en Fe_2O_3 dans le produit

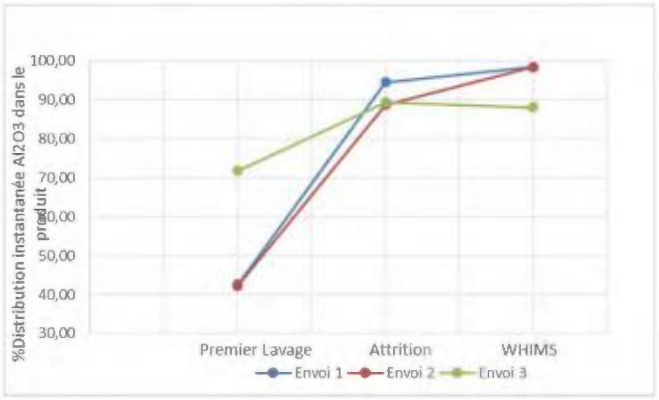


C : Teneur en Fe_2O_3 analysée dans le produit

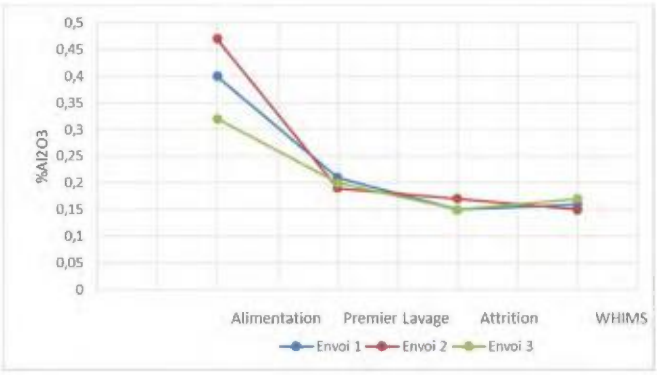
Figure 2 : Performance d'épuration du Fe_2O_3 dans le produit



A : %Distribution cumulé du Al_2O_3 dans le produit

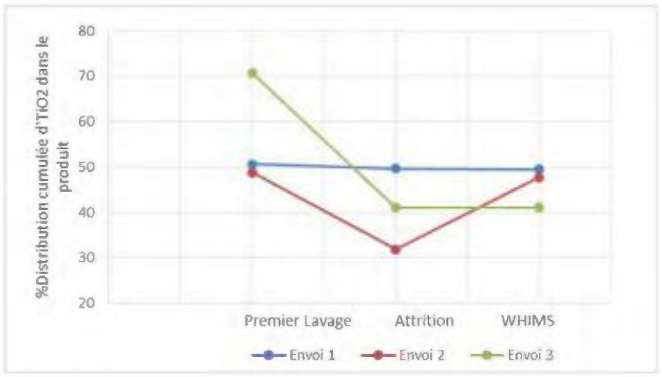


B : %Distribution instantanée en Al_2O_3 dans le produit

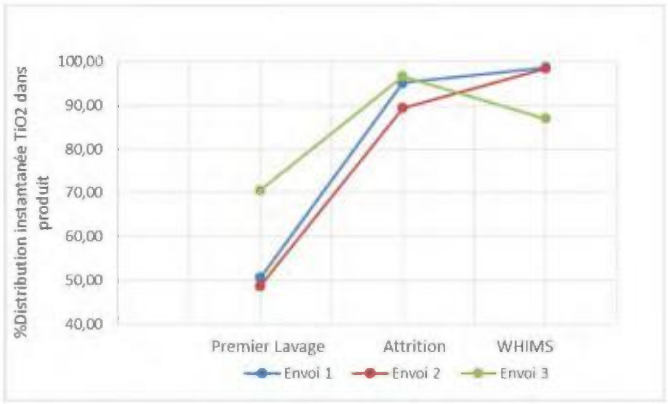


C : Teneur en Al_2O_3 analysée dans le produit

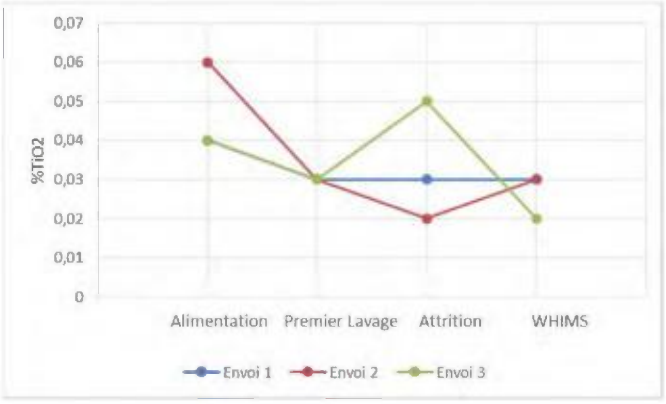
Figure 3 : Performance d'épuration du Al_2O_3 dans le produit



A : %Récupération instantanée en TiO_2 dans le produit

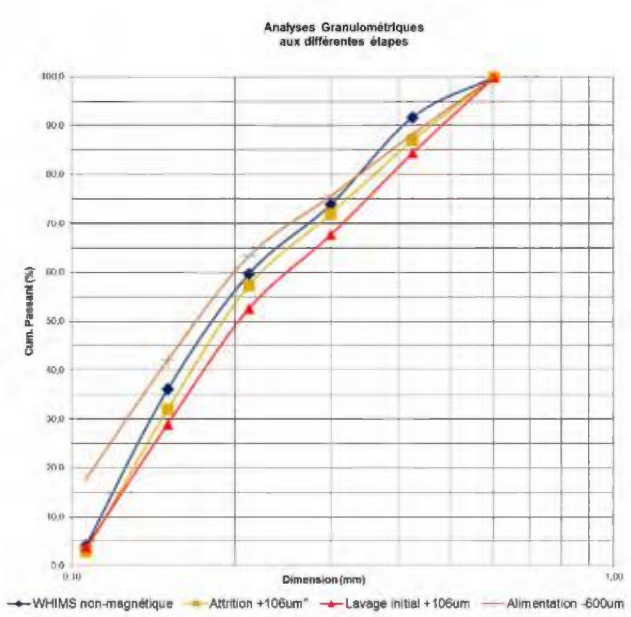


B : %Récupération instantanée en TiO_2 dans le produit

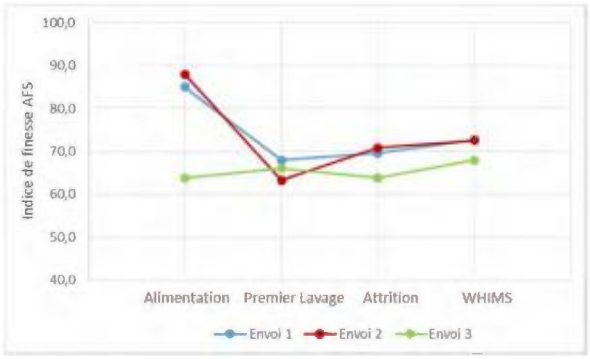


C : Teneur en TiO_2 analysée dans le produit

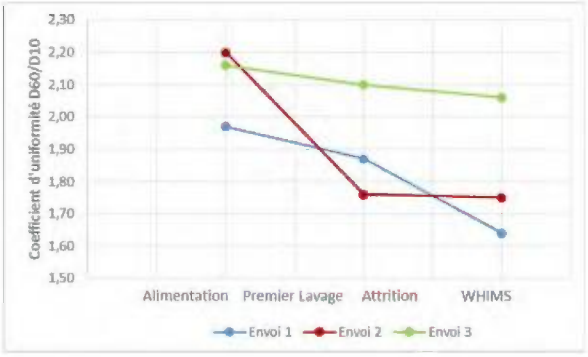
Figure 4 : Performance d'épuration du TiO_2 dans le produit



A : %Cumulé passant selon l'étape de traitement



B : Évolution de l'indice AFS d'une étape à l'autre



C : Évolution du coefficient d'uniformité (D_{60}/D_{10})

Figure 5 : Distribution granulométrique du produit aux différentes étapes

Résultats de l'analyse de sphéricité et de rondeur avant et après concassage et broyage (norme Frac Sand API 19C):

Trois essais d'analyse visuelle de sphéricité et de rondeur ont été effectués pour mieux observer les différents types de préparation des grains de silice. Voici les trois types de préparation dans lesquelles nous avons échantillonné les fractions analysées :

- Échantillon avant concassage, traité thermiquement et attrité 5 minutes;
- Échantillon après concassage, attrité 10 minutes sans séparation magnétique au WHIMS;
- Échantillon après concassage, attrité 5 minutes et Non-magnétique après la séparation magnétique au WHIMS;

Les essais suivants ont été réalisés en fonction de la norme sur les sables de fractionnement API 19C. Une analyse visuelle a été effectuée sur 20 particules aléatoires de chaque fraction selon la charte visuelle suivante :

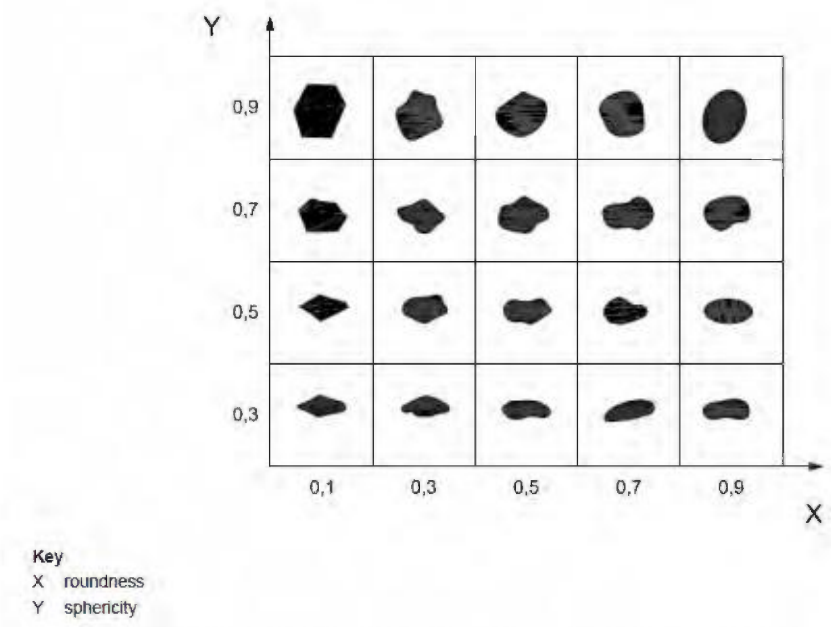


Figure 5 — Chart for visual estimation of sphericity and roundness

Voici les résultats pour la sphéricité et rondeur avant et après concassage et broyage (Voir **Annexe D**) :

Tableau 11 : Sphéricité et rondeur pour différentes classes granulométriques

	Produit	Attrité 10 min. envoi #3 avant WHIMS			Non-magnétique attrité 5 min. après WHIMS			Traitement thermique avant concassage attrité 5 min.		
	Fraction	20/40	30/50	40/70	20/40	30/50	40/70	20/40	30/50	40/70
Rondeur	**X**	0,4	0,5	0,4	0,4	0,5	0,4	0,3	0,4	0,4
Sphéricité	**Y**	0,6	0,7	0,6	0,7	0,7	0,6	0,7	0,6	0,7

Phase 3 : Essai de résistance thermique de la silice

Pour l'essai de résistance thermique, nous avons respecté la norme SKW. Pour l'ensemble des tests, les fractions retenues sur le tamis 12.5 mm sont toutes plus élevées que 80%. Les essais sont tous positifs. Les données de laboratoire sont présent à l'**annexe C**.

Résultats essai choc thermique:

Voici les résultats pour les essais de choc thermique.

Tableau 12 : Distributions granulométriques pour différents échantillons

Echantillon	Type échantillon	Fraction + 12,5 mm (g)	Fraction - 12,5 mm (g)	Fraction + 12,5 mm (%)	Fraction - 12,5 mm (%)	durée calcination (min)
P175880	bloc	2506,5	175,92	93,4	6,6	20,0
P175877	carotte	373,12	43,07	89,7	10,3	20,0
P175822	bloc	2496,40	161,17	93,9	6,1	45,0
P175881	bloc	2574,60	42,92	98,4	1,6	85,0
P175876	carotte	377,79	41,96	90,0	10,0	31,0
P175878	carotte	404,09	14,85	96,5	3,5	25,0
P175856	carotte	430,47	1,43	99,7	0,3	32,0
P175854	carotte	381,08	47,78	88,9	11,1	25,0
P175855	carotte	408,36	21,02	95,1	4,9	45,0
P175852	carotte	429,73	1,42	99,7	0,3	50,0
P175851	carotte	404,80	16,74	96,0	4,0	50,0
P175853	carotte	416,68	2,40	99,4	0,6	50,0

Résultats perte au feu:

Voici les résultats de perte au feu pour les essais de choc thermique :

Tableau 13 : Perte au feu des différents échantillons

Echantillon	Type échantillon	poids départ (g)	poids final (g)	LOI (%)
P175880	bloc	2687,4	2685,3	0,1
P175877	carotte	418,3	418,23	0,0
P175822	bloc	2671,3	2661,5	0,4
P175881	bloc	------	2717,8	------
P175876	carotte	424,1	423,4	0,2
P175878	carotte	420,8	419,6	0,3
P175856	carotte	432,6	432,0	0,1
P175854	carotte	430,3	430,0	0,1
P175855	carotte	431,3	430,1	0,3
P175852	carotte	432,5	431,4	0,3
P175851	carotte	423,3	421,9	0,3
P175853	carotte	420,2	419,2	0,2

Phase 4 : Essai pour sable de fractionnement

Pour les essais pour les sable de fractionnement, un seul test a été réalisé; celui de résistance à l'écrasement. Les essais ont été effectués sur les fractions 20/40 et 30/50 du produit non-magnétique attrité 5 minutes de l'envoi #3. Les résultats de ce test ont été négatifs et nous avons abandonné les tests des étapes suivantes. Les données de laboratoire sont présentes dans l'**annexe E.**

Voici les tableaux des résultats:

Tableau 14 : Fractions granulométriques du produit non-magnétique

A : Produit : N-mags whims 5.9A envoie #3 attrite 5 min Pr20-40

Essai	load on cell (lb force)	load on cell (psi)	stress on sand (psi)	poids départ (g)	Fraction + 50 (g)	Fraction - 50 (g)	Fraction + 50 (%)	Fraction - 50 (%)
1	12566	426	4000	37,08	27,20	9,73	73,7	26,3
2	15708	533	5000	37,08	24,94	12,00	67,5	32,5

B : Produit : N-mags whims 5.9A envoie #3 attrite 5 min Pr30-50

Essai	load on cell (lb force)	load on cell (psi)	stress on sand (psi)	poids départ (g)	Fraction + 70 (g)	Fraction - 70 (g)	Fraction + 70 (%)	Fraction - 70 (%)
1	12566	426	4000	32,49	19,44	13,01	59,9	40,1
2	6283	213	2000	32,49	25,38	7,04	78,3	21,7

4. Conclusions

Les analyses géochimiques permettent de constater que la majorité des échantillons ont une teneur élevé en SiO2 et on observe une teneur légère en Fe2O3 et Al2O3. Nous avons aussi évalué les métaux en traces, dont les valeurs sont négligeables.

Un procédé constitué d'un tamisage à 600 µm, d'une première étape de lavage à l'eau sur une toile de 106µm, d'une étape d'attrition de 5 minutes, d'une seconde étape de lavage à l'eau sur toile 106µm et d'une séparation magnétique humide à haute intensité permet une récupération de 76,2% silice à une teneur moyenne de 99.4%. Au total, à la suite de ces étapes de traitement, c'est en moyenne 73,1% de l'oxyde de fer, 65,1% de l'oxyde d'aluminium et 49,4% de l'oxyde de titane qui ont étés enlevés du matériel alimenté (F100-600µm). Après séparation magnétique, le produit non-magnétique contient une teneur moyenne d'oxyde de fer de 0.03% (300 ppm), de 0,16% d'oxyde d'aluminium et de 0,03% d'oxyde de titane. Une calibration à faibles teneurs en impureté et une seconde analyse des pastilles au XRF serait nécessaire pour confirmer la performance de cette chaîne de traitement. Les pourcentages de distributions instantanés indiquent que l'étape de lavage initiale est la plus performante pour enlever les impuretés. C'est aussi cette étape qui rejette le plus de particule fine probablement à cause du sur-concassage. Il serait intéressant de refaire cette expérience en incorporant une étape de tamisage sur une toile de 600 µm entre le concasseur giratoire et le concasseur à rouleaux. Cette étape permettrait non-seulement d'évaluer le taux de recyclage au concassage, mais aussi de mieux balancer la chaîne de traitement de la silice.

Pour les tests de sable de fractionnement selon la norme API 19C, les données sont négatives. Le test de sphéricité et de rondeur a donné des valeurs moyennes assez faibles. Le deuxième test de sable de fractionnement, la résistance à l'écrasement, nous permis de valider le résultat négatif de l'analyse de sphéricité et de rondeur. L'optimisation de la température et du temps de séjour dans le four pourrait permettre de réduire la formation d'agrégats non-sphérique.

L'essai de choc thermique ont été concluant pour l'ensemble des échantillons puisque le passant 12.5mm a été plus élevé que l'exigence de 80%.

5. Signatures

En signant ci-dessous, le Centre de technologie minérale et de plasturgie Inc. (CTMP) valide les données et le rapport d'analyse ci-dessus.

5 déc. 2013

Alexandre-Sacha Leblond Ing.
Chargé de projets – secteur minéral
Centre de technologie minérale et de plasturgie Inc.

Date

05-12-2013

Mathieu Brousseau Ing. Jr.
Chargé de projets – secteur minéral
Centre de technologie minérale et de plasturgie Inc.

Date

Annexe A

Données des essais
d'analyses géochimiques

Centre de technologie minérale et de plasturgie inc. (CTMP)
671, boulevard Frontenac Ouest, porte 7C
Thetford Mines (Québec) G6G 1N1
Téléphone : (418) 338-6410 Télécopieur : (418) 338-9584
ctmp@cegepth.qc.ca – www.ctmp.ca

Analyse géochimique - Oxydes majeurs

No. Projet: R-5030
Titre: Silica Matane (Langis)
Client: Canadian Metals
1200, avenue Mc gill College, bureau 1240
Montréal, Qc., H3B 4G7, Canada
a/s: M. Stéphane LEBLANC

Échantillons	SiO_2 (%)	MgO (%)	CaO (%)	Fe_2O_3 (%)	Al_2O_3 (%)	MnO (%)	Na_2O (%)	K_2O (%)	TiO_2 (%)	SO_3 (%)	P_2O_5 (%)	P.A.F. (%)	Total Traces (%)	Total (%)
P179751	76,67	4,43	6,30	0,69	0,73	0,02	0,05	0,04	0,05	0,37	0,01	9,72	0,03	99,10
P179752	98,15 a	0,16	0,07	0,31	0,67	0,01	0,03	0,16	0,04	< 0,01	0,01	0,37	0,02	100,00
P179753	99,27 a	0,02	0,02	0,16	0,20	0,01	0,03	0,06	0,04	< 0,01	< 0,01	0,17	0,02	100,00
P179754	99,16 a	0,03	0,02	0,12	0,26	0,01	0,08	0,07	0,03	< 0,01	0,01	0,19	0,02	100,00
P179755	3,22	0,53	51,56	0,22	0,43	0,01	0,04	0,10	0,03	0,07	0,01	41,89	0,03	98,14
P179756	99,24 a	0,01	0,10	0,06	0,23	0,01	0,03	0,05	0,04	< 0,01	< 0,01	0,21	0,02	100,00
P179757	98,92 a	0,08	0,02	0,13	0,43	0,01	0,02	0,07	0,05	< 0,01	0,01	0,24	0,02	100,00
P179758	98,81 a	0,03	0,31	0,12	0,25	0,01	0,03	0,04	0,04	< 0,01	< 0,01	0,34	0,02	100,00
P179759	98,92 a	0,07	0,03	0,12	0,33	0,01	0,19	0,05	0,04	< 0,01	0,01	0,21	0,02	100,00
P179760	98,83 a	0,08	0,02	0,16	0,42	0,01	0,03	0,05	0,06	< 0,01	0,01	0,30	0,03	100,00
P179761	97,67 a	0,16	0,33	0,21	0,68	0,01	0,11	0,11	0,06	0,03	0,01	0,48	0,03	99,86
P179762	98,46 a	0,13	0,11	0,13	0,57	0,01	0,03	0,06	0,06	< 0,01	0,01	0,33	0,02	99,90
P179763	98,26 a	0,16	0,09	0,17	0,64	0,01	0,03	0,06	0,07	< 0,01	0,01	0,37	0,02	99,87
P179764	97,76 a	0,27	0,12	0,20	0,91	0,01	0,04	0,06	0,06	< 0,01	0,01	0,49	0,02	99,93
P179765	99,31 a	0,01	0,03	0,10	0,15	0,01	0,03	0,05	0,03	< 0,01	< 0,01	0,24	0,03	100,00
P179766	4,37	0,49	51,84	0,35	0,82	0,01	0,04	0,24	0,05	0,16	0,01	41,00	0,02	99,40
P179767	99,36 a	< 0,01	0,06	0,06	0,15	< 0,01	0,03	0,05	0,04	< 0,01	< 0,01	0,23	0,02	100,00
P179768	99,38 a	< 0,01	0,02	< 0,01	0,22	0,01	0,03	0,07	0,03	< 0,01	< 0,01	0,22	0,02	100,00
P179769	98,99 a	0,06	0,02	0,10	0,36	0,01	0,01	0,08	0,05	< 0,01	< 0,01	0,29	0,03	100,00
P179770	99,20 a	0,03	0,01	0,06	0,29	0,01	0,03	0,07	0,04	< 0,01	< 0,01	0,24	0,02	100,00
P179771	99,16 a	0,04	0,01	0,05	0,31	0,01	0,04	0,06	0,04	< 0,01	0,01	0,25	0,02	100,00
P179772	98,85 a	0,08	0,02	0,13	0,44	0,01	0,05	0,06	0,05	< 0,01	0,01	0,28	0,02	100,00
P179773	99,38 a	< 0,01	0,01	0,08	0,19	0,01	0,02	0,05	0,04	< 0,01	< 0,01	0,20	0,02	100,00

Échantillons	SiO_2 (%)	MgO (%)	CaO (%)	Fe_2O_3 (%)	Al_2O_3 (%)	MnO (%)	Na_2O (%)	K_2O (%)	TiO_2 (%)	SO_3 (%)	P_2O_5 (%)	P.A.F. (%)	Total Traces (%)	Total (%)
P179774	98,94 [a]	0,06	0,01	0,10	0,41	0,01	0,03	0,08	0,05	< 0,01	0,01	0,27	0,03	100,00
P179775	98,70 [a]	0,09	0,03	0,09	0,44	0,01	0,04	0,05	0,06	< 0,01	< 0,01	0,33	0,02	99,84
P179776	97,70 [a]	0,27	0,09	0,23	0,95	0,01	0,06	0,09	0,05	< 0,01	0,01	0,45	0,02	99,91
P179777	98,00 [a]	0,20	0,06	0,17	0,80	0,01	0,05	0,10	0,06	< 0,01	0,01	0,42	0,02	99,88
P179778	99,00 [a]	0,06	0,05	0,07	0,36	< 0,01	0,03	0,05	0,05	< 0,01	0,01	0,25	0,02	99,93
P179779	98,83 [a]	0,08	0,06	0,09	0,43	0,01	0,02	0,06	0,06	< 0,01	0,01	0,27	0,02	99,92
P179780	97,85 [a]	0,16	0,06	0,34	0,91	0,01	0,03	0,16	0,08	< 0,01	0,01	0,37	0,02	100,00
P179781	98,68 [a]	0,10	0,07	0,18	0,47	0,01	0,04	0,09	0,06	< 0,01	0,01	0,27	0,02	100,00
P179781-R	98,67 [a]	0,09	0,07	0,19	0,49	0,01	0,04	0,08	0,06	< 0,01	0,01	0,27	0,02	100,00
P179782	97,64 [a]	0,24	0,19	0,19	0,89	0,01	0,15	0,18	0,07	< 0,01	0,01	0,41	0,02	100,00
P179783	97,66 [a]	0,26	0,07	0,20	1,03	0,01	0,04	0,15	0,08	< 0,01	0,01	0,47	0,02	100,00
P179784	98,83 [a]	0,08	0,02	0,11	0,45	0,01	0,04	0,05	0,06	< 0,01	0,01	0,32	0,02	100,00
P179785	99,44 [a]	0,02	0,02	0,03	0,21	0,01	0,02	0,04	0,03	< 0,01	< 0,01	0,16	0,02	100,00
P179786	99,26 [a]	0,05	0,02	0,06	0,29	0,01	0,02	0,04	0,04	< 0,01	< 0,01	0,19	0,02	100,00
P179787	98,74 [a]	0,15	0,03	0,10	0,54	0,01	0,03	0,06	0,04	< 0,01	< 0,01	0,29	0,02	100,00
P179788	17,92	0,56	44,30	0,30	0,94	0,01	0,04	0,23	0,05	0,04	0,01	35,41	0,03	99,81
P179789	98,61 [a]	0,15	0,13	0,13	0,49	0,01	0,03	0,06	0,04	< 0,01	< 0,01	0,33	0,02	100,00
P179790	99,53 [a]	< 0,01	0,02	0,06	0,14	0,01	0,02	0,03	0,03	< 0,01	0,01	0,13	0,02	100,00
P179791	98,92 [a]	0,08	0,02	0,11	0,39	0,01	0,04	0,05	0,05	< 0,01	0,01	0,30	0,02	100,00
P179792	99,51 [a]	< 0,01	0,01	0,04	0,17	0,01	0,04	0,03	0,03	< 0,01	< 0,01	0,14	0,02	100,00
P179793	99,28 [a]	0,04	0,01	0,08	0,27	0,01	0,03	0,03	0,04	< 0,01	< 0,01	0,19	0,02	100,00
P179794	99,00 [a]	0,10	0,02	0,05	0,36	0,01	0,12	0,04	0,04	< 0,01	0,01	0,23	0,02	100,00
P179795	98,78 [a]	0,13	0,06	0,07	0,51	0,01	0,04	0,04	0,04	< 0,01	0,01	0,29	0,02	100,00
P179796	98,95 [a]	0,09	0,07	0,09	0,38	0,01	0,04	0,04	0,04	< 0,01	0,01	0,26	0,02	100,00
P179797	98,63 [a]	0,13	0,08	0,13	0,45	0,01	0,13	0,06	0,05	< 0,01	0,01	0,29	0,03	100,00
P179798	86,08 [a]	2,39	2,69	1,08	2,29	0,02	0,05	0,45	0,13	0,02	0,01	4,79	0,00	100,00

Centre de technologie minérale et de plasturgie inc. (CTMP)
671, boulevard Frontenac Ouest, porte 7C
Thetford Mines (Québec) G6G 1N1
Téléphone : (418) 338-6410 Télécopieur : (418) 338-9584
ctmp@cegepth.qc.ca – www.ctmp.ca

Analyse géochimique - Métaux en traces

No. Projet: R-5030
Titre: Silica Matane (Langis)
Client: Canadian Metals
1200, avenue Mc gill College, bureau 1240
Montréal, Qc., H3B 4G7, Canada
a/s: M. Stéphane LEBLANC

Échantillons	Sc (PPM)	V (PPM)	Cr (PPM)	Co (PPM)	Ni (PPM)	Cu (PPM)	Zn (PPM)	Ga (PPM)	As (PPM)	Rb (PPM)	Sr (PPM)	Y (PPM)	Nb (PPM)	Mo (PPM)	Sn (PPM)	Sb (PPM)	Cs (PPM)	Ba (PPM)	La (PPM)	Ce (PPM)	Pb (PPM)	Th (PPM)	U (PPM)	Zr (PPM)
P179751	4	4	56	< 2	7	6	4	1	36	< 1	25	52	5	6	< 3	13	< 5	14	10	< 4	7	< 13	3	ND
P179752	< 2	6	82	< 2	5	< 5	4	1	10	< 1	12	43	6	6	3	11	< 5	20	10	< 4	4	< 13	3	ND
P179753	< 2	2	76	< 2	3	< 5	< 4	1	7	< 1	11	53	6	6	4	12	< 5	13	11	< 4	3	< 13	3	ND
P179754	< 2	3	32	< 2	4	< 5	< 4	1	4	< 1	14	60	7	6	4	13	< 5	16	11	< 4	4	< 13	3	ND
P179755	39	5	< 3	< 2	6	8	6	2	3	1	170	11	2	6	< 3	8	5	13	15	< 4	9	< 13	4	ND
P179756	< 2	< 2	33	< 2	3	< 5	< 4	1	< 3	< 1	11	55	6	6	3	12	< 5	14	11	< 4	2	< 13	3	ND
P179757	< 2	3	37	< 2	4	< 5	< 4	2	6	< 1	15	46	6	6	3	13	< 5	13	11	< 4	7	< 13	3	ND
P179758	< 2	3	37	< 2	4	< 5	< 4	1	< 3	< 1	13	65	8	6	4	13	< 5	13	11	< 4	4	< 13	3	ND
P179759	< 2	4	34	< 2	4	5	< 4	1	3	< 1	18	73	7	6	< 3	12	< 5	13	11	< 4	5	< 13	3	ND
P179760	< 2	6	48	< 2	5	< 5	< 4	1	6	1	14	113	11	6	5	13	< 5	17	11	< 4	5	< 13	3	ND
P179761	< 2	5	44	< 2	5	5	< 4	1	3	1	37	78	8	6	4	12	< 5	28	11	4	6	< 13	3	NA
P179762	< 2	4	52	< 2	3	< 5	< 4	2	< 3	< 1	20	52	7	6	< 3	12	< 5	21	11	< 4	5	< 13	3	NA
P179763	< 2	3	59	< 2	3	< 5	< 4	1	3	< 1	20	71	8	6	5	14	< 5	16	11	< 4	6	< 13	3	NA
P179764	< 2	2	24	< 2	4	< 5	< 4	1	< 3	< 1	29	38	5	6	3	12	< 5	19	10	< 4	6	< 13	3	NA
P179765	< 2	2	37	< 2	3	< 5	< 4	1	< 3	< 1	8	104	9	6	3	14	< 5	13	11	< 4	2	< 13	3	ND
P179766	39	6	< 3	< 2	< 2	5	8	1	< 3	5	164	4	2	6	< 3	9	5	13	14	< 4	6	< 13	4	ND
P179767	< 2	3	68	< 2	5	< 5	< 4	1	< 3	< 1	7	43	6	6	4	13	< 5	15	11	< 4	< 2	< 13	3	ND
P179768	< 2	4	32	< 2	3	< 5	< 4	1	< 3	< 1	8	39	5	6	< 3	12	< 5	13	11	< 4	2	< 13	3	ND
P179769	< 2	3	77	< 2	6	< 5	< 4	1	4	< 1	13	111	11	6	4	13	< 5	17	11	< 4	3	< 13	3	ND
P179770	< 2	3	45	< 2	3	< 5	< 4	1	< 3	< 1	15	52	6	6	< 3	12	< 5	16	11	< 4	3	< 13	3	ND
P179771	< 2	4	45	< 2	2	< 5	< 4	1	< 3	< 1	24	57	7	6	3	11	< 5	14	11	< 4	4	< 13	3	ND
P179772	< 2	5	66	< 2	5	< 5	< 4	1	< 3	< 1	31	88	9	6	3	12	6	13	11	< 4	6	< 13	3	ND
P179773	< 2	3	75	< 2	2	< 5	< 4	1	< 3	< 1	11	53	7	6	3	12	< 5	14	11	< 4	2	< 13	3	ND
P179774	< 2	4	58	< 2	4	< 5	< 4	1	4	< 1	20	38	5	6	4	13	< 5	15	11	< 4	5	< 13	3	ND
P179775	< 2	4	42	< 2	4	< 5	< 4	1	< 3	< 1	15	91	9	6	< 3	12	6	18	11	< 4	4	< 13	3	NA
P179776	< 2	5	12	< 2	3	< 5	< 4	2	< 3	< 1	21	57	7	6	5	13	< 5	22	10	< 4	5	< 13	3	NA
P179777	< 2	3	27	< 2	4	< 5	< 4	2	4	1	19	68	8	6	3	13	< 5	20	11	< 4	5	< 13	3	NA
P179778	< 2	4	36	< 2	3	< 5	< 4	1	< 3	< 1	11	38	5	6	4	13	8	16	11	< 4	< 2	< 13	3	NA
P179779	< 2	5	41	< 2	3	< 5	< 4	1	< 3	< 1	12	43	6	6	5	12	< 5	13	11	5	3	< 13	3	NA
P179780	< 2	7	57	< 2	5	< 5	4	1	< 3	1	22	30	6	6	4	12	5	22	10	5	6	< 13	3	NA

Échantillons	Sc (PPM)	V (PPM)	Cr (PPM)	Co (PPM)	Ni (PPM)	Cu (PPM)	Zn (PPM)	Ga (PPM)	As (PPM)	Rb (PPM)	Sr (PPM)	Y (PPM)	Nb (PPM)	Mo (PPM)	Sn (PPM)	Sb (PPM)	Cs (PPM)	Ba (PPM)	La (PPM)	Ce (PPM)	Pb (PPM)	Th (PPM)	U (PPM)	Zr (PPM)
P179781	< 2	4	38	< 2	3	< 5	< 4	1	3	< 1	18	26	4	6	5	13	< 5	20	11	< 4	3	< 13	3	NA
P179782	< 2	7	51	< 2	4	< 5	4	2	3	1	25	27	5	6	4	14	< 5	26	10	5	4	< 13	3	NA
P179783	< 2	6	42	< 2	6	< 5	< 4	2	4	1	21	36	6	6	4	12	< 5	23	10	< 4	4	< 13	3	NA
P179784	< 2	4	42	< 2	4	< 5	< 4	1	< 3	< 1	16	61	7	6	5	13	< 5	16	11	< 4	5	< 13	3	NA
P179785	< 2	2	17	< 2	3	< 5	< 4	1	4	< 1	10	97	9	6	3	13	< 5	15	11	< 4	2	< 13	3	NA
P179786	< 2	3	32	< 2	3	< 5	< 4	1	4	< 1	14	46	6	6	5	13	10	16	11	< 4	3	< 13	3	NA
P179787	< 2	5	15	< 2	3	< 5	< 4	1	4	< 1	14	39	5	6	4	11	< 5	17	11	< 4	4	< 13	3	NA
P179788	32	8	< 3	< 2	3	< 5	8	2	< 3	5	144	< 6	2	6	< 3	9	10	13	14	< 4	4	< 13	4	NA
P179789	< 2	5	66	< 2	4	< 5	< 4	1	< 3	< 1	9	72	8	6	3	12	< 5	13	11	< 4	< 2	< 13	3	NA
P179790	< 2	3	42	< 2	4	< 5	< 4	1	< 3	< 1	9	48	6	6	5	12	< 5	13	11	< 4	2	< 13	3	NA
P179791	< 2	5	41	< 2	3	< 5	< 4	1	< 3	< 1	16	54	7	6	4	13	< 5	16	11	< 4	4	< 13	3	NA
P179792	< 2	2	27	< 2	3	< 5	< 4	0	< 3	< 1	10	73	8	6	3	12	< 5	13	11	< 4	2	< 13	3	NA
P179793	< 2	3	48	< 2	3	< 5	< 4	1	< 3	< 1	12	36	5	6	4	15	< 5	13	11	< 4	3	< 13	3	NA
P179794	2	2	35	< 2	3	< 5	< 4	1	< 3	< 1	15	35	5	6	4	13	8	14	11	< 4	5	< 13	3	NA
P179795	< 2	5	21	< 2	3	< 5	< 4	1	4	< 1	27	69	7	6	4	13	< 5	15	11	< 4	9	< 13	3	NA
P179796	< 2	3	34	< 2	3	< 5	< 4	1	< 3	< 1	30	74	8	6	5	13	< 5	13	11	< 4	6	< 13	3	NA
P179797	< 2	4	49	< 2	3	< 5	< 4	1	3	< 1	15	69	8	6	4	12	< 5	15	11	< 4	4	< 13	3	NA
P179798	2	17	84	< 2	8	6	7	3	< 3	12	28	28	7	6	3	12	5	62	9	15	8	< 13	3	NA

Centre de technologie minérale et de plasturgie inc. (CTMP)
671, boulevard Frontenac Ouest, porte 7C
Thetford Mines (Québec) G6G 1N1
Téléphone : (418) 338-6410 Télécopieur : (418) 338-9584
ctmp@cegepth.qc.ca – www.ctmp.ca

Ananlyse géochimique - Triplicatas oxydes majeurs

No. Projet: R-5030
Titre: Silica Matane (Langis)
Client: Canadian Metals
1200, avenue Mc gill College, bureau 1240
Montréal, Qc., H3B 4G7, Canada
a/s: M. Stéphane LEBLANC

Échantillons	SiO_2 (%)	MgO (%)	CaO (%)	Fe_2O_3 (%)	Al_2O_3 (%)	MnO (%)	Na_2O (%)	K_2O (%)	TiO_2 (%)	SO_3 (%)	P_2O_5 (%)	P.A.F. (%)	Total Traces (%)	Total (%)
P179752-a	98,15 (1)	0,16	0,07	0,31	0,67	0,01	0,03	0,16	0,04	< 0,01	0,01	0,37	0,02	100,00
P179752-b	98,08 (1)	0,16	0,07	0,32	0,69	0,01	0,03	0,16	0,05	< 0,01	0,01	0,39	0,03	100,00
P179752-c	98,16 (1)	0,17	0,07	0,30	0,66	0,01	0,05	0,16	0,05	< 0,01	0,01	0,33	0,03	100,00
P179761-a	97,78 (1)	0,16	0,33	0,21	0,68	0,01	0,11	0,11	0,06	0,03	0,01	0,48	0,03	100,00
P179761-b	97,82 (1)	0,16	0,33	0,21	0,66	0,01	0,08	0,11	0,07	< 0,01	0,01	0,51	0,03	100,00
P179761-c	97,90 (1)	0,15	0,33	0,20	0,70	0,01	0,08	0,10	0,07	< 0,01	0,01	0,42	0,03	100,00
P179770-a	99,20 (1)	0,03	0,01	0,06	0,29	0,01	0,03	0,07	0,04	< 0,01	< 0,01	0,24	0,02	100,00
P179770-b	99,24 (1)	0,03	0,01	0,08	0,28	0,01	0,02	0,07	0,04	< 0,01	0,01	0,19	0,02	100,00
P179770-c	99,22 (1)	0,04	0,02	0,07	0,31	0,01	0,04	0,07	0,04	< 0,01	0,01	0,15	0,02	100,00
P179772-a	98,84 (1)	0,08	0,02	0,13	0,44	0,01	0,05	0,06	0,05	< 0,01	0,01	0,28	0,03	100,00
P179772-b	98,91 (1)	0,09	0,02	0,13	0,40	0,01	0,05	0,06	0,05	< 0,01	0,01	0,24	0,03	100,00
P179772-c	98,98 (1)	0,08	0,02	0,12	0,41	0,01	0,04	0,06	0,05	< 0,01	0,01	0,19	0,03	100,00
P179780-a	97,85 (1)	0,16	0,06	0,34	0,91	0,01	0,03	0,16	0,08	< 0,01	0,01	0,37	0,02	100,00
P179780-b	97,83 (1)	0,17	0,06	0,36	0,86	0,01	0,04	0,16	0,08	< 0,01	0,01	0,40	0,02	100,00
P179780-c	97,88 (1)	0,17	0,06	0,34	0,90	0,01	0,03	0,16	0,08	< 0,01	0,01	0,34	0,02	100,00
P179794-a	99,00 (1)	0,10	0,02	0,05	0,36	0,01	0,12	0,04	0,04	< 0,01	0,01	0,23	0,02	100,00
P179794-b	99,05 (1)	0,10	0,01	0,07	0,39	0,01	0,05	0,04	0,04	< 0,01	< 0,01	0,22	0,02	100,00
P179794-c	99,18 (1)	0,08	0,01	0,05	0,35	0,01	0,03	0,03	0,04	< 0,01	0,01	0,19	0,02	100,00

'(1) 100-autres

Écart type et marge d'erreur

Échantillons	SiO_2 (%)	MgO (%)	CaO (%)	Fe_2O_3 (%)	Al_2O_3 (%)	MnO (%)	Na_2O (%)	K_2O (%)	TiO_2 (%)	SO_3 (%)	P_2O_5 (%)	P.A.F. (%)	Total Traces (%)	Total (%)
P179752	0,044	0,006	0,000	0,010	0,015	0,000	0,012	0,000	0,006	NA	0,000	0,031	0,006	0,000
P179761	0,061	0,006	0,000	0,006	0,020	0,000	0,017	0,006	0,006	NA	0,000	0,046	0,000	0,000
P179770	0,020	0,006	0,006	0,010	0,015	0,000	0,010	0,000	0,000	NA	0,000	0,045	0,000	0,000
P179772	0,070	0,006	0,000	0,006	0,021	0,000	0,006	0,000	0,000	NA	0,000	0,045	0,000	0,000
P179780	0,025	0,006	0,000	0,012	0,026	0,000	0,006	0,000	0,000	NA	0,000	0,030	0,000	0,000
P179794	0,093	0,006	0,012	0,021	0,000	0,047	0,006	0,000	NA	NA	0,021	0,000	0,000	0,000
Moyenne	0,052	0,006	0,003	0,011	0,016	0,008	0,009	0,001	0,002	NA	0,003	0,033	0,001	0,000
Marge d'erreur	0,102	0,011	0,006	0,021	0,032	0,015	0,018	0,002	0,005	NA	0,007	0,064	0,002	NA

Centre de technologie minérale et de plasturgie inc. (CTMP)
671 boulevard Frontenac Ouest, porte 7C
Thetford Mines (Québec) G6G 1N1
Téléphone (418) 338-6410 Télécopieur (418) 338-9584
ctmp@cegepth.qc.ca – www.ctmp.ca

Ananlyse géochimique - Triplicatas métaux en traces

No. Projet: R-5030
Titre: Silica Matane (Langis)
Client: Canadian Metals
1200, avenue Mc gill College, bureau 1240
Montréal, Qc., H3B 4G7, Canada
a/s: M. Stéphane LEBLANC

Échantillons	Sc (PPM)	V (PPM)	Cr (PPM)	Co (PPM)	Ni (PPM)	Cu (PPM)	Zn (PPM)	Ga (PPM)	As (PPM)	Rb (PPM)	Sr (PPM)	Y (PPM)	Nb (PPM)	Mo (PPM)	Sn (PPM)	Sb (PPM)	Cs (PPM)	Ba (PPM)	La (PPM)	Ce (PPM)	Pb (PPM)	Th (PPM)	U (PPM)	Zr (PPM)
P179752-a	< 2	6	82	< 2	5	< 5	4	1	10	< 1	12	43	6	6	3	11	4	20	10	< 4	4	< 13	3	NA
P179752-b	< 2	4	113	< 2	5	< 5	< 4	1	10	< 1	12	43	6	6	4	13	4	21	10	< 4	4	< 13	3	NA
P179752-c	< 2	4	97	< 2	6	< 5	< 4	2	11	< 1	12	44	6	6	4	14	4	19	10	< 4	5	< 13	3	NA
P179761-a	< 2	5	44	< 2	5	5	< 4	1	3	1	37	78	8	6	4	12	4	28	11	4	6	< 13	3	NA
P179761-b	< 2	3	48	< 2	6	< 5	< 4	2	< 3	1	37	78	8	6	4	14	4	25	11	< 4	8	< 13	3	NA
P179761-c	< 2	5	47	< 2	4	5	< 4	1	3	1	37	78	9	6	4	14	4	29	11	7	7	< 13	3	NA
P179770-a	< 2	3	45	< 2	3	< 5	< 4	1	< 3	< 1	15	52	6	6	< 3	12	4	16	11	< 4	3	< 13	3	NA
P179770-b	< 2	4	44	< 2	3	< 5	< 4	1	< 3	< 1	16	53	7	6	3	11	4	16	11	< 4	2	< 13	3	NA
P179770-c	< 2	4	35	< 2	4	< 5	< 4	1	< 3	< 1	16	52	6	6	3	13	4	13	11	< 4	4	< 13	3	NA
P179772-a	< 2	5	66	< 2	5	< 5	< 4	1	< 3	< 1	31	88	9	6	3	12	6	13	11	< 4	6	< 13	3	NA
P179772-b	< 2	4	65	< 2	4	< 5	< 4	1	< 3	< 1	30	87	10	6	4	13	6	13	11	< 4	7	< 13	3	NA
P179772-c	< 2	4	65	< 2	5	< 5	< 4	1	4	< 1	31	87	9	6	< 3	13	4	13	11	< 4	6	< 13	3	NA
P179780-a	< 2	7	57	< 2	5	< 5	4	1	< 3	1	22	30	6	6	4	12	5	22	10	5	6	< 13	3	NA
P179780-b	< 2	6	55	< 2	3	< 5	4	2	3	1	22	30	6	6	4	13	7	24	10	< 4	6	< 13	3	NA
P179780-c	2	7	62	< 2	5	< 5	< 4	2	3	< 1	21	30	6	6	4	11	5	25	10	< 4	5	< 13	3	NA
P179794-a	2	2	35	< 2	3	< 5	< 4	1	< 3	< 1	15	35	5	6	4	13	8	14	11	< 4	5	< 13	3	NA
P179794-b	< 2	3	30	< 2	3	< 5	< 4	1	< 3	< 1	15	34	4	6	3	12	4	15	11	< 4	4	< 13	3	NA
P179794-c	< 2	4	32	< 2	4	< 5	< 4	1	3	< 1	15	34	5	6	4	12	8	14	11	< 4	4	< 13	3	NA

Écart type et marge d'erreur

Échantillons	Sc (PPM)	V (PPM)	Cr (PPM)	Co (PPM)	Ni (PPM)	Cu (PPM)	Zn (PPM)	Ga (PPM)	As (PPM)	Rb (PPM)	Sr (PPM)	Y (PPM)	Nb (PPM)	Mo (PPM)	Sn (PPM)	Sb (PPM)	Cs (PPM)	Ba (PPM)	La (PPM)	Ce (PPM)	Pb (PPM)	Th (PPM)	U (PPM)	Zr (PPM)
P179752	NA	1,155	15,503	NA	0,577	NA	NA	0,577	0,577	NA	0,000	0,577	0,000	0,000	0,577	1,528	0,000	1,000	0,000	NA	0,577	NA	0,000	NA
P179761	NA	1,155	2,082	NA	1,000	0,000	NA	0,577	0,000	0,000	0,000	0,000	0,577	0,000	0,000	1,155	0,000	2,082	0,000	2,121	1,000	NA	0,000	NA
P179770	NA	0,577	5,508	NA	0,577	NA	NA	0,000	NA	NA	0,577	0,577	0,577	0,000	0,000	1,000	0,000	1,732	0,000	NA	1,000	NA	0,000	NA
P179772	NA	0,577	0,577	NA	0,577	NA	NA	0,000	NA	NA	0,577	0,577	0,577	0,000	0,707	0,577	1,155	0,000	0,000	NA	0,577	NA	0,000	NA
P179780	NA	0,577	3,606	NA	1,155	NA	0,000	0,577	0,000	0,000	0,577	0,000	0,000	0,000	0,000	1,000	1,155	1,528	0,000	NA	0,577	NA	0,000	NA
P179794	NA	1,000	2,517	NA	0,577	NA	NA	0,000	NA	NA	0,000	0,577	0,577	0,000	0,577	0,577	2,309	0,577	0,000	NA	0,577	NA	0,000	NA
Moyenne	NA	0,840	4,965	NA	0,744	0,000	0,000	0,289	0,192	0,000	0,289	0,385	0,385	0,000	0,310	0,973	0,770	1,153	0,000	2,121	0,718	NA	0,000	NA
Marge d'erreur	NA	1,647	9,732	NA	1,458	NA	NA	0,566	0,377	NA	0,566	0,754	0,754	NA	0,608	1,907	1,509	2,260	NA	4,158	1,408	NA	NA	NA

Annexe B

Données des essais de caractérisation physique

B.1 : Matériel Concassé

Détail de la distribution granulométrique du matériel concassé pour l'Envoi 1

Dimension	Dimension	poids retenu	poids retenu	Cum. Retenu	Cum. Passant	AFS calculation	
(U.S.A series)	(mm)	(g)	(%)	(%)	(%)	Previous Sieve	Product
No. 8	2,360	1,66	1,4	1,4	98,6	7	10
No. 12	1,700	1,11	0,9	2,3	97,7	8	7
No. 16	1,180	1,27	1,1	3,4	96,6	12	13
No. 20	0,850	1,70	1,4	4,8	95,2	16	23
No. 30	0,600	4,74	4,0	8,8	91,2	20	79
No. 40	0,425	11,14	9,3	18,1	81,9	30	279
No. 50	0,300	12,57	10,5	28,6	71,4	40	420
No. 70	0,212	12,53	10,5	39,0	61,0	50	523
No. 100	0,150	20,75	17,3	56,4	43,6	70	1214
No. 140	0,106	25,00	20,9	77,3	22,7	100	2089
Panne		27,22	22,7	100,0	0,0	140	3184
						Sum:	7841
TOTAL		119,69	100,0			AFS:	78

Détail de la distribution granulométrique du matériel concassé pour l'Envoi 2

Dimension	Dimension	poids retenu	poids retenu	Cum. Retenu	Cum. Passant	Calcul AFS	
(U.S.A series)	(mm)	(g)	(%)	(%)	(%)	Previous Sieve	Product
No. 8	2,360	2,3	2,1	2,1	97,9	7	14,7
No. 12	1,700	1,1	1,0	3,1	96,9	8	8,3
No. 16	1,180	1,9	1,8	4,9	95,1	12	21,3
No. 20	0,850	2,5	2,3	7,2	92,8	16	36,8
No. 30	0,600	5,9	5,4	12,6	87,4	20	108,8
No. 40	0,425	12,2	11,3	23,9	76,1	30	338,9
No. 50	0,300	13,0	12,0	36,0	64,0	40	480,7
No. 70	0,212	11,9	11,0	47,0	53,0	50	550,1
No. 100	0,150	16,6	15,3	62,3	37,7	70	1072,7
No. 140	0,106	19,9	18,4	80,7	19,3	100	1840,9
Panne		20,9	19,3	100,0	0,0	140	2702,8
						Sum:	7175,9
TOTAL		108,26	100,0			AFS:	71,8

Détail de la distribution granulométrique du matériel concassé pour l'Envoi 3

Dimension	Dimension	poids retenu	poids retenu	Cum. Retenu	Cum. Passant	Calcul AFS	
(U.S.A series)	(mm)	(g)	(%)	(%)	(%)	Previous Sieve	Product
No. 8	2,360	3,14	2,6	2,6	97,4	7	18,2
No. 12	1,700	1,79	1,5	4,1	95,9	8	11,8
No. 16	1,180	2,63	2,2	6,3	93,7	12	26,1
No. 20	0,850	3,64	3,0	9,3	90,7	16	48,2
No. 30	0,600	6,48	5,4	14,6	85,4	20	107,2
No. 40	0,425	10,59	8,8	23,4	76,6	30	262,8
No. 50	0,300	10,82	9,0	32,3	67,7	40	358,0
No. 70	0,212	10,55	8,7	41,1	58,9	50	436,4
No. 100	0,150	18,29	15,1	56,2	43,8	70	1059,1
No. 140	0,106	26,52	21,9	78,1	21,9	100	2193,9
Panne		26,43	21,9	100,0	0,0	140	3061,1
						Sum:	7582,9
TOTAL		120,88	100,0			AFS:	75,8

B.2 : Matériel d'alimentation de la chaîne de traitement, -600µm

Détail de la distribution granulométrique du matériel d'alimentation (-600µm) pour l'Envoi 1

Dimension	Dimension	poids retenu	poids retenu	Cum. Retenu	Cum. Passant	Calcul AFS	
(U.S.A series)	(mm)	(g)	(%)	(%)	(%)	Previous Sieve	Product
No.30	0,600	0,02	0,0	0,0	100,0	20	0
No. 40	0,425	15,28	10,1	10,1	89,9	30	302
No.50	0,300	17,07	11,3	21,4	78,6	40	450
No.70	0,212	17,11	11,3	32,6	67,4	50	564
No.100	0,150	29,50	19,5	52,1	47,9	70	1362
No.140	0,106	34,97	23,1	75,2	24,8	100	2307
Panne		37,62	24,8	100,0	0,0	140	3475
TOTAL		151,57	100,0			Sum:	8462
						AFS:	85

Détail de la distribution granulométrique du matériel d'alimentation (-600µm) pour l'Envoi 2

Dimension	Dimension	poids retenu	poids retenu	Cum. Retenu	Cum. Passant		
(U.S.A series)	(mm)	(g)	(%)	(%)	(%)	Previous Sieve	Product
No.30	0,600	0,04	0,0	0,0	100,0	20	1
No. 40	0,425	9,80	8,0	8,0	92,0	30	239
No.50	0,300	11,05	9,0	17,0	83,0	40	359
No.70	0,212	12,58	10,2	27,2	72,8	50	511
No.100	0,150	25,29	20,5	47,7	52,3	70	1437
No.140	0,106	33,86	27,5	75,2	24,8	100	2749
Panne		30,55	24,8	100,0	0,0	140	3472
TOTAL		123,17	100			Sum:	8768
						AFS:	88

Détail de la distribution granulométrique du matériel d'alimentation (-600µm) pour l'Envoi 3

Dimension	Dimension	poids retenu	poids retenu	Cum. Retenu	Cum. Passant	Calcul AFS	
(U.S.A series)	(mm)	(g)	(%)	(%)	(%)	Previous Sieve	Product
No.30	0,600	0,21	0,2	0,2	99,8	20	3
No. 40	0,425	17,84	14,2	14,4	85,6	30	427
No.50	0,300	18,35	14,6	29,0	71,0	40	585
No.70	0,212	15,81	12,6	41,6	58,4	50	630
No.100	0,150	23,54	18,8	60,4	39,6	70	1314
No.140	0,106	21,06	16,8	77,2	22,8	100	1679
Panne		28,6	22,8	100,0	0,0	140	3195
TOTAL		125,44	100,0			Sum:	7833
						AFS:	78

B.3 : Produit du premier lavage, -600µm,+106µm

Détail de la distribution granulométrique du produit du premier lavage (-600µm, +106 µm) pour l'Envoi 1

Dimension	Dimension	poids retenu	poids retenu	Cum. Retenu	Cum. Passant		
(U.S.A series)	(mm)	(g)	(%)	(%)	(%)	Previous Sieve	Product
No.20	0,850					USA	
No.30	0,600	0,17	0,2	0,2	99,8	20	3
No. 40	0,425	14,16	13,2	13,3	86,7	30	395
No.50	0,300	16,39	15,3	28,6	71,4	40	610
No.70	0,212	15,82	14,7	43,3	56,7	50	736
No.100	0,150	26,37	24,5	67,9	32,1	70	1718
No.140	0,106	30,42	28,3	96,2	3,8	100	2831
Panne		4,1	3,8	100,0	0,0	140	537
TOTAL		107,45	100,0			Sum:	6831
						AFS:	68
						D10:	0,114
						D60:	0,225
						C.U.:	1,97

Détail de la distribution granulométrique du produit du premier lavage (-600µm, +106 µm) pour l'Envoi 2

Dimension	Dimension	poids retenu	poids retenu	Cum. Retenu	Cum. Passant	Calcul AFS	
(U.S.A series)	(mm)	(g)	(%)	(%)	(%)	Previous Sieve	Product
No.20	0,850					USA	
No.30	0,600	0,21	0,2	0,2	99,8	20	4
No. 40	0,425	19,92	18,1	18,3	81,7	30	543
No.50	0,300	19,99	18,2	36,5	63,5	40	727
No.70	0,212	16,65	15,1	51,6	48,4	50	757
No.100	0,150	23,79	21,6	73,2	26,8	70	1513
No.140	0,106	26,54	24,1	97,3	2,7	100	2412
Panne		2,9	2,7	100,0	0,0	140	374
TOTAL		110,04	100,0			Sum:	6329
						AFS:	63
						D10:	0,123
						D60:	0,27
						C.U.:	2,20

Détail de la distribution granulométrique du produit du premier lavage (-600µm, +106 µm) pour l'Envoi 3

Dimension	Dimension	poids retenu	poids retenu	Cum. Retenu	Cum. Passant	Calcul AFS	
(U.S.A series)	(mm)	(g)	(%)	(%)	(%)	Previous Sieve	Product
No.20	0,850					USA	
No.30	0,600	0,11	0,1	0,1	99,9	20	2
No. 40	0,425	16,03	15,1	15,3	84,7	30	454
No.50	0,300	17,69	16,7	32,0	68,0	40	669
No.70	0,212	16,30	15,4	47,4	52,6	50	770
No.100	0,150	26,22	24,8	72,1	27,9	70	1734
No.140	0,106	24,38	23,0	95,2	4,8	100	2304
Panne		5,1	4,8	100,0	0,0	140	675
TOTAL		105,83	100,0			Sum:	6608
						AFS:	66
						D10:	0,248
						D60:	0,122
						C.U.:	2,16

B.4 : Produit de l'attrition de 5 min, +106µm

Détail de la distribution granulométrique du produit d'attrition (+106 µm) pour l'Envoi 1

Dimension	Dimension	poids retenu	poids retenu	Cum. Retenu	Cum. Passant	Calcul AFS	
(U.S.A series)	(mm)	(g)	(%)	(%)	(%)	Previous Sieve	Product
No.20	0,850					USA	
No.30	0,600	0,14	0,1	0,1	99,9	20	2
No. 40	0,425	17,00	11,0	11,1	88,9	30	329
No.50	0,300	21,80	14,1	25,1	74,9	40	563
No.70	0,212	22,70	14,6	39,8	60,2	50	732
No.100	0,150	40,25	26,0	65,8	34,2	70	1818
No.140	0,106	49,65	32,0	97,8	2,2	100	3204
Panne		3,42	2,2	100,0	0,0	140	309
TOTAL		155,0	100,0			Sum:	6957
						AFS:	70
						D10:	0,114
						D60:	0,213
						C.U.:	1,87

Détail de la distribution granulométrique du produit d'attrition (+106 µm) pour l'Envoi 2

Dimension	Dimension	poids retenu	poids retenu	Cum. Retenu	Cum. Passant	Calcul AFS	
(U.S.A series)	(mm)	(g)	(%)	(%)	(%)	Previous Sieve	Product
No.20	0,850					USA	
No.30	0,600	0,19	0,2	0,2	99,8	20	4
No. 40	0,425	10,60	10,6	10,8	89,2	30	318
No.50	0,300	13,30	13,3	24,1	75,9	40	532
No.70	0,212	14,00	14,0	38,1	61,9	50	701
No.100	0,150	26,11	26,1	64,3	35,7	70	1830
No.140	0,106	32,71	32,7	97,0	3,0	100	3274
Panne		3,01	3,0	100,0	0,0	140	422
TOTAL		99,9	100,0			Sum:	7080
						AFS:	71
						D10:	0,114
						D60:	0,2
						C.U.:	1,76

Détail de la distribution granulométrique du produit d'attrition (+106 µm) pour l'Envoi 3

Dimension	Dimension	poids retenu	poids retenu	Cum. Retenu	Cum. Passant	Calcul AFS	
(U.S.A series)	(mm)	(g)	(%)	(%)	(%)	Previous Sieve	Product
No.30	0,600	0,14	0,1	0,1	99,9	20	2
No. 40	0,425	19,18	17,1	17,2	82,8	30	512
No.50	0,300	19,88	17,7	34,9	65,1	40	708
No.70	0,212	17,22	15,3	50,2	49,8	50	767
No.100	0,150	26,90	24,0	74,2	25,8	70	1677
No.140	0,106	25,11	22,4	96,6	3,4	100	2236
Panne		3,86	3,4	100,0	0,0	140	481
TOTAL		112,29	100,0			Sum:	6384
						AFS:	64
						D10:	0,126
						D60:	0,265
						CU:	2,1

B.5 : Produit non-magnétique

Détail de la distribution granulométrique du produit non-magnétique pour l'Envoi 1

Dimension	Dimension	poids retenu	poids retenu	Cum. Retenu	Cum. Passant	Calcul AFS	
(U.S.A series)	(mm)	(g)	(%)	(%)	(%)	Previous Sieve	Product
No.20	0,850					USA	
No.30	0,600	0,38	0,2	0,2	99,8	20	3
No. 40	0,425	24,17	9,7	9,8	90,2	30	290
No.50	0,300	32,98	13,2	23,0	77,0	40	527
No.70	0,212	36,07	14,4	37,4	62,6	50	721
No.100	0,150	61,20	24,5	61,9	38,1	70	1712
No.140	0,106	84,27	33,7	95,5	4,5	100	3368
Panne		11,16	4,5	100,0	0,0	140	624
TOTAL		250,23	100,0			Sum:	7245
						AFS:	72,4
						D10:	0,122
						D60:	0,2
						C.U.:	1,64

Détail de la distribution granulométrique du produit non-magnétique pour l'Envoi 2

Dimension	Dimension	poids retenu	poids retenu	Cum. Retenu	Cum. Passant	Calcul AFS	
(U.S.A series)	(mm)	(g)	(%)	(%)	(%)	Previous Sieve	Product
No.30	0,600	0,11	0,1	0,1	99,9	20	2
No. 40	0,425	12,41	9,8	9,9	90,1	30	295
No.50	0,300	15,47	12,3	22,2	77,8	40	491
No.70	0,212	16,44	13,0	35,2	64,8	50	652
No.100	0,150	32,56	25,8	61,0	39,0	70	1807
No.140	0,106	45,38	36,0	97,0	3,0	100	3598
Panne		3,74	3,0	100,0	0,0	140	415
TOTAL		126,11	100			Sum:	7260
						AFS:	72,6
						D10:	0,114
						D60:	0,2
						C.U.:	1,75

Détail de la distribution granulométrique du produit non-magnétique pour l'Envoi 3

Dimension	Dimension	poids retenu	poids retenu	Cum. Retenu	Cum. Passant	Calcul AFS	
U.S.A series	(mm)	(g)	(%)	(%)	(%)	Previous Sieve	Product
No.30	0,600	0,44	0,1	0,1	99,9	20	1
No. 40	0,425	36,38	5,1	5,2	94,8	30	0
No.50	0,300	198,15	28,0	33,2	66,8	40	1121
No.70	0,212	106,65	15,1	48,3	51,7	50	754
No.100	0,150	145,81	20,6	69,0	31,0	70	1444
No.140	0,106	192,62	27,3	96,2	3,8	100	2725
No.200	0,075	22,05	3,1	99,3	0,7	140	437
No.270	0,075	1,81	0,3	99,6	0,4	200	51
Panne		2,86	0,4	100,0	0,0	270	109
TOTAL		706,77	100,0			Sum:	6798
						AFS:	67,98
						D10:	0,126
						D60:	0,26
						cu	2,06

B.6 : Produit de l'attrition +106µm – Incidence du temps de contact

Détail de la distribution granulométrique du produit d'attrition (+106 µm) pour l'Envoi 3, 1min

Dimension	Dimension	poids retenu	poids retenu	Cum. Retenu	Cum. Passant	Calcul AFS	
(U.S.A series)	(mm)	(g)	(%)	(%)	(%)	Previous Sieve	Product
No.30	0,600	0,17	0,2	0,2	99,8	20	3
No. 40	0,425	16,61	14,8	15,0	85,0	30	444
No.50	0,300	18,06	16,1	31,1	68,9	40	644
No.70	0,212	16,95	15,1	46,2	53,8	50	756
No.100	0,150	28,70	25,6	71,8	28,2	70	1791
No.140	0,106	27,58	24,6	96,4	3,6	100	2459
Panne		4,08	3,6	100,0	0,0	140	509
TOTAL		112,15	100,0			Sum:	6607
						AFS:	66

Détail de la distribution granulométrique du produit d'attrition (+106 µm) pour l'Envoi 3, 3min

Dimension	Dimension	poids retenu	poids retenu	Cum. Retenu	Cum. Passant	Calcul AFS	
(U.S.A series)	(mm)	(g)	(%)	(%)	(%)	Previous Sieve	Product
No.30	0,600	0,07	0,1	0,1	99,9	20	1
No. 40	0,425	14,72	13,4	13,5	86,5	30	403
No.50	0,300	16,98	15,5	29,0	71,0	40	620
No.70	0,212	16,78	15,3	44,3	55,7	50	766
No.100	0,150	28,84	26,3	70,7	29,3	70	1843
No.140	0,106	28,10	25,7	96,3	3,7	100	2566
Panne		4,04	3,7	100,0	0,0	140	516
TOTAL		109,53	100,0			Sum:	6716
						AFS:	67

Détail de la distribution granulométrique du produit d'attrition (+106 µm) pour l'Envoi 3, 5min

Dimension	Dimension	poids retenu	poids retenu	Cum. Retenu	Cum. Passant	Calcul AFS	
(U.S.A series)	(mm)	(g)	(%)	(%)	(%)	Previous Sieve	Product
No.30	0,600	0,14	0,1	0,1	99,9	20	2
No. 40	0,425	19,18	17,1	17,2	82,8	30	512
No.50	0,300	19,88	17,7	34,9	65,1	40	708
No.70	0,212	17,22	15,3	50,2	49,8	50	767
No.100	0,150	26,90	24,0	74,2	25,8	70	1677
No.140	0,106	25,11	22,4	96,6	3,4	100	2236
Panne		3,86	3,4	100,0	0,0	140	481
TOTAL		112,29	100,0			Sum:	6384
						AFS:	64
						D10:	0,126
						D60:	0,265
						CU:	2,1

Détail de la distribution granulométrique du produit d'attrition (+106 µm) pour l'Envoi 3, 10min

Dimension	Dimension	poids retenu	poids retenu	Cum. Retenu	Cum. Passant	Calcul AFS	
(U.S.A series)	(mm)	(g)	(%)	(%)	(%)	Previous Sieve	Product
No.30	0,600	0,29	0,3	0,3	99,7	20	6
No. 40	0,425	18,77	18,1	18,4	81,6	30	544
No.50	0,300	18,91	18,3	36,7	63,3	40	731
No.70	0,212	15,87	15,3	52,0	48,0	50	767
No.100	0,150	24,00	23,2	75,2	24,8	70	1623
No.140	0,106	22,31	21,6	96,8	3,2	100	2155
Panne		3,36	3,2	100,0	0,0	140	454
TOTAL		103,51	100,0			Sum:	6280
						AFS:	63

B7 : Compositions chimiques XRF aux différentes étapes de traitement

Suivi de la composition chimique aux différentes étapes de traitement pour les trois envois (attrition 5min)

	Évolution de la composition du produit											
	Alimentation -600µm avant lavage			-600,+106µm avant attrition			+106µm après attrition			Non-magnétique après WHIMS		
Oxyde	Envoi 1	Envoi 2	Envoi 3	Envoi 1	Envoi 2	Envoi 3	Envoi 1	Envoi 2	Envoi 3	Envoi 1	Envoi 2	Envoi 3
SiO_2	99,03	98,91	99,01	99,39	99,46	99,46	99,58	99,53	99,58	99,56	99,47	99,20
Fe_2O_3	0,09	0,09	0,08	0,05	0,05	0,05	0,03	0,02	0,05	0,03	0,04	0,01
Al_2O_3	0,40	0,47	0,32	0,21	0,19	0,20	0,15	0,17	0,15	0,16	0,15	0,17
TiO_2	0,04	0,06	0,04	0,03	0,03	0,03	0,03	0,02	0,05	0,03	0,03	0,02
MgO	0,08	0,08	0,11	0,02	0,01	0,04	<0,01	0,02	<0,01	0,01	0,01	0,05
CaO	0,04	0,02	0,02	0,03	0,01	0,02	0,02	0,01	0,01	0,02	0,01	0,01
MnO	0,01	0,01	0,01	0,01	0,01	0,01	<0,01	0,01	0,01	<0,01	0,00	<0,01
Na_2O	0,03	0,04	0,16	0,05	0,03	0,02	0,06	0,08	0,04	0,04	0,09	0,04
K_2O	0,05	0,08	0,05	0,04	0,04	0,03	0,03	0,05	0,03	0,03	0,05	0,05
SO_3	<0,01	<0,01	<0,01	<0,01	<0,01	<0,01	<0,01	<0,01	<0,01	<0,02	0,00	<0,01
P_2O_5	0,01	0,01	0,01	0,01	0,01	0,01	<0,01	<0,01	<0,01	0,01	0,00	0,01
P.A.F.	0,22	0,23	0,19	0,17	0,16	0,15	0,10	0,09	0,13	0,11	0,15	0,12

		Évolution de la composition du rejet							
	-600,-106µm avant attrition			-106µm après attrition			Magnétique après WHIMS		
Oxyde	Envoi 1	Envoi 2	Envoi 3	Envoi 1	Envoi 2	Envoi 3	Envoi 1	Envoi 2	Envoi 3
SiO_2	97,86	97,88	98,77	98,65	97,64	97,87	95,30	94,92	93,47
Fe_2O_3	0,28	0,26	0,18	0,17	0,26	0,17	2,76	2,71	2,56
Al_2O_3	0,87	0,91	0,44	0,44	0,99	0,89	0,73	1,08	0,87
TiO_2	0,09	0,11	0,07	0,08	0,11	0,08	0,12	0,22	0,22
MgO	0,23	0,20	0,11	0,12	0,24	0,30	0,39	0,40	1,84
CaO	0,09	0,03	0,06	0,09	0,03	0,05	0,08	0,09	0,14
MnO	0,01	0,01	0,01	0,01	0,01	0,01	0,07	0,11	0,07
Na_2O	0,01	0,04	0,06	0,07	0,04	0,06	0,08	0,10	0,13
K_2O	0,11	0,15	0,04	0,08	0,17	0,06	0,06	0,09	0,09
SO_3	<0,01	<0,01	<0,01	<0,01	<0,01	<0,01	<0,01	0,00	0,00
P_2O_5	0,01	0,01	0,01	0,01	0,01	0,01	0,01	0,01	0,02
P.A.F.	0,44	0,40	0,25	0,28	0,50	0,50	0,40	0,27	0,59

B8 : Distribution et récupération des oxydes aux différentes étapes

Distribution et récupération des oxydes découlant du premier lavage sur un tamis Sweco 106µm

Fraction	Poids (g)	Contenu (%)				Distribution instantanée (% basé sur feed Calc)					Distribution Cumulée (%)					Ratio d'enrichissement	
		SiO2	Fe2O3	Al2O3	TiO2	Poids (%)	SiO2	Fe2O3	Al2O3	TiO2	Poids initial (%)	SiO2	Fe2O3	Al2O3	TiO2	Fe2O3	Al2O3
Envoi 1																	
+106 µm	9387	99,39	0,05	0,21	0,03	75,49	75,78	35,48	42,64	50,66	75,49	75,78	35,48	42,64	50,66		
-106 µm	3048	97,86	0,28	0,87	0,09	24,51	24,22	64,52	57,36	49,34	24,51	24,22	64,52	57,36	49,34	2,63	2,34
Feed (calc)	12435	99,01	0,106	0,372	0,045	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00						
Feed (assayed)		99,03	0,09	0,40	0,04												
Envoi 2																	
+106 µm	9387	99,46	0,05	0,19	0,03	77,78	78,06	40,24	42,23	48,84	77,78	78,06	40,24	42,23	48,84		
-106 µm	2681	97,88	0,26	0,91	0,11	22,22	21,94	59,76	57,77	51,16	22,22	21,94	59,76	57,77	51,16	2,69	2,60
Feed (calc)	12068	99,11	0,097	0,350	0,048	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00						
Feed (assayed)		98,91	0,09	0,47	0,06												
Envoi 3																	
+106 µm	4661	99,46	0,05	0,20	0,03	84,87	84,96	60,90	71,82	70,62	84,87	84,96	60,90	71,82	70,62		
-106 µm	831	98,77	0,18	0,44	0,07	15,13	15,04	39,10	28,18	29,38	15,13	15,04	39,10	28,18	29,38	2,58	1,86
Feed (calc)	5492	99,36	0,070	0,236	0,036	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00						
Feed (assayed)		99,01	0,08	0,20	0,03												

Distribution et récupération des oxydes découlant du deuxième lavage sur un tamis Sweco 106µm, suivant une attrition de 5 min

Fraction	Poids (g)	Contenu (%)				Distribution instantanée (% basé sur feed Calc)					Distribution Cumulée (%)					Ratio d'enrichissement	
		SiO2	Fe2O3	Al2O3	TiO2	Poids (%)	SiO2	Fe2O3	Al2O3	TiO2	Poids initial (%)	SiO2	Fe2O3	Al2O3	TiO2	Fe2O3	Al2O3
Envoi 1																	
+106 µm	8081	99,58	0,03	0,15	0,03	98,08	98,09	89,99	94,56	95,03	74,04	74,46	20,88	29,87	49,68		
-106 µm	159	98,65	0,17	0,44	0,08	1,92	1,91	10,01	5,44	4,97	25,96	25,54	79,12	59,64	52,79	5,20	2,83
Feed (calc)	8240	99,56	0,033	0,156	0,031	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00							
eed (assayed)		99,39	0,05	0,21	0,03												
Envoi 2																	
+106 µm	8056	99,53	0,02	0,17	0,02	97,87	97,91	77,97	88,77	89,32	76,13	76,45	15,75	36,98	31,87		
-106 µm	175	97,64	0,26	0,99	0,11	2,13	2,09	22,03	11,23	10,68	23,87	23,55	84,25	63,02	68,13	10,36	5,28
Feed (calc)	8231	99,49	0,025	0,187	0,022	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00						
eed (assayed)		99,46	0,05	0,19	0,03												
Envoi 3																	
+106 µm	928	99,58	0,05	0,15	0,05	98,05	98,08	93,00	89,43	96,58	83,21	83,39	53,74	52,81	103,86		
-106 µm	18	97,87	0,17	0,89	0,08	1,95	1,92	7,00	10,57	3,42	16,79	16,61	46,26	47,19	-3,86	3,58	5,41
Feed (calc)	947	99,54	0,047	0,164	0,046	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00						
eed (assayed)		99,46	0,05	0,20	0,03												

Distribution et récupération des oxydes découlant de la séparation magnétique WHIMS

Fraction	Poids (g)	Contenu (%)				Distribution instantanée (% basé sur feed Calc)					Distribution Cumulée (%)					Ratio d'enrichissement	
		SiO2	Fe2O3	Al2O3	TiO2	Poids (%)	SiO2	Fe2O3	Al2O3	TiO2	Poids initial (%)	SiO2	Fe2O3	Al2O3	TiO2	Fe2O3	Al2O3
Envoi 1																	
Non-mag	7967,00	99,56	0,03	0,16	0,03	99,64	99,66	75,13	98,39	98,58	73,77	74,18	20,81	31,75	49,50		
Mag	28,66	95,30	2,76	0,73	0,12	0,36	0,34	24,87	1,61	1,42	26,23	25,82	79,19	68,25	50,50	69,37	4,50
Feed (calc)	7995,66	99,54	0,040	0,162	0,030	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00						
Feed (assayed)		99,58	0,03	0,15	0,03												
Envoi 2																	
Non-mag	8025,00	99,47	0,04	0,15	0,03	99,77	99,78	86,64	98,39	98,36	75,96	76,23	31,43	30,76	50,97		
Mag	18,27	94,92	2,71	1,08	0,22	0,23	0,22	13,36	1,61	1,64	24,04	23,77	68,57	69,24	57,10	58,83	7,10
Feed (calc)	8043,27	99,46	0,046	0,152	0,030	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00						
Feed (assayed)		99,53	0,02	0,17	0,02												
Envoi 3																	
Non-mag	8025,00	99,20	0,01	0,17	0,02	99,77	99,79	63,18	98,85	97,56	83,02	83,17	11,92	59,72	36,35		
Mag	18,27	93,47	2,56	0,87	0,22	0,23	0,21	36,82	1,15	2,44	16,98	16,83	88,08	40,28	63,65	56,89	5,07
Feed (calc)	8043,27	99,19	0,016	0,172	0,020	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00						
Feed (assayed)		99,58	0,05	0,15	0,05												

B9 : Compositions chimiques XRF pour différents temps d'attrition

Suivi de la composition chimique pour différents temps d'attrition (envoi 3)

		Composition suivant le deuxième lavage après différents temps d'attrition							
	Alimentation	1 min		3 min		5 min		10 min	
Oxyde	+106µm	+106µm	-106µm	+106µm	-106µm	+106µm	-106µm	+106µm	-106µm
SiO_2	99,4566667	99,54	98,72	99,565	98,76	99,575	97,87	99,625	99,15
Fe_2O_3	0,05	0,03	0,1	0,025	0,12	0,045	0,17	0,035	0,08
Al_2O_3	0,19666667	0,185	0,42	0,18	0,47	0,15	0,89	0,13	0,27
TiO_2	0,03	0,03	0,05	0,025	0,06	0,045	0,08	0,025	0,06
MgO	0,05	0,02	0,16	0,01	0,14	<0,01	0,30	<0,01	0,08
CaO	0,03	0,02	0,05	0,03	0,04	0,01	0,05	0,01	0,04
MnO	<0,01	<0,01	0,01	<0,01	0,01	<0,01	0,01	<0,01	0,01
Na_2O	0,02	0,06	0,14	0,04	0,04	0,04	0,06	0,05	0,04
K_2O	0,03	0,03	0,05	0,03	0,04	0,03	0,06	0,03	0,04
SO_3	<0,01	<0,01	<0,01	<0,01	<0,01	<0,01	<0,01	<0,01	<0,01
P_2O_5	<0,01	<0,01	0,01	<0,01	0,01	<0,01	0,01	<0,01	<0,01
P.A.F.	0,15	0,18	0,29	0,13	0,31	0,13	0,50	0,11	0,23

Annexe C

Données des essais de sphéricité et de rondeur

Centre de technologie minérale et de plasturgie inc. (CTMP)
671, boulevard Frontenac Ouest, porte 7C
Thetford Mines (Québec) G6G 1N1
Téléphone : (418) 338-6410 Télécopieur : (418) 338-9584
ctmp@cegepth.qc.ca ~ www.ctmp.ca

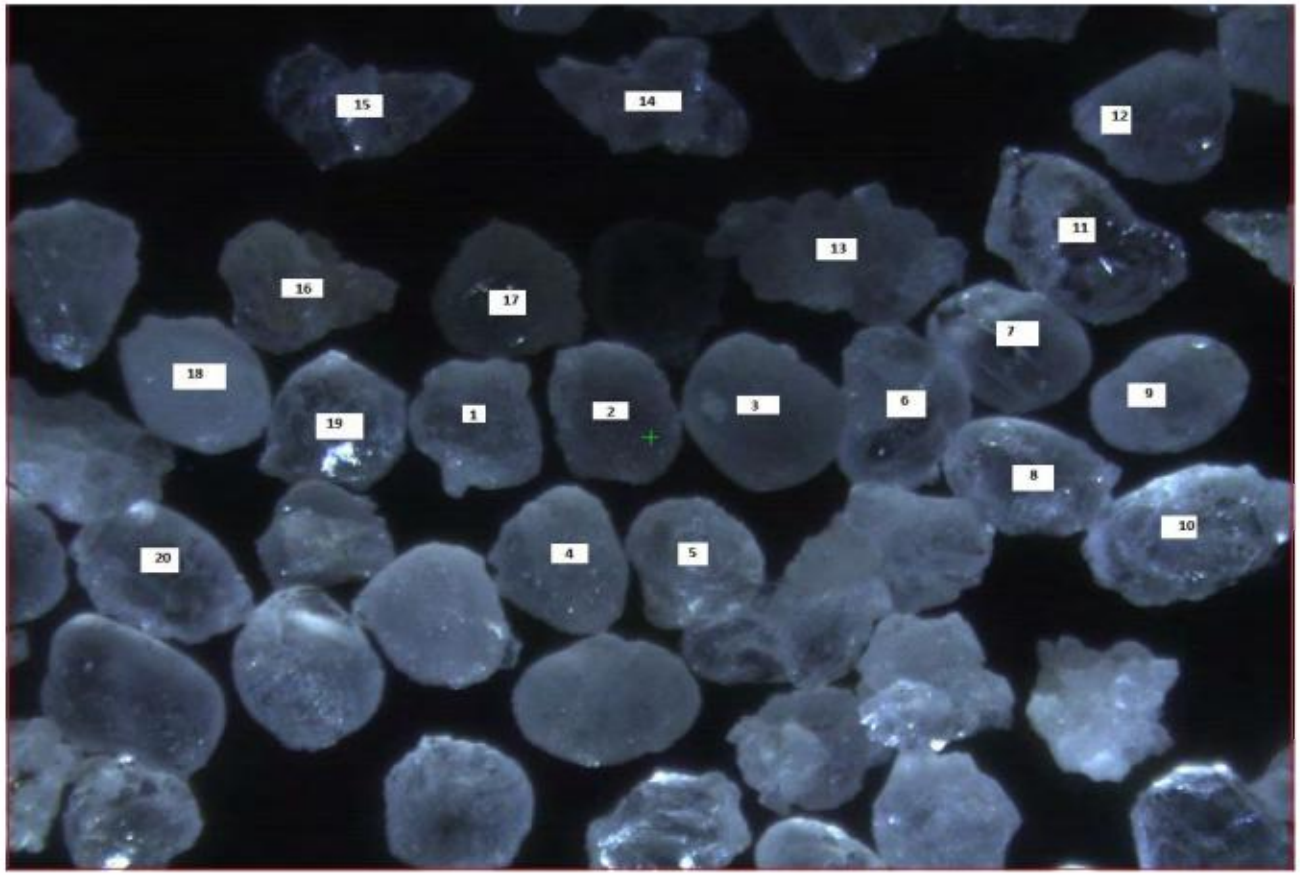
Essai de sphéricité et de rondeur

Selon la norme API RP 19C

Attrité, 10 miné, envoi 3
Produit : Produit 20-40
Photos : Pr20-40Ph12-5X-A

Particule																																					
No.1		No.2		No.3		No.4		No.5		No.6		No.7		No.8		No.9		No.10		No.11		No.12		No.13		No.14		No.15		No.16		No.17		No.18		No.19		No.20		moy	
X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y
0,5	0,7	0,5	0,9	0,7	0,9	0,5	0,7	0,5	0,7	0,7	0,7	0,7	0,9	0,3	0,5	0,9	0,7	0,3	0,7	0,3	0,3	0,3	0,9	0,3	0,3	0,3	0,3	0,1	0,5	0,3	0,5	0,5	0,7	0,5	0,7	0,3	0,7	0,3	0,5	0,4	0,6

X : rondeur Y : sphéricité



Centre de technologie minérale et de plasturgie inc. (CTMP)
671, boulevard Frontenac Ouest, porte 7C
Thetford Mines (Québec) G6G 1N1
Téléphone : (418) 338-6410 Télécopieur : (418) 338-9584
ctmp@cegepth.qc.ca - www.ctmp.ca

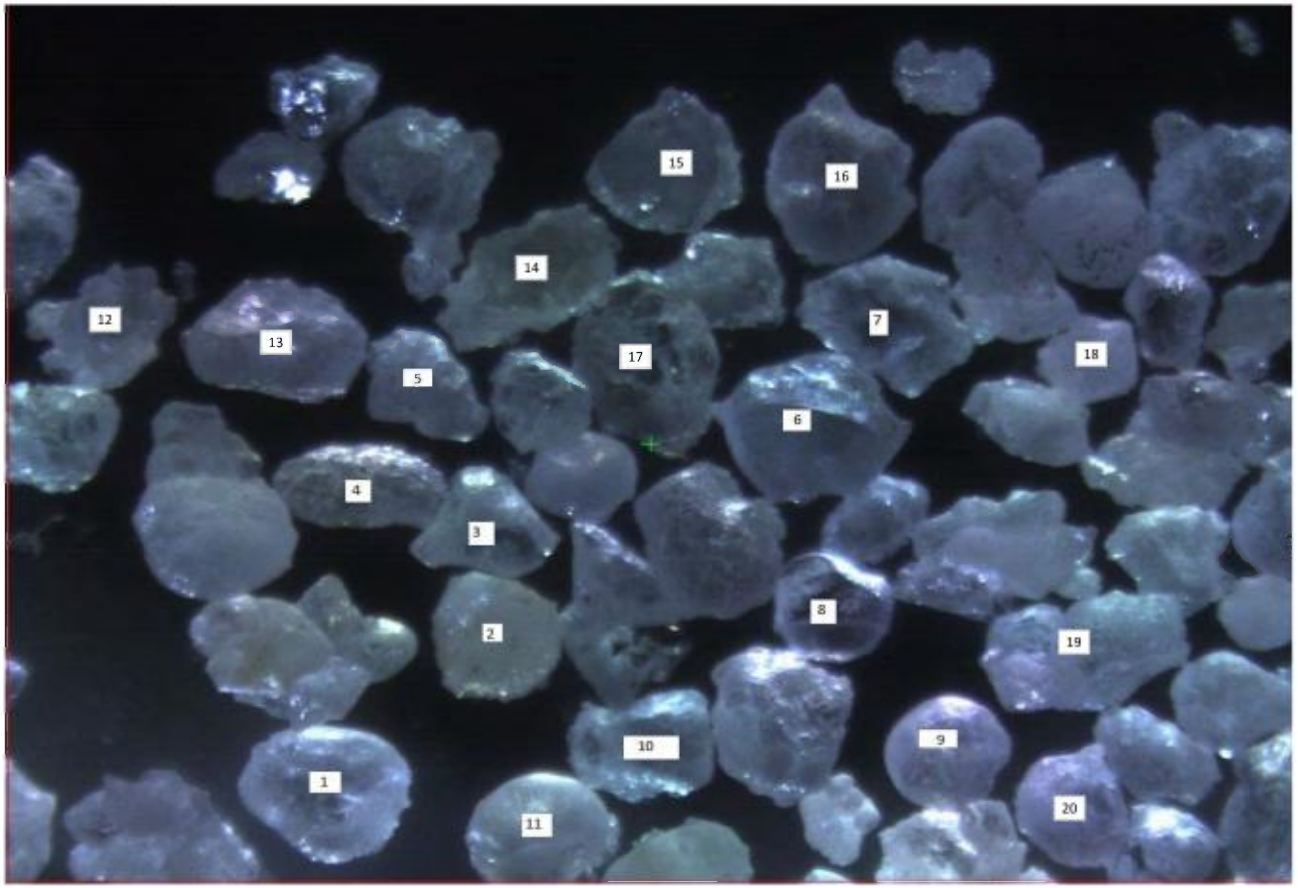
Essai de sphéricité et de rondeur

Selon la norme API RP 19C

Attrité, 10 miné, envoi 3
Produit : Produit 30-50
Photos : Pr30-50Ph12-5X-A, Pr30-50Ph12-5X-C

Particule																																							
No.1		No.2		No.3		No.4		No.5		No.6		No.7		No.8		No.9		No.10		No.11		No.12		No.13		No.14		No.15		No.16		No.17		No.18		No.19		No.20		moy	
X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y
0,5	0,7	0,5	0,9	0,3	0,5	0,5	0,3	0,3	0,5	0,5	0,7	0,1	0,5	0,5	0,9	0,7	0,9	0,5	0,5	0,7	0,9	0,1	0,7	0,5	0,7	0,5	0,5	0,5	0,9	0,5	0,7	0,5	0,7	0,3	0,9	0,3	0,3	0,7	0,9	0,5	0,7

X : rondeur Y : sphéricité



Centre de technologie minérale et de plasturgie inc. (CTMP)
671, boulevard Frontenac Ouest, porte 7C
Thetford Mines (Québec) G6G 1N1
Téléphone : (418) 338-6410 Télécopieur : (418) 338-9584
ctmp@cegepth.qc.ca ~ www.ctmp.ca

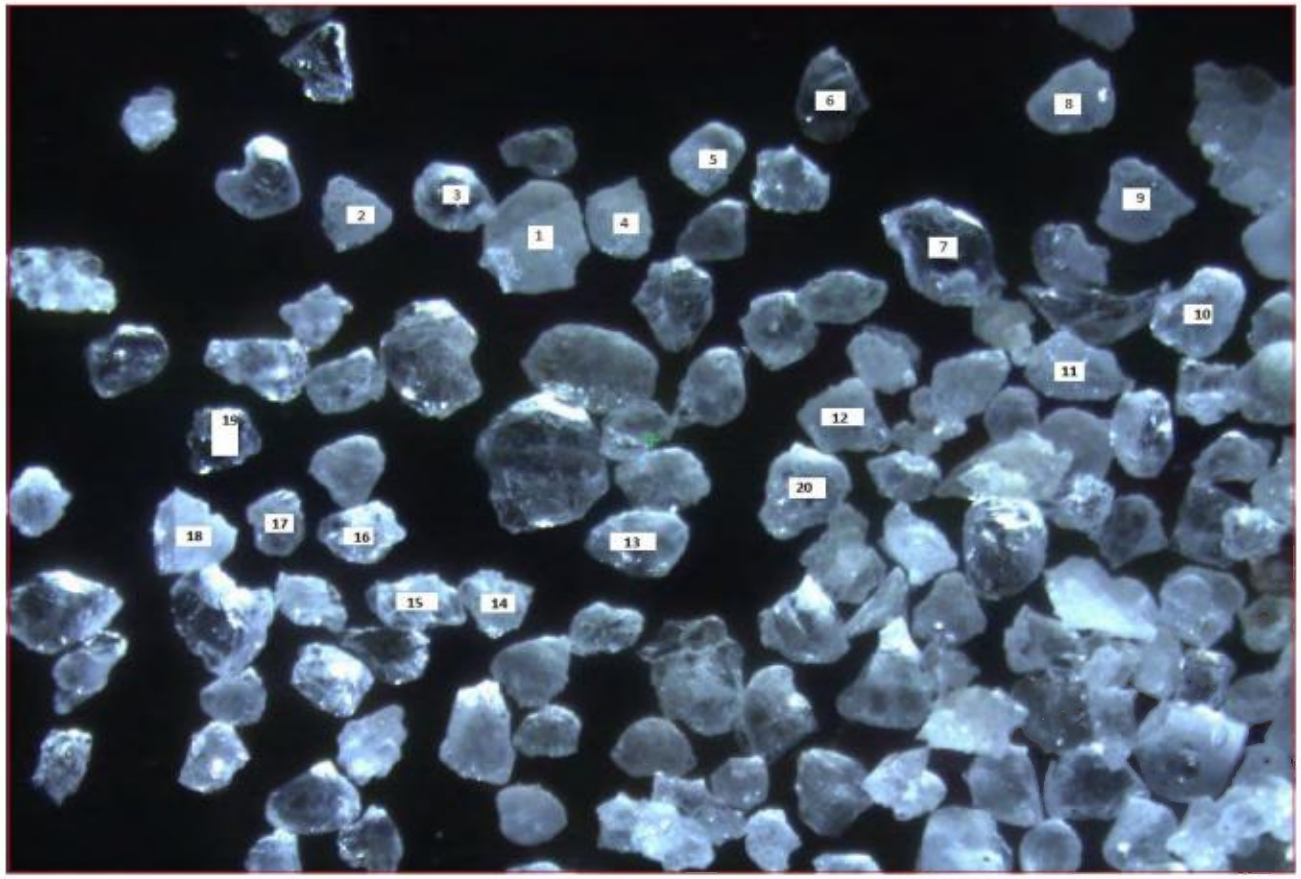
Essai de sphéricité et de rondeur

Selon la norme API RP 19C

Attrité, 10 miné, envoi 3
Produit : Produit 40-70
Photos : Pr40-70Ph12-5X-A

Particule																																					
No.1		No.2		No.3		No.4		No.5		No.6		No.7		No.8		No.9		No.10		No.11		No.12		No.13		No.14		No.15		No.16		No.17		No.18		No.19		No.20		moy	
X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y
0,1	0,7	0,3	0,5	0,5	0,9	0,5	0,7	0,5	0,7	0,3	0,5	0,1	0,5	0,5	0,9	0,5	0,7	0,5	0,7	0,5	0,5	0,3	0,5	0,5	0,7	0,3	0,5	0,3	0,5	0,3	0,5	0,7	0,7	0,3	0,7	0,5	0,7	0,5	0,7	0,4	0,6

X : rondeur Y : sphéricité



Centre de technologie minérale et de plasturgie inc. (CTMP)
671, boulevard Frontenac Ouest, porte 7C
Thetford Mines (Québec) G6G 1N1
Téléphone : (418) 338-6410 Télécopieur : (418) 338-9584
ctmp@cegepth.qc.ca ~ www.ctmp.ca

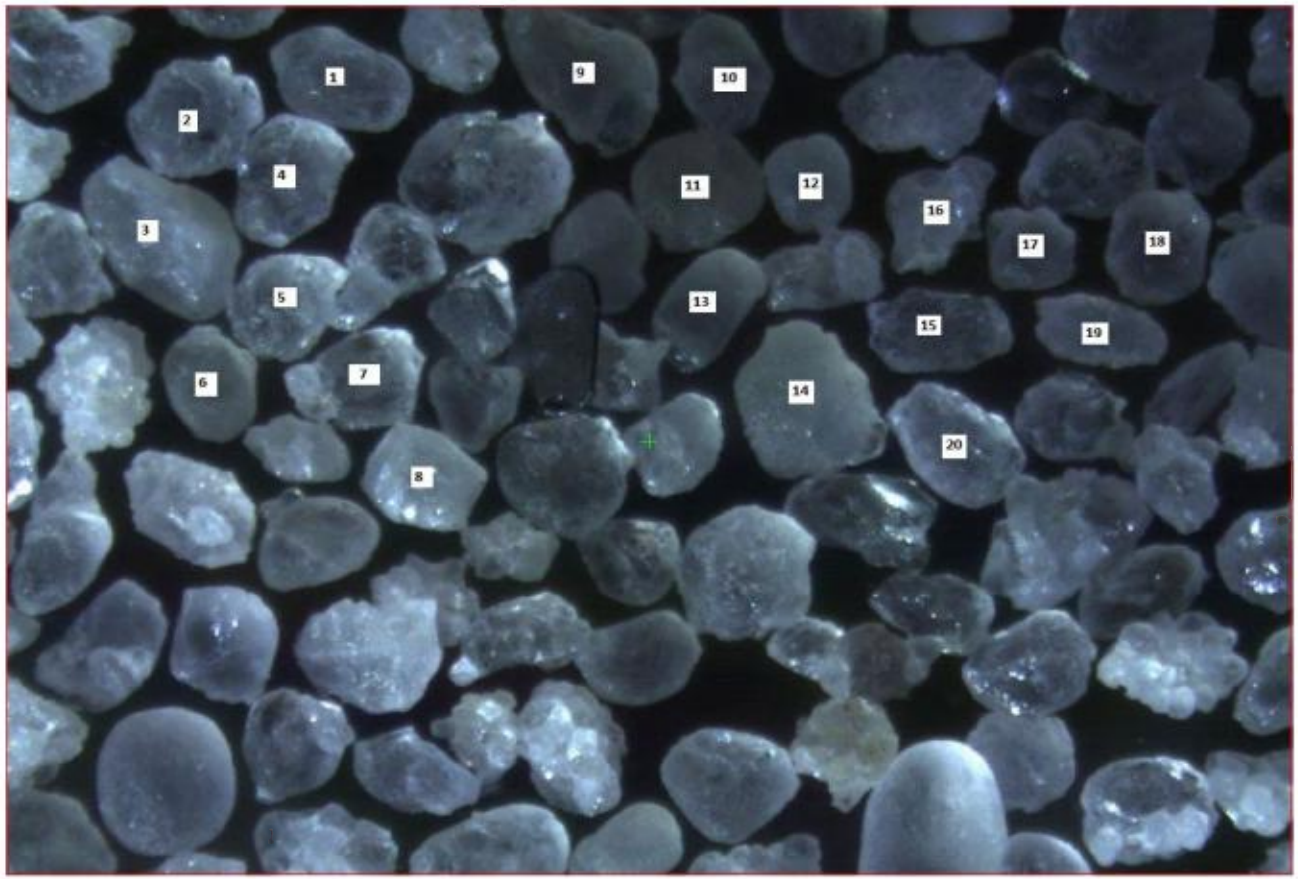
Essai de sphéricité et de rondeur

Selon la norme API RP 19C

2013-11-14 Sphericity and roundness
Produit : Produit 20-40
Photos : N-mags whims 5.9A envoie #3 attrite 5 min Pr20-40(12,5X)-2

Particule																																							
No.1		No.2		No.3		No.4		No.5		No.6		No.7		No.8		No.9		No.10		No.11		No.12		No.13		No.14		No.15		No.16		No.17		No.18		No.19		No.20		moy	
X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y
0,7	0,7	0,5	0,9	0,3	0,5	0,3	0,7	0,5	0,9	0,5	0,7	0,1	0,7	0,1	0,7	0,7	0,5	0,3	0,7	0,7	0,9	0,7	0,9	0,7	0,7	0,3	0,7	0,3	0,7	0,1	0,5	0,3	0,7	0,5	0,9	0,5	0,7	0,7	0,7	0,4	0,7

X : rondeur Y : sphéricité



Centre de technologie minérale et de plasturgie inc. (CTMP)
671, boulevard Frontenac Ouest, porte 7C
Thetford Mines (Québec) G6G 1N1
Téléphone : (418) 338-6410 Télécopieur : (418) 338-9584
ctmp@cegepth.qc.ca ~ www.ctmp.ca

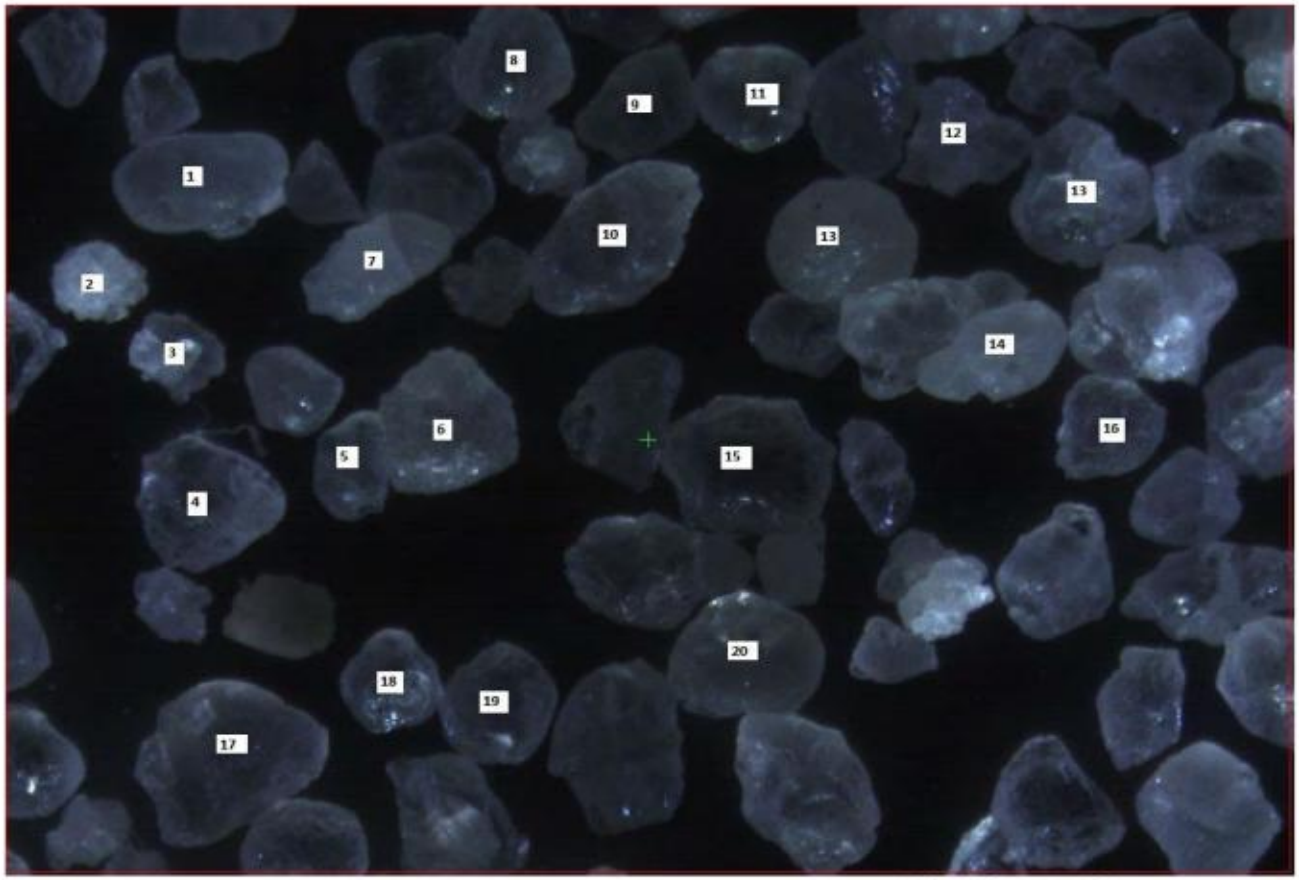
Essai de sphéricité et de rondeur

Selon la norme API RP 19C

2013-11-14 Sphericity and roundness
Produit : Produit 30-50
Photos : N-mags whims 5.9A envoie #3 attrite 5 min Pr30-50(12,5X-2)

Particule																																							
No.1		No.2		No.3		No.4		No.5		No.6		No.7		No.8		No.9		No.10		No.11		No.12		No.13		No.14		No.15		No.16		No.17		No.18		No.19		No.20		moy	
X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y
0,7	0,7	0,5	0,9	0,3	0,7	0,5	0,7	0,7	0,5	0,5	0,7	0,5	0,5	0,7	0,9	0,5	0,5	0,5	0,5	0,7	0,9	0,1	0,5	0,5	0,7	0,7	0,5	0,3	0,7	0,3	0,7	0,5	0,7	0,7	0,9	0,7	0,9	0,7	0,9	0,5	0,7

X : rondeur Y : sphéricité



Centre de technologie minérale et de plasturgie inc. (CTMP)
671, boulevard Frontenac Ouest, porte 7C
Thetford Mines (Québec) G6G 1N1
Téléphone : (418) 338-6410 Télécopieur : (418) 338-9584
ctmp@cegepth.qc.ca ~ www.ctmp.ca

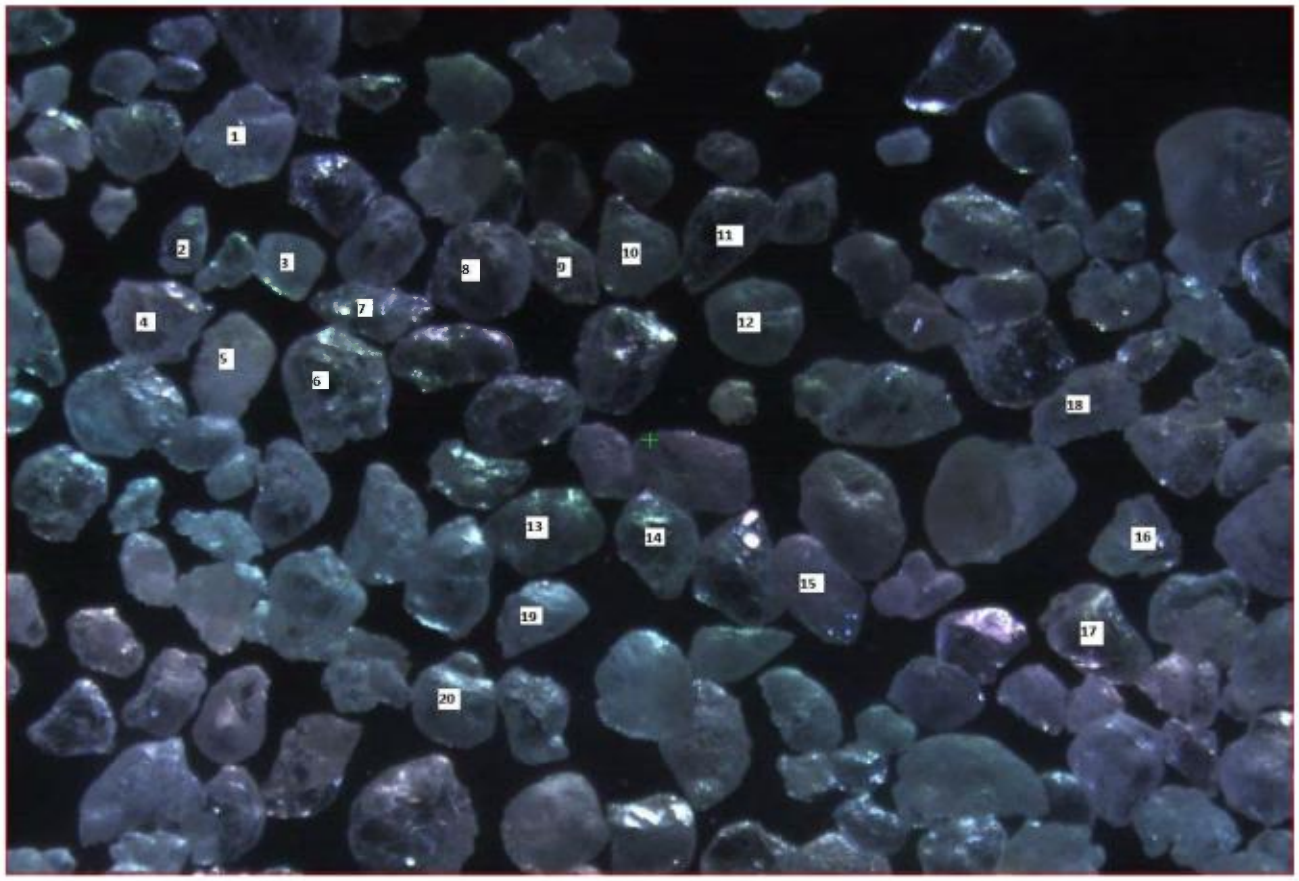
Essai de sphéricité et de rondeur

Selon la norme API RP 19C

2013-11-14 Sphericity and roundness
Produit : Produit 40-70
Photos : N-mags whims 5.9A envoie #3 attrite 5 min Pr40-70(12,5X-1)

Particule																																							
No.1		No.2		No.3		No.4		No.5		No.6		No.7		No.8		No.9		No.10		No.11		No.12		No.13		No.14		No.15		No.16		No.17		No.18		No.19		No.20		moy	
X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y
0,3	0,7	0,3	0,5	0,5	0,7	0,3	0,7	0,3	0,5	0,3	0,7	0,3	0,3	0,5	0,9	0,5	0,5	0,3	0,7	0,3	0,5	0,7	0,9	0,7	0,7	0,5	0,5	0,5	0,5	0,3	0,5	0,5	0,5	0,3	0,5	0,3	0,5	0,5	0,7	0,4	0,6

X : rondeur Y : sphéricité



Centre de technologie minérale et de plasturgie inc. (CTMP)
671, boulevard Frontenac Ouest, porte 7C
Thetford Mines (Québec) G6G 1N1
Téléphone : (418) 338-6410 Télécopieur : (418) 338-9584
ctmp@cegepth.qc.ca - www.ctmp.ca

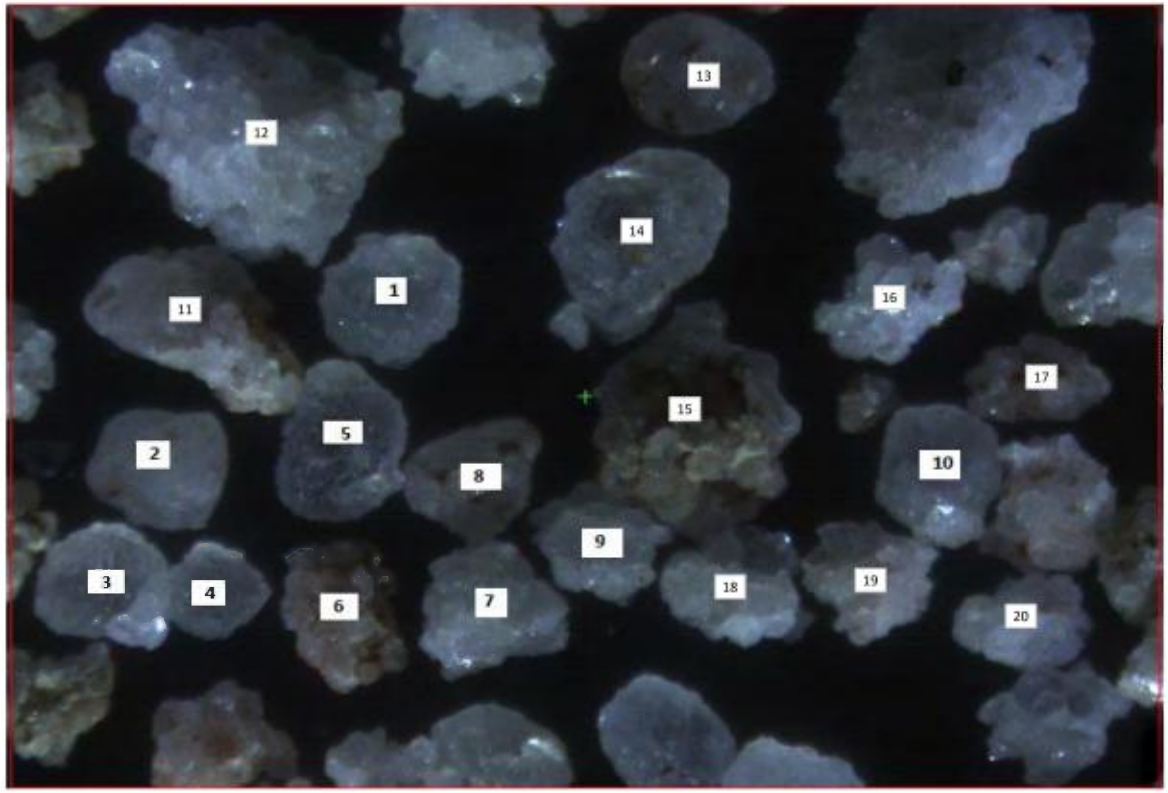
Essai de sphéricité et de rondeur

Selon la norme API RP 19C

Thermique + attrition 5 min.
Produit : Produit 20-40
Photos : Pr20-40Ph12-5X-01

Particule																																							
No.1		No.2		No.3		No.4		No.5		No.6		No.7		No.8		No.9		No.10		No.11		No.12		No.13		No.14		No.15		No.16		No.17		No.18		No.19		No.20		moy	
X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y
0,5	0,9	0,5	0,9	0,5	0,7	0,5	0,7	0,5	0,7	0,1	0,5	0,1	0,5	0,3	0,7	0,1	0,7	0,3	0,7	0,5	0,3	0,3	0,7	0,9	0,9	0,5	0,7	0,1	0,7	0,1	0,5	0,3	0,5	0,3	0,7	0,1	0,7	0,3	0,7	0,3	0,7

X : rondeur Y : sphéricité



Centre de technologie minérale et de plasturgie inc. (CTMP)
671, boulevard Frontenac Ouest, porte 7C
Thetford Mines (Québec) G6G 1N1
Téléphone : (418) 338-6410 Télécopieur : (418) 338-9584
ctmp@cegepth.qc.ca - www.ctmp.ca

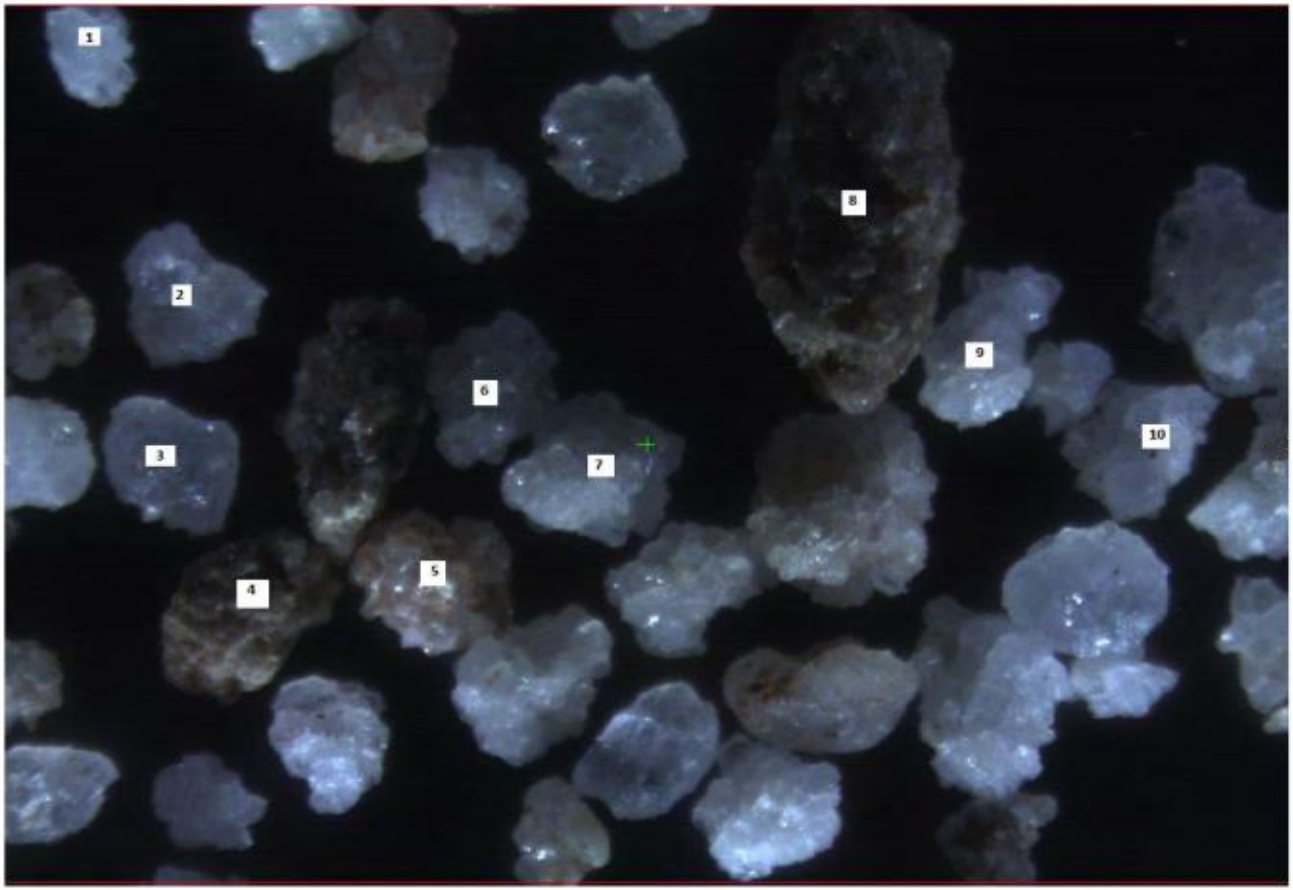
Essai de sphéricité et de rondeur

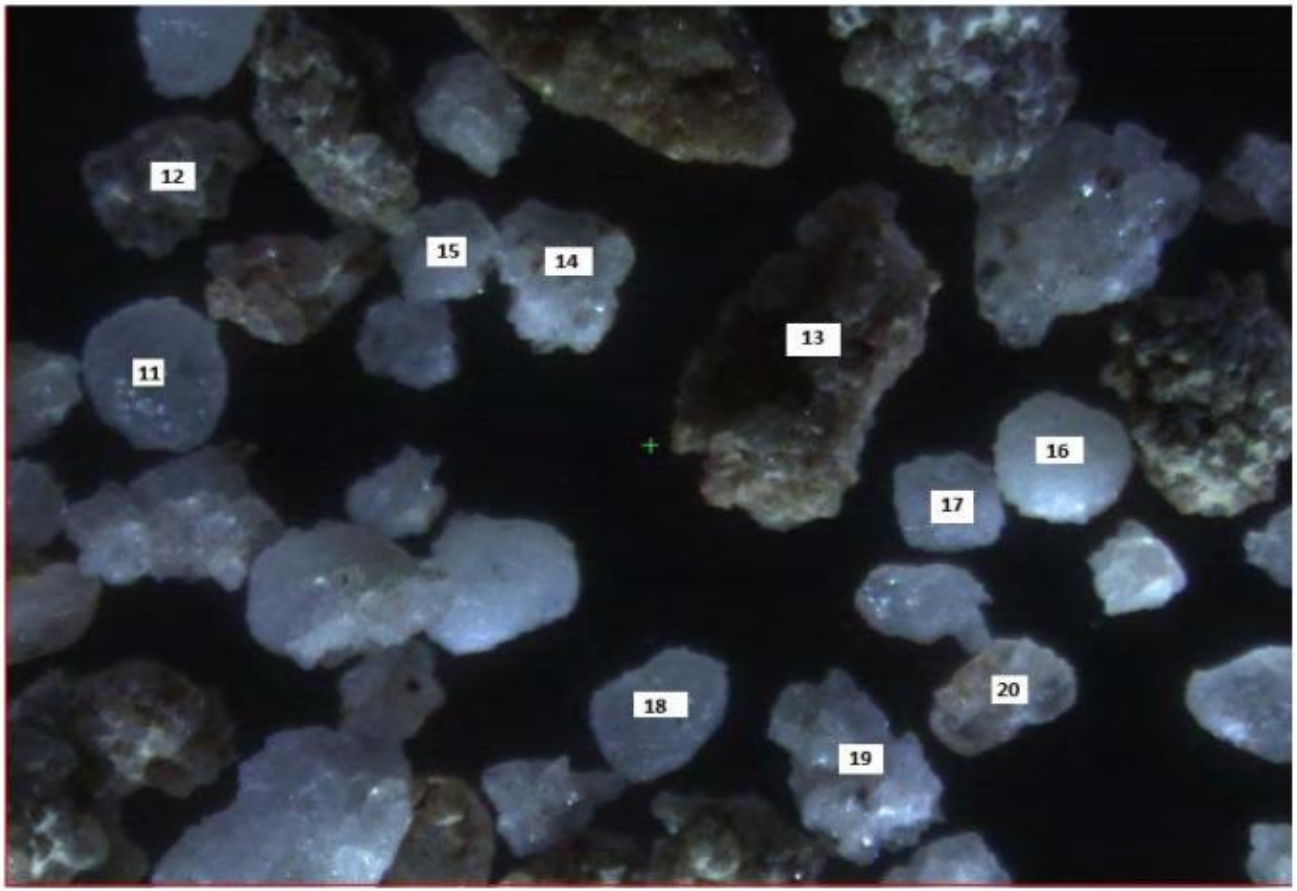
Selon la norme API RP 19C

Thermique + attrition 5 min.
Produit : Produit 30-50
Photos : Pr30-50Ph12-5X-01

Particule																																							
No.1		No.2		No.3		No.4		No.5		No.6		No.7		No.8		No.9		No.10		No.11		No.12		No.13		No.14		No.15		No.16		No.17		No.18		No.19		No.20		moy	
X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y
0,3	0,5	0,1	0,5	0,3	0,5	0,3	0,5	0,1	0,7	0,1	0,7	0,3	0,7	0,1	0,3	0,3	0,3	0,1	0,3	0,7	0,9	0,1	0,5	0,1	0,3	0,5	0,7	0,5	0,7	0,9	0,9	0,7	0,9	0,7	0,7	0,1	0,5	0,7	0,5	0,4	0,6

X : rondeur Y : sphéricité




12
15
14
13
11
16
17
18
20
19

Centre de technologie minérale et de plasturgie inc. (CTMP)
671, boulevard Frontenac Ouest, porte 7C
Thetford Mines (Québec) G6G 1N1
Téléphone : (418) 338-6410 Télécopieur : (418) 338-9584
ctmp@cegepth.qc.ca ~ www.ctmp.ca

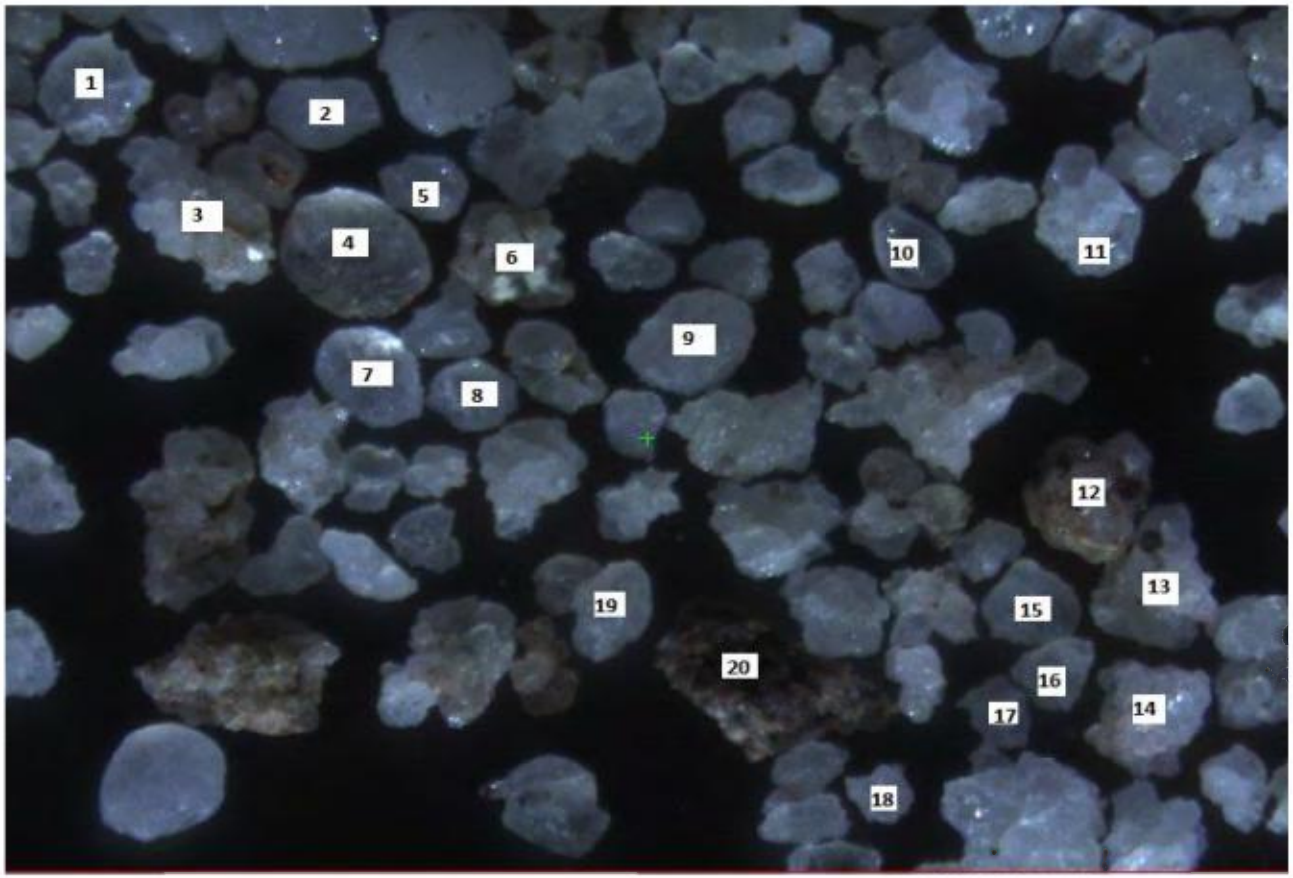
Essai de sphéricité et de rondeur

Selon la norme API RP 19C

Thermique + attrition 5 min.
Produit : Produit 40-70
Photos : Pr40-70Ph12-5X-01

Particule																																					
No.1		No.2		No.3		No.4		No.5		No.6		No.7		No.8		No.9		No.10		No.11		No.12		No.13		No.14		No.15		No.16		No.17		No.18		No.19		No.20		moy	
X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y
0,3	0,7	0,5	0,5	0,1	0,3	0,7	0,9	0,5	0,9	0,1	0,7	0,7	0,9	0,7	0,9	0,7	0,7	0,7	0,7	0,5	0,5	0,3	0,5	0,1	0,5	0,1	0,5	0,5	0,9	0,5	0,7	0,3	0,5	0,3	0,5	0,5	0,7	0,1	0,5	0,4	0,7

X : rondeur Y : sphéricité



Centre de technologie minérale et de plasturgie inc. (CTMP)
671, boulevard Frontenac Ouest, porte 7C
Thetford Mines (Québec) G6G 1N1
Téléphone : (418) 338-6410 Télécopieur : (418) 338-9584
ctmp@cegepth.qc.ca – www.ctmp.ca

Essai de sphéricité et de rondeur

Selon la norme API RP 19C

Sommaire des résultats

	Produit	Attrité 10 min. envoi #3 avant WHIMS			Non-magnétique attrité 5 min. après WHIMS			Traitement thermique avant concassage attrité 5 min.		
	Fraction	20/40	30/50	40/70	20/40	30/50	40/70	20/40	30/50	40/70
Rondeur	X	0,4	0,5	0,4	0,4	0,5	0,4	0,3	0,4	0,4
Sphéricité	Y	0,6	0,7	0,6	0,7	0,7	0,6	0,7	0,6	0,7

Annexe D

Données des essais de choc thermique

Centre de technologie minérale et de plasturgie inc. (CTMP)
671, boulevard Frontenac Ouest, porte 7C
Thetford Mines (Québec) G6G 1N1
Téléphone : (418) 338-6410 Télécopieur : (418) 338-9584
ctmp@cegepth.qc.ca – www.ctmp.ca

Essai de Choc thermique

Selon la norme SKW

No. Projet: R-5030

Titre: Silica Matane (Langis)

Client: Canadian Metals
1200, avenue Mc gill College, bureau 1240
Montréal, Qc., H3B 4G7, Canada
a/s: M. Stéphane LEBLANC

Date: 2013-11-11

Résistance au choc thermique

Echantillon	Type échantillon	Fraction + 12,5 mm (g)	Fraction - 12,5 mm (g)	Fraction + 12,5 mm (%)	Fraction - 12,5 mm (%)	durée calcination (min)
P175880	bloc	2506,5	175,92	93,4	6,6	20,0
P175877	carotte	373,12	43,07	89,7	10,3	20,0
P175822	bloc	2496,40	161,17	93,9	6,1	45,0
P175881	bloc	2574,60	42,92	98,4	1,6	85,0
P175876	carotte	377,79	41,96	90,0	10,0	31,0
P175878	carotte	404,09	14,85	96,5	3,5	25,0
P175856	carotte	430,47	1,43	99,7	0,3	32,0
P175854	carotte	381,08	47,78	88,9	11,1	25,0
P175855	carotte	408,36	21,02	95,1	4,9	45,0
P175852	carotte	429,73	1,42	99,7	0,3	50,0
P175851	carotte	404,80	16,74	96,0	4,0	50,0
P175853	carotte	416,68	2,40	99,4	0,6	50,0

Calcination à 1000 degrés celsius

Perte au feu (LOI)

Echantillon	Type échantillon	poids départ (g)	poids final (g)	LOI (%)
P175880	bloc	2687,4	2685,3	0,1
P175877	carotte	418,3	418,23	0,0
P175822	bloc	2671,3	2661,5	0,4
P175881	bloc	------	2717,8	------
P175876	carotte	424,1	423,4	0,2
P175878	carotte	420,8	419,6	0,3
P175856	carotte	432,6	432,0	0,1
P175854	carotte	430,3	430,0	0,1
P175855	carotte	431,3	430,1	0,3
P175852	carotte	432,5	431,4	0,3
P175851	carotte	423,3	421,9	0,3
P175853	carotte	420,2	419,2	0,2

Annexe E

Données des essais de résistance à l'écrasement

Centre de technologie minérale et de plasturgie inc. (CTMP)
671, boulevard Frontenac Ouest, porte 7C
Thetford Mines (Québec) G6G 1N1
Téléphone : (418) 338-6410 Télécopieur : (418) 338-9584
ctmp@cegepth.qc.ca – www.ctmp.ca

Essai de résistance à l'écrasement (Crush test)

Selon la norme API RP 19C

No. Projet: R-5136 (R-5030)
Titre: Silica Matane (Langis)
Client: Canadian Metals
1200, avenue Mc gill College, bureau 1240
Montréal, Qc., H3B 4G7, Canada
a/s: M. Stéphane LEBLANC

Produit : N-mags whims 5.9A envoie #3 attrite 5 min Pr20-40

Essai	load on cell (lb force)	load on cell (psi)	stress on sand (psi)	poids départ (g)	Fraction + 50 (g)	Fraction - 50 (g)	Fraction + 50 (%)	Fraction - 50 (%)
1	12566	426	4000	37,08	27,20	9,73	73,7	26,3
2	15708	533	5000	37,08	24,94	12,00	67,5	32,5

Produit : N-mags whims 5.9A envoie #3 attrite 5 min Pr30-50

Essai	load on cell (lb force)	load on cell (psi)	stress on sand (psi)	poids départ (g)	Fraction + 70 (g)	Fraction - 70 (g)	Fraction + 70 (%)	Fraction - 70 (%)
1	12566	426	4000	32,49	19,44	13,01	59,9	40,1
2	6283	213	2000	32,49	25,38	7,04	78,3	21,7

Calculs

Supposons qu'on veut appliquer une force de 15 708 lbs avec la presse

Force(psi) presse = 15 708 lbs ÷ aire cylindre presse
Force(psi) presse = 15 708 lbs ÷ 29.465 po^2
Force (psi) presse = 533

Force(psi) échant. = Force (lbs) presse ÷ aire cylindre échant.
Force(psi) échant. = 15 708 lbs po^2 ÷ 3.1416 po^2
Force (psi) échant. = 5000

Presse
diamétre cylindre presse = 6.125 po
Aire cylindre presse = 29,465 po^2

diamètre cylindre échantillon = 2 po
aire cylindre échantillon = 3.1416 po^2

Bulk density = qty matériel (g) ÷ volume cylindre (cm^3)

Bulk density (Pr 20/40) = 21,81 ÷ 14,53 = 1,50 g/cm^3

Bulk density (Pr 30/50) = 1,32 g/cm^3

$m_p = 24.7 \times \rho_{bulk}$ (Norme API 19C, p. 25)

masse (Pr 20/40) (cylindre) = 24,7 x bulk density = 24,7 X 1,50 = 37,08 g

masse (Pr 20/40) (cylindre) = 32,49 g

Annexe F

Composition du matériel de référence BRSTG2

S8 Analytical Acceptance Test

Instrument#: **6610** **Site:** **Centre de Technologie Minerale**

S8-Check

This measurement tests all relevant parameters of the basic instrument configuration. The glass sample STG2 in a 34 mm sample holder has to be measured as "Control sample" using "S8-Check-Vac34"

Note

Use this method for stability check or precision check.

	Measurement of glass-sample STG2 at Bruker AXS Karlsruhe	Measurement of glass-sample STG2 after installation	max. deviation Bruker AXS / Installed system
Sample	S8-Check-STG		
Date	4/17/2012 2:45:49 PM		
Measurement	S8-Check-Vac34		
Calibration	S8-Check-Vac34		
Operator	Admin		
Na_2O	13.8	13,8	**± 0.5**
Al_2O_3	1.19	1,19	**± 0.03**
SiO_2	71.6	71.7	**± 1.5**
CaO	5.00	5,00	**± 0.2**
Fe_2O_3	0.0597	0,0598	**± 0.002**
Sb_2O_3	0.58	0,58	**± 0.02**

Conclusion:
The above mentioned Spectrometer System passed this Analytical Acceptance Test.

Signatures: Site Date 23 mai 2012.

(Customer representative) (Bruker AXS representative)

ANNEXE B

CRITÈRES CHIMIQUES ET PHYSIQUES GÉNÉRAUX DE LA SILICE

General chemical and physical specifications for different uses of silica

Possible Uses	Candidate Category	SiO_2 Min (%)	Fe_2O_3 Max (%)	Al_2O_3 Max (%)	TiO_2 Max (%)	LOI Max (%)	Particle size (mm)	Notes with respect to test results received for the Langis Silica
Candidate Category: **A** = Candidate, **B** = Potential Canadidate with further processing, **C** = Non-Candidate								
Lump Silica								
Silicon Metal[1][2][3][6]	C	99.5	0.10	0.20	0.006	<0,04	50 - 100	TiO_2 requirement too low for Langis
Silicon Chemical[1][2]	C	99.8	0.05	0.10	0.005		10 - 90	TiO_2 requirement too low for Langis
Ferrosilicon[1][2][3][6]	A	98.7	0.30	0.60	0.05		20 - 120	Good for Langis
Flux agent in smelting[1][2][3]	A	90.0 - 95.0	1.5	1.5			5 - 25	Good for Langis
Silica Sand								
Glass sand (colored)[1][2]	A	98.9	0.15	0.15	0.10		0.100 - 0.500	Good for Langis
Glass sand (clear)[1][2][4][5][9]	B	99.5	0.035	0.10	0.02		0.100 - 0.500	Close, but need further treatment to reduce Fe_2O_3, Al_2O_3, TiO_2
Glass sand (flat)[1][2][4][5][9]	C	99.5	0.007	0.20	0.02		0.100 - 0.500	Fe_2O_3 too high in Langis snad
Fiberglass (insulation)[1][2][5]	A	98.1	0.50	0.52	0.05		0.100 - 0.400	Good for Langis
Fiberglass (fabrics)[1][2]	A	99.2	0.04	0.60	0.05		0.100 - 0.400	Good for Langis
Foundry sand[1][2][4][7][9]	B	88.0 - 99.0	Variable	Variable	Variable		0.080 - 0.850	Potential for Langis. R & S okay. 0.4% Max L.O.I. AFS to be adjusted.
Frac sand[1][2][3][4][9]	B						0.400 - 0.850	Potential for low quality frac sand. R&S and crush resistance not good.
Silicon carbide (SiC)[1][2][3]	B	99.3 - 99.7	0.03 - 0.20	0.08 - 0.25			0.150	Potential for Langis. Need to reduce Fe_2O_3.
Sodium silicate[1][2][3]	B	99.4	0.05	0.20	0.05		0.150 - 0.840	Potential for Langis. Check <0.05% CaO & MgO
Other uses								
Abrasive Sand[4]	B	78 - 99	0.05				0.420 - 0.850	Good for Langis for sand blasting Grade No. 1.
Silica Flour[3][4]	C	99.3	0.05	0.06	0.013		<0.075	Al2O3, TiO2 are too high in Langis sand; check for lack of color; refractive index; <0.01% CaO & MgO
Golf Course Sand[8][9]	B						0.100 - 1.000	Potential for Langis. Check for Color; BD 1.25 to 1.4 g/cm3, capillary pore space 15 to 25%; hydraulic conductivity 24 to 43 cm/h; water retention 11.9 to 18.6 cm/m

Notes:

1. This table illustrates general recommended limits for the composition and grading of silica for different potential uses. There are no specific industry-wide specifications or requirments for the quality of silica sand. Chemical and physical specifications are mostly dictated by end users.

2. Further laboratory tests will be required for more detailed physical characterizations such as ***refractoriness*** and ***permeability*** for foundry sand, as well as ***crush resistance*** and ***acid solubility*** for frac sand.

Sources:

(1) Jacob J-L.; Les Ressources Quebecoises en Silice
(2) Sidex; Exploring for Silica in Quebec
(3) Dumont M.; Canadian Minerals Yearbook 2006
(4) McLaws I.J.; Uses and Specifications of Silica Sand
(5) McLaws I.J.; Silica Sands in the Fort McMurray area, Alberta
(6) Zayed A.M.; Review on the Current Quality Standards of Quartz and Silicon Feedstock for High-Tech Industries
(7) Dawson M.; Silica Sand Foundry Requirements and Classification
(8) Murdoch C.L., Hensley D.L.; Physical Properties of Hawaiian Golf Course Sands
(9) GWP Consultants; A Study of Silica Sand Quality and End Uses in Surrey and Kent



Canadian Metals Inc.

Characterization Study of the Langis Silica Deposit
NTS: 22B11, Matapedia Region, Quebec, CANADA

Document No. 131-21675-00

Prepared by:
John D. Charlton, P. Geo.
Mireno Dhe Paganon, Eng.

Effective Date: December 06, 2013

1600, Rene-Levesque Blvd. West
Montreal (Quebec) H3H 1P9
514-340-0046

www.GENIVAR.com

Report to:

CANADIAN METALS INC.



CHARACTERIZATION STUDY OF THE LANGIS SILICA DEPOSIT, NTS 22B11, MATAPEDIA REGION, QUEBEC, CANADA

EFFECTIVE DATE: DECEMBER 06, 2013

Prepared by _____ Date DEC. 6, 2013

Prepared by _____ Date DEC 6, 2013
OIQ 118862

Prepared by _____ Date _____

GENIVAR Project: 131-21675-00

GENIVAR
1600, Rene-Levesque Blvd. West
Montreal (Quebec) H3H 1P9
514-340-0046
www.GENIVAR.com

TABLE OF CONTENTS

1.0 SUMMARY 1

1.1 PROPERTY DESCRIPTION AND LOCATION, ACCESSIBILITY, OWNERSHIP AND HISTORY 1

1.2 GEOLOGICAL SETTING AND MINERALIZATION 2

1.3 EXPLORATION, SAMPLING AND ANALYTICAL PROCEDURE 3

1.4 MINERAL PROCESSING AND METALLURGICAL TESTING 4

1.5 CONCLUSIONS AND RECOMMENDATIONS 5

2.0 INTRODUCTION 8

3.0 RELIANCE ON OTHER EXPERTS 9

4.0 PROPERTY DESCRIPTION AND LOCATION 10

4.1 LOCATION 10

4.2 MINERAL DISPOSITIONS 12

4.3 TENURE RIGHTS 12

4.4 ROYALTIES AND RELATED INFORMATION 12

4.5 ENVIRONMENTAL LIABILITIES 12

4.6 PERMITS 12

4.7 OTHER RELEVANT FACTORS 13

5.0 ACCESSIBILITY, CLIMATE, LOCAL RESOURCES, INFRASTRUCTURE AND PHYSIOGRAPHY 14

5.1 SITE TOPOGRAPHY, ELEVATION AND VEGETATION 14

5.2 ACCESS 14

5.3 CLIMATE 14

5.4 INFRASTRUCTURE 15

6.0 HISTORY 17

7.0 GEOLOGICAL SETTING AND MINERALIZATION 19

7.1 REGIONAL GEOLOGY 19

7.2 PROJECT GEOLOGY 22

7.3 MINERALIZATION 26

8.0 DEPOSIT TYPES 27

9.0 EXPLORATION 31

10.0 DRILLING 32

10.1 DRILLING PROGRAM 32

10.2 QP'S OPINION 40
11.0 SAMPLES PREPARATION, ANALYSES AND SECURITY 41
11.1 SAMPLE PREPARATION 41
11.2 ANALYTICAL PROCEDURE 41
11.3 QA/QC 44
11.4 QP'S OPINION 46
12.0 DATA VERIFICATION 47
12.1 VERIFICATION PROCEDURE 47
12.2 QP'S OPINION 48
13.0 MINERAL PROCESSING AND METALLURGICAL TESTING 49
13.1 INTRODUCTION 49
13.2 LABORATORY TEST PLAN 49
13.3 CHARACTERIZATION OF LUMP SILICA 50
13.4 CHARACTERIZATION OF SILICA SAND 53
13.5 SUMMARY AND CONCLUSION 63
14.0 MINERAL RESOURCE ESTIMATES 65
14.1 PREVIOUS ESTIMATES 65
15.0 MINERALS RESERVE ESTIMATES 66
16.0 MINING METHODS 67
17.0 RECOVERY METHODS 68
17.1 PROCESS DESCRIPTION 68
18.0 PROJECT INFRASTRUCTURE 69
19.0 MARKET STUDIES AND CONTRACTS 70
20.0 ENVIRONMENTAL STUDIES, PERMITTING AND SOCIAL OR COMMUNITY IMPACT 71
21.0 CAPITAL AND OPERATING COSTS 72
22.0 ECONOMIC ANALYSIS 73
23.0 ADJACENT PROPERTIES 74
24.0 OTHER RELEVANT DATA AND INFORMATION 75
25.0 INTERPRETATIONS AND CONCLUSIONS 76
25.1 GEOLOGY 76
25.2 METALLURGY 77
26.0 RECOMMENDATIONS 78

27.0 REFERENCES 79

28.0 CERTIFICATE OF QUALIFIED PERSONS 81

APPENDICES

APPENDIX A CTMP LABORATORY REPORT

APPENDIX B GENERAL CHEMICAL AND PHYSICAL REQUIRMENTS OF SILICA

LIST OF TABLES

Table 1: Mineral Dispositions 12
Table 2: Climate Data for Mont-Joli 15
Table 3: Locations of Thermal Shock Test Samples 31
Table 4: Drill Hole Information 37
Table 5: %SiO2 %Fe2O3 %Al2O3 Composit Grades of DDHS PL 13 01, 02 and 05 38
Table 6: Whole Rock XRF Reporting Limits for CTMP 42
Table 7: Chemical Composition of Selected Samples in Triplicate 47
Table 8: Chemical Analysis of Langis Silica (Including L.O.I.) 51
Table 9: Chemical Analysis of Langis Silica (Excluding L.O.I.) 52
Table 10: Grade and Weight Recovery of Sand After Each Process Step 54
Table 11: Distribution of +106µm Product at Different Attrition Times 55
Table 12: Average Size Distribution of Sand After Each Process Step 56
Table 13: Roundness and Sphericity of Different Size Fractions 58

LIST OF FIGURES

Figure 1: General Project Location 10
Figure 2: Property Map 11
Figure 3: Regional Geology 21
Figure 4: NE Corner of Langis Quarry Showing Vertical Fault With Slickensides on East Wall 23
Figure 5: Thin Iron-Enriched Beds Within Lower White Sandstone 24
Figure 6: Property Geology 25
Figure 7: Drill Hole Location Map 33
Figure 8: Drill Hole Geological Cross-Section 34
Figure 9: Drill Hole Geological Cross-Section 35
Figure 10: Drill Hole Geological Cross Section 36
Figure 11: Analyzed %SiO_2 in Blank Samples 45

Figure 12: Silica Content in the Silica Sand Used 46
Figure 13: Correlation Plot of Doubles Analyzed for SiO_2 48
Figure 14: Test Plan for Lump Silica Applications 50
Figure 15: Test Plan for Silica Sand Applications 50
Figure 16: Size Distribution of Sand After Each Process Step 57
Figure 17: 20/40 Mesh Fraction, Attritioned for 10 Minutes, No WHIMS 58
Figure 18: 30/50 Mesh Fraction, Attritioned for 10 Minutes, No WHIMS 59
Figure 19: 20/40 Mesh Fraction, Attritioned for 5 minutes, Non-Magnetics After WHIMS 59
Figure 20: 40/70 Mesh Fraction, Attritioned for 5 minutes, Non-Magnetics After WHIMS 60

GLOSSARY

UNITS OF MEASURE

Coefficient of Uniformity	Cu
degree	°
degrees Celsius	°C
gram	g
hectare (10,000 m^2)	ha
kilogram	kg
kilometre	km
kilowatt	kW
less than	<
metre	m
microns	µm
millilitre	mL
millimetre	mm
million	M
million tonnes	Mt
minute (time)	min
parts per million	ppm
percent	%
pound(s)	lb
pounds per square inch	psi
revolutions per minute	rpm
square metre	m^2
tonne (1,000 kg) (metric ton)	t
volt	V

1.0 SUMMARY

The Langis Silica Property (the Property) is located in the eastern Matapedia Region of Quebec, near the towns of Amqui and Matane, in gently folded Appalachian terrain. The Property is controlled 100% by Canadian Metals Inc., a public company listed on the Canadian National Stock Exchange (CNSX) since August 1, 2013 under the symbol CME:CNX, and hereinafter referred to as CMI.

The Property covers a geologically-mapped area of highly siliceous sandstone of economic interest as a potential source of silica sand for an, as yet, undetermined market. It is the site of a small non-operating sandstone quarry that was explored and operated briefly during the 1980's. Historic documentation concerning the exploration phase was used in the preparation of this Report. There is no production phase documentation publicly available.

The Property is actively being explored by CMI. A broad area of highly siliceous sandstone has been outlined by government mapping and by the existing quarry and the recent drilling completed by CMI in September, 2013. Core lengths from three of the drill holes, as well as selected sandstone blocks from the quarry, were sampled and sent for geochemical and physical analyses in order to characterize the sandstone and, as a result, to suggest potential economic uses. This Characterization Study of the Langis Silica Deposit is the reason for this Technical Report.

1.1 PROPERTY DESCRIPTION AND LOCATION, ACCESSIBILITY, OWNERSHIP AND HISTORY

The Property consists of four map-designated claims (CDCs) covering a total area of 227.62 ha. It is located in the Matapedia Region of the Gaspe Peninsula of Quebec in northeast Langis Township within the Regional Municipality (MRC) of Matapedia. The Property is held 100% by Canadian Metals Inc.

The Property is located in gently rolling, forested Appalachian terrain. The area experiences a cool humid continental climate with warm summers and cold snowy winters. The Property is easily road accessible via paved provincial Highway 195 and a gravel road in good condition. It is 20km by road via Highway 195 from the town of Amqui, which is on Highway 132 and is the administrative centre of the Matapedia Regional Municipality (MRM). It is also accessible via Highway 195 from Highway 132 at the port of Matane, a distance of 40km. Amqui is served by rail (CNR) and Matane is a tidewater seaport.

The nearest source of a continuous substantial flow of fresh water is a stream 1.8km ESE of the present Langis quarry. High voltage transmission lines cross the Property 300m south of the existing quarry.

The first known examination and comprehensive report on the potential economic value of the sandstones of Langis and Tessier Townships was done by R. A. Marleau for Uniquartz Inc. in 1979. In 1982 an extensive diamond drilling program was completed on the Langis and neighbouring Tessier sandstone prospects. A total of 3,993' (1,215.5m) was drilled in twenty-two drill holes, twelve of which, totalling 2,135' (649.9m), were completed on the Langis Deposit.

Subsequently extensive physical and geochemical testing was completed on the drill core in order to determine the physical and geochemical characteristics of the sandstones. This testing comprised over 10,000' of drill core in sample lengths of 10'. Additionally two bulk samples of 2.5 tonnes each were taken. A total historic tonnage of 27.6 million mt at average grades of 0.11% Fe2O3 and 0.41% Al2O3 was calculated and published. There is no mention anywhere of the SiO2 grade. In 1985 Uniquartz Inc. revised the Langis Indicated Resource tonnage and grade to 25.5 million mt at average grades of 0.12% Fe2O3 and 0.41% Al2O3 - no mention of SiO2 grade. It should be noted that the estimate was completed prior to adoption of the current standards embodied in NI 43-101 and therefore the results cannot be relied upon. The stated indicated resources are likely similar to the current standards for indicated resources. A Qualified Person has not done sufficient work to classify the historical estimate as current mineral resources or mineral reserves. The issuer is not treating the historical estimate as current mineral resources or mineral reserves as defined in sections 1.2 and 1.3 NI 43-101 and the historical estimate should not be relied upon.

There is no further reference to development or production from the Langis deposit after 1985. At some point thereafter a quarrying operation was begun. From remaining evidence it consisted of the quarrying of several hundred thousand tonnes of sandstone, plus a loading and crushing facility, and other surface installations.

1.2 GEOLOGICAL SETTING AND MINERALIZATION

The Matapedia Region forms part of the Appalachian Province which stretches from Alabama to Newfoundland. The portion of this that hosts the rocks pertinent to this Report is known as the Connecticut Valley – Gaspé Synclinorium (CVGS). These rocks were folded, faulted, intruded, and weakly metamorphosed during the Appalachian Orogeny.

The CVGS rocks of Matapedia-Gaspe subregion include the Siluro-Devonian-aged Chaleurs Group. The lower stratigraphic section of the Chaleurs Group is comprised of green shale of the Awantjish Formation overlain

by white to pink quartz arenite of the Val Brillant Formation. The quartz arenite (a siliceous sandstone) of the Val Brillant Formation is highly siliceous and occurs as thick white layers, and locally, pink to mauve layers which result from hematite discolouration.

On the Property, Val Brillant sandstone forms a prominent remnant of formerly more extensive sandstone cover. It is up to 60m in thickness and sits conformably upon green shales of the Awantjish Formation. The quarry exposes a 20 to 30m thickness of the Lower White Member of the Val Brillant sandstone. This is the siliceous sandstone targeted by CMI. In the quarry the target sandstone forms a gently south-dipping monocline. It is a highly siliceous sandstone of multi-cyclic origins and largely purged of impurities. On the Property the sandstone forms a lobe measuring approximately 1,700m long by 250 to 500m wide. Within this area the existing quarry covers an unsurveyed area of approximately 90m X 90m.

The 1982-83 work revealed the following physical characteristics for the Val Brillant Sandstone (the Sandstone):

- Quartz grains varied from 0.1mm to 0.54mm diameter;
- Uniformity coefficient is 1.72, meaning that this fine quartz is well-sorted;
- Sphericity range in the quartz grains was 0.67 to 0.80 (high);
- Roundness or angularity factor of quartz grains varied from 0.37 to 0.90;
- Point of fusion of Val Brillant Sandstone was 1,700oC;
- Thermal shock testing showed that the Sandstone was suitable for production of ferrosilicium;
- Refractoriness testing demonstrated that the Sandstone could probably be used as foundry sand.

1.3 EXPLORATION, SAMPLING AND ANALYTICAL PROCEDURE

The 2013 drilling program conducted at the Property had two initial objectives: to obtain a representative bulk sample of the sandstone for geochemical and physical characterization. Consequently, over a period of five days, a total of nine NQ-diameter diamond drill holes were drilled for a total core length of 456m. The drill pattern is designed for future calculation of a mineral resource, consisted of three sections of three holes each forming an approximately 100m square pattern

The core was logged based upon subtle stratigraphic compositional changes. Three drill holes, PL-13-01, 02 and 05, were selected as representative of the target sandstone. They were logged and sampled in 3m intervals unless

stratigraphic contacts dictated otherwise. The other six holes were logged but not sampled.

Upon completion of the drilling, it was decided by CMI to limit the 2013 work program to the Characterization Study in order to define potential end uses of the Langis sandstone before continuing further. This implied limiting the sampling to three representative drill holes and, as a result, not completing a resource calculation at this time.

From the three holes sampled, half of the core was retained and placed back in the core box, respecting the original orientation and position. The other half was split again (quartered), with one quarter bagged for geochemical assay and the other quarter bagged for physical testing. A total of 41 sample lengths totaling 105.5m of drill core were prepared. Additionally, a total of 12 Lower White Sandstone samples, including 9 from whole (unsplit) drill core, as well as 3 sawn sandstone cubes selected from the quarry, were prepared and shipped specifically for thermal shock testing. All drill core and rock samples were shipped securely to the CTMP laboratory located in Thetford Mines, Quebec.

1.4 MINERAL PROCESSING AND METALLURGICAL TESTING

A general characterization study of the Langis silica deposit was conducted with laboratory tests to provide information for its chemical, physical and thermal properties. This information can then be used to help determine which end use the silica can be suitable for.

Chemical properties of the core samples were analyzed by X-ray fluorescence (XRF) for the major oxides and trace elements.

Chemical and physical properties of silica sand below 600 microns were evaluated after undergoing desliming, attrition and magnetic separation processes.

Based on the preliminary test work by CTMP laboratory, the basic properties of the Langis sandstone indicates it has potential to be a usable source of silica. The impurities contained in the core samples are about 1% with a silica grade in the order of 98.55% SiO_2 and a loss on ignition ranging from 0.3% to 0.5%. When corrected for loss on ignition incurred during high temperature lump silica applications, the ore averages 98.95% SiO_2, with major oxide impurities in the order of 0.14% Fe_2O_3, 0.48% Al_2O_3 and 0.05% TiO_2.

Thermal shock tests on twelve representative lump samples reveal that this material has relatively strong cementation, making it a potential source for lump silica applications in high temperature furnaces.

For applications requiring silica sand grains, it was shown that a significant amount of impurities can be eliminated with the removal of fine sand below 100 microns. The residual sand may then average 99.44% SiO_2, with major oxide impurities in the order of 0.05% Fe_2O_3, 0.20% Al_2O_3 and 0.03% TiO_2.

With attrition, iron oxides and clays can be scrubbed from the surface of the sand grains thereby producing a cleaner silica sand averaging 99.56% SiO_2, with major oxide impurities in the order of 0.03% Fe_2O_3, 0.16% Al_2O_3 and 0.03% TiO_2.

High intensity magnetic separation removed a very small fraction of magnetic material with the objective of reducing the Fe_2O_3 content to below 0.03%, however the average impurities content in the sand product was left relatively unchanged.

Physical characteristics of the silica sand were evaluated with respect to particle size distribution, AFS grain fineness numbers, coefficient of uniformity, roundness, sphericity and crush resistance.

The SiO_2 content was calculated from the sum of the assayed results of ten major oxides, twenty four trace elements and loss on ignition, by the x-ray fluorescence (XRF) method. This is a typical method of analysis for a silica deposit such as Langis and was used as an indicator for the purpose of this characterization study. However, in determining such low levels of oxide impurities, this method has shown that there is an issue of accuracy which is evident in the variance of oxide impurities concentration and the margin of error as reported by CTMP from samples analyzed in triplicate.

1.5 CONCLUSIONS AND RECOMMENDATIONS

Geological mapping and historic exploration drilling have outlined a large lobe of highly siliceous Lower White Sandstone of the Val Brillant Formation on CMI's Langis Property. Historical exploration drilling and attendant historical geochemical and physical analyses indicate the potential for an economic silica sand deposit of more than 25 Mt contained within this lobe.

GENIVAR supervised a nine-hole, 456m drilling program at Langis in September 2013. Of these, three representative drill holes were sampled and analyzed at CTMP laboratory in order to characterize the silica sand for potential economic end usages. They hosted the following silica drill intersections:

- PL-13-01: 98.65% SiO_2 over 30.28m (including 98.69% SiO_2 over 28.95m)
- PL-13-02: 98.70% SiO_2 over 41.2m
- PL-13-05: 98.22% SiO_2 over 27.0m (including 99.10% SiO_2 over 22.0m)

The other six holes were logged and remain unsampled. They display similar highly siliceous intersections with similar thicknesses to the three sampled drill holes. If the six holes were sampled and analyzed using similar procedures, an inferred silica sand resource tonnage could then be calculated.

Based on the chemical, physical and thermal properties observed from the test work at CTMP, by crushing and screening to -120+20 mm lump particles, the Property may be a potential source for the production of ferrosilicon. Further crushing to -25+5 mm particles can also make it a potential source as a flux agent for base metal smelting.

Crushing to -600 microns and deslining the -100 microns fines as well as attrition, size classification, dewatering and drying can be considered to provide a potential source of glass sand, foundry sand and other uses like abrasive sand, sodium silicate, silicon carbide. Magnetic separation may be used to further reduce the iron content for some glass sand applications. Further testing to determine extent of iron impurities removal is recommended. The material was also tested for frac sand and based on an initial evaluation, the presence of many clusters as well as the issue with the grains' roundness should be considered as a stumbling block for its potential as a source of frac sand. Further tests are recommended to better evaluate this product by a specialized frac sand laboratory. Depending upon the potential user requirements for a specific silica sand product, more detailed tests would be required to determine process design criteria.

The potential quantity and grade of silica material within the Property is in the range of 15 to 28 million tonnes at 98.1% to 99.2% SiO_2 based on the assumptions of a specific gravity of 2.65, strike length range of 600 to 800 m, width of 275 to 325 m and a thickness of 30 to 40 m. It should be noted that the potential quantity and grade is conceptual in nature, that there has been insufficient exploration to define a mineral resource and that it is uncertain if further exploration will result in the target being delineated as a mineral resource.

It is the authors' opinion that additional expenditures are warranted in order to advance the project to the level of economic assessment. The recommended work program includes the following items:

- Deposit delineation to the level of an Indicated Resource, including geochemical analysis of the six remaining holes, the drilling and geochemical analysis of ten additional holes (NQ-diameter core), and permitting and cutting. This program is estimated to cost $120,000 to $140,000;

- Validation of the silica deposit for the production of ferrosilicon by testing bulk samples with potential customers. The quantities of bulk samples

would vary based on the customers' requirements. Cost of collecting such bulk samples is estimated at $50,000 to $100,000;

- Initiating an economic study for a quarrying operation. The cost of this work is estimated at $60,000.

The total cost of these recommended expenditures is between $230,000 and $300,000.

2.0 INTRODUCTION

This Technical Report entitled Characterization Study of the Langis Silica Deposit (the Deposit), was prepared for Canadian Metals Inc. (CMI), with a corporate office located at 1200 Avenue McGill College, suite 1240, Montreal, Quebec, H3B 4G7, by GENIVAR Inc. (GENIVAR), with a corporate office at 1600 Blvd. Rene Levesque West, 16th Floor, Montreal, QC H3H 1P9.

It was prepared at the request of CMI in order to characterize the Deposit in terms of possible uses and potential economic value of a silica sand end product. It describes the Langis Silica Property (Property), the geology of the Property and project area, the current exploration drilling program, the results of physical and geochemical testing, and provides conclusions and recommendations for additional work. No engineering costing or market studies are provided herein.

This report makes use of Quebec Ministry of Natural Resources (QMNR) files describing the geology of the Langis Property area, as well as "GM" files sourced from the SIGEOM database describing past recorded work on the Langis Property. It is also reliant upon physical and geochemical characterization studies of comparable silica sand projects, and the physical and geochemical results from Langis samples as supplied by the Centre de Technologie et de Plasturgie (CTMP) laboratory..

One of the authors of this report, John Charlton, P. Geo. of GENIVAR accompanied by Etienne Forbes, P. Geo. of GeoForbes Services Inc. visited the Property on August 22, 2013. During that visit they examined the existing quarry, loading and crushing foundations and other infrastructure remnants, Langis waste piles, the forested area adjacent to the quarry where drilling was anticipated, and a comparable quarry located one kilometre east of the Langis quarry.

Mr. Forbes managed the diamond drilling program described herein on behalf of GENIVAR. He was also responsible for core logging, sampling, and coordinating bush clearing and surveying operations on the site. On his second visit of September 21, 2013, Mr. Charlton visited the core logging and sampling facility used by Mr. Forbes and reviewed the drill core from the current exploration program, the sampling technique, QA/QC procedures, and sample shipping coordination with the laboratory doing the analytical work.

Mr. Mireno Dhe Paganon, P. Eng. of GENIVAR coordinated and supervised laboratory test work with the CTMP laboratory.

3.0 RELIANCE ON OTHER EXPERTS

John Charlton, P. Geo. has relied a upon information concerning mineral claims, as disclosed in Section 4.0 on the QMNR, GESTIM website. He has also relied upon Etienne Forbes, P. Geo. to manage the drilling program, complete the core logging and sampling, and ship the samples to the CTMP laboratory. Mireno Dhe Paganon, P. Eng., has relied upon laboratory geochemical and physical test results supplied by the CTMP laboratory of Thetford Mines, Quebec.

GENIVAR has reviewed and analyzed data and reports provided by CMI, together with publicly available data, and CTMP laboratory test results, drawing its own conclusions augmented by direct field examination.

This report includes technical information, which required subsequent calculations to derive subtotals, totals and weighted averages. Such calculations inherently involve a degree of rounding and consequently introduce a margin of error. Where these occur, the QPs do not consider them to be material.

GENIVAR has relied on third party information prepared by non-qualified persons relating to permitting aspects of the Property. This information has been provided by MRC of Matapedia and the MNRQ as disclosed in subsection 4.6.

4.0 PROPERTY DESCRIPTION AND LOCATION

4.1 LOCATION

The Property consists of four map-designated claims (CDCs) covering a total area of 227.62 ha. It is located in the Matapedia Region of the Gaspe Peninsula of Quebec (Figure 1) in northeastern Langis Township within the Regional Municipality (MRC) of Matapedia (Figure 2). It is within NTS map sheet 22B11. The geographic centre of the Property is at approximately latitude 48° 37' 30" N and longitude 67° 20' 00" W. The Property covers parts of Ranges VI and VII of Langis Township.

Figure 1: General Project Location



Figure 2: Property Map



4.2 MINERAL DISPOSITIONS

Table 1: Mineral Dispositions

Claim #	Area (ha)	Acquisition Date	Expiry Date	Renewal Fee ($)
2387521	56.91	2013/07/12	2015/07/11	54.25
2387522	56.91	2013/07/12	2015/07/11	54.25
2387523	56.90	2013/07/12	2015/07/11	54.25
2387524	56.90	2013/07/12	2015/07/11	54.25

4.3 TENURE RIGHTS

The four claims comprising the Langis Property are owned 100% by 9285-3696 Quebec Inc., which is a wholly owned subsidiary of Canadian Metals Inc. All are map-designated claims with common acquisition and expiry dates (Table 1). Each requires an exploration expenditure value of minimum $1,200 in order to be renewed. Cash in lieu of work is optional. The renewal fee for each claim is $54.25.

4.4 ROYALTIES AND RELATED INFORMATION

The Property is held 100% by Canadian Metals Inc. Production from the Property is subject to a 3% net smelter return (NSR) payable to 9285-3696 Quebec Inc. It is also subject to a 7% Net Profits Interest (NPI) payable to 9285-3696 Quebec Inc.

4.5 ENVIRONMENTAL LIABILITIES

There are no known environmental liabilities currently affecting the Property.

4.6 PERMITS

All the work done this fall on the Property was performed on crown lands which are considered public and is located in an area managed by the MRC of Matapedia.

A request for a tree cutting permit was sent to the MRNQ at their Rimouski office and was forwarded by them to the MRC office located in Amqui, Quebec.

The permit was received prior to start wood cutting and drilling.

In the case that work results and economic studies would be positive, CMI could apply for an exclusive mining lease as described herein.

In the province of Quebec, companies must obtain a surface-mining lease (*bail exclusif* or BEX) before operating an industrial silica sand quarry. This lease can be obtained by presenting an application for exclusive lease for mining surface mineral substances and attaching the following items:

- A map indicating the boundaries of the land in question;
- A map at a scale no less than 1: 5,000 indicating the boundaries and the adjoining territory of 150m, including name and layout of public roads, existing and planned access roads, waterways or lakes, shaft sites and the location and nature of any construction, campsite, or recreational establishment;
- A report describing the nature, scope and value of the deposit;
- A report stipulating the intended use of the substance to be mined, the target markets, and the anticipated production rate;
- A report describing the proposed mining method; and

Payment of the rental fee, which is proportional to the duration of the lease.

4.7 OTHER RELEVANT FACTORS

GENIVAR is not aware of any other significant factors or risks affecting access, title or the right or ability to perform work on the Property.

5.0 ACCESSIBILITY, CLIMATE, LOCAL RESOURCES, INFRASTRUCTURE AND PHYSIOGRAPHY

5.1 SITE TOPOGRAPHY, ELEVATION AND VEGETATION

The Property is located in gently rolling Appalachian terrain. A set of elongate hills oriented NNE dominates the topography. These are transected along the northeast by the valley of the Matane River. In the Property area and immediate surroundings elevations range from a high of 279m to a low of 90m along the river. In the area of interest around the quarry there is a gentle incline from the access road at 240m up to just over 250m proceeding across the hill toward the northwest.

The Property is largely forest covered. It is a mixed forest of hardwoods such as maple, poplar, and birch mixed with conifers such as white spruce, white pine, and cedar. Locally there are areas of second or third growth dominated by alders and other low bushes.

5.2 ACCESS

The Property is easily road accessible via paved provincial Highway 195 and a gravel road in good condition. The Property is 20km by road (Highway 195) from the town of Amqui which is on Highway 132 and is the administrative centre of the Matapedia Regional Municipality (MRM). It is also accessible via Highway 195 from Highway 132 at the town of Matane, a distance of 40km. The Langis gravel access road runs southeast from Highway 195, from a point 5km to the east of the village of St. Vianney. From this intersection it is 2.5km to the existing quarry on the Langis Property.

Amqui is served by the CNR and has a train station with passenger services.

Accessibility to the Property may be hampered by winter snow accumulation, however access to the Property is available year round if required.

5.3 CLIMATE

The closest climate data collection site is the Mont Joli airport, which is located 64km straight west of the Property. Mont Joli climate is somewhat modified due

to the seashore location, the most obvious difference being stronger winds. Climate data for Mont Joli is shown below.

Table 2: Climate Data for Mont-Joli

Month	Jan	Feb	Mar	Apr	May	Jun	Jul	Aug	Sep	Oct	Nov	Dec	Year
Record high °C (°F)	13 (55)	12.4 (54.3)	20 (68)	29.1 (84.4)	31.4 (88.5)	33.3 (91.9)	35.9 (96.6)	33.3 (91.9)	32.2 (90)	26.7 (80.1)	21.8 (71.2)	16.7 (62.1)	35.9 (96.6)
Average high °C (°F)	−7.8 (18)	−6.5 (20.3)	−0.9 (30.4)	5.4 (41.7)	13.5 (56.3)	19.8 (67.6)	22.7 (72.9)	21.3 (70.3)	16 (61)	9.1 (48.4)	2.4 (36.3)	−4.6 (23.7)	7.5 (45.5)
Daily mean °C (°F)	−12.3 (9.9)	−10.9 (12.4)	−5 (23)	1.6 (34.9)	8.5 (47.3)	14.4 (57.9)	17.5 (63.5)	16.2 (61.2)	11.4 (52.5)	5.3 (41.5)	−0.7 (30.7)	−8.3 (17.1)	3.1 (37.6)
Average low °C (°F)	−16.7 (1.9)	−15.2 (4.6)	−9 (16)	−2.3 (27.9)	3.4 (38.1)	9 (48)	12.2 (54)	11.1 (52)	6.7 (44.1)	1.5 (34.7)	−3.8 (25.2)	−12 (10)	−1.3 (29.7)
Record low °C (°F)	−33.3 (−27.9)	−31.1 (−24)	−29.4 (−20.9)	−19.9 (−3.8)	−12.2 (10)	−1.1 (30)	0.8 (33.4)	1.8 (35.2)	−5 (23)	−8.4 (16.9)	−18.3 (−0.9)	−30.6 (−23.1)	−33.3 (−27.9)
Precipitation mm (inches)	79.8 (3.142)	59.1 (2.327)	69.4 (2.732)	63.3 (2.492)	84 (3.31)	73.5 (2.894)	84.6 (3.331)	89.1 (3.508)	77.8 (3.063)	83.9 (3.303)	77.7 (3.059)	86.7 (3.413)	928.9 (36.571)

Source: Environment Canada[5]

The Property experiences a cool humid continental climate with warm summers and cold winters. Average July high temperature (Mont Joli) is 22.7 °C, with an average low of 12.2 °C. Average January high temperature (Mont Joli) is -7.8 °C, with an average low of -16.7 °C. The spring-summer-fall period begins in early May and ends in the latter part of October. Winter conditions normally endure from early November through to late April. Precipitation is moderate and is fairly evenly distributed throughout the year. Snowfall accumulations of up to 3m are common by mid-March.

5.4 INFRASTRUCTURE

The Property is 20km by paved road from Amqui. CN Rail passes through Amqui connecting it to the ports of Rimouski and Campbellton, New Brunswick. A rail siding would need to be permitted and built at Amqui in order to ship silica product by rail.

The Property is 40km by paved road from the port of Matane. Matane is presently considered to be the most likely trans-shipment point for the potential silica product. These transportation alternatives will require researching in the

next phase of work. The road into the existing quarry area from the paved highway appears to be in good condition and possibly capable of handling heavy truck traffic, although upgrading may be required.

The town of Amqui has a population of approximately 6,300, while the town of Matane has a population of approximately 14,500. There are several smaller villages in the area of the Property such as St. Vianney, St. Tharcisius, Saint-Rene-de-Matane, Lac au Saumon and Val Brillant. There is an adequate skill set locally available for the operation of a silica quarry.

The nearest source of a continuous substantial flow of fresh water is a stream called Riviere Tamagodi 1.8 km to the east-southeast of the present Langis quarry. This stream flows northeastward into the Matane River. The Matane River flows northward into the St. Lawrence estuary.

High voltage transmission lines cross the Property 300m south of the existing quarry. A transformer substation is already installed 400m southwest of the existing quarry.

At the southwest corner of the existing quarry, foundations for a loading and crushing facility, installed by an earlier operator, appear to be in good condition. Also about 400m southwest of the existing quarry there is a 25m X 12m finished concrete floor which could be suitable for erection of a new building. There is adequate flat area for storage of waste rock from a quarrying operation.

6.0 HISTORY

Geological mapping and exploration of the Langis area of the Matapedia Region began with the investigations of Logan in 1844 and his assistant Murray in 1846. A. P. Low visited the area in 1884, followed by Ells in 1885, and by L. W. Bailey and W. McInnes in 1884-85, the latter work resulting in the first geological map of the region (1888). Later, during the period 1928-31 F. J Alcock and G. W. Crickney surveyed the area as part of a larger regional mapping effort. Following up on that work, J. W. Laverdière and L. G. Morin concentrated specifically on the Langis area. A general geological map of the Matapedia-Matane region was completed by E. Aubert de la Rue in 1941 (RG 009). Still later, H. W. McGerrigle completed geological work in the area as part of his compilation of the Geological Map of the Gaspé Peninsula (1953).

Mapping the Region Rimouski-Matapedia, J. Beland touched on the area in 1960 (RP 430). Subsequently detailed geological mapping of the Cuoq-Langis Area of Matane and Matapedia Counties was completed by N. C. Ollerenshaw in 1961 and 1967 (RG121). This is the most comprehensive geological mapping of the Property area. Synthesis of the area into Gaspe regional geology was completed by Slivitsky et al (1991). Stratigraphy was reinterpreted and integrated into the Appalachian geology by Brisebois and Morin (2003).

The first known examination and comprehensive report on the sandstones of Langis and Tessier Townships was done by R. A. Marleau (1979) for Uniquartz Inc. (GM 36008). This work on the Val Brillant Sandstone was entitled a "Comparative study in regard to other commercial silica/sands of northeastern America".

During the summer/autumn of 1982 an extensive diamond drilling program was completed on Langis and neighbouring Tessier sandstone occurrences. A total of 3,993' (1,215.5 m) was drilled in twenty-two drill holes, twelve of which, totalling 2,135' (649.9 m), were completed on the Langis deposit. The drilling was supervised by R. A. Marleau of Services Geotechniques Shickshocks Inc (SGS) for Uniquartz Inc. (GM 36008).

Subsequently extensive physical and geochemical testing was completed on the drill core in order to determine the physical and geochemical characteristics of the sandstones of the Langis and Tessier deposits. This testing comprised over 10,000' of drill core in sample lengths of 10'. Additionally two (2) bulk samples were taken, each weighing more than 2.5 tonnes. A total historic tonnage of 27.6 million mt at average grades of 0.11% Fe_2O_3 and 0.41% Al_2O_3 was calculated

and published. Oddly, there is no mention anywhere of the SiO_2 grade. This was classified as an Indicated Reserve. *This resource is historic in nature and does not meet the requirements for Resource categorization as set out in NI 43-101.*

In 1985, Pierre Labrecque working for Uniquartz Inc. (GM 42388), revised the Langis Indicated Resource tonnage and grade to 25.5 million mt at average grades of 0.12% Fe_2O_3 and 0.41% Al_2O_3. *This resource is historic in nature and does not meet the requirements for Resource categorization as set out in NI 43-101.* Again, there is no mention of SiO_2 grade.

There is no further reference to development or production from the Langis deposit after 1985. At some point thereafter a quarrying operation was begun. From remaining evidence it consisted of the quarrying of several hundred thousand tonnes (no volume estimate is made here) of sandstone, a loading and crushing facility, and other surface installations. Several elongate piles of crushed waste rock remain to the west of the quarry.

7.0 GEOLOGICAL SETTING AND MINERALIZATION

7.1 REGIONAL GEOLOGY

The Matapedia Region forms part of the Appalachian geological Province which stretches from Alabama, in the southeast USA, to Newfoundland. The portion of this Province that hosts the rocks pertinent to this Report is known as the Connecticut Valley – Gaspe Synclinorium (CVGS). These rocks were folded, faulted, intruded, and weakly metamorphosed during what is generally known as the Appalachian Orogeny. In Matapedia the Appalachian Orogeny is comprised of three main orogenic episodes:

1) The Taconic Orogeny in late Ordovician time, when a volcanic island arc collided with the pre-existing Laurentia landmass as the Iapetus Ocean closed;

2) The Acadian Orogeny of mid-Devonian time, whence the micro-continents Avalonia and Baltica abutted the accreted margins of the Laurentian continental mass;

3) The Alleghenian Orogeny in the Permo-Carboniferous, when the continent of Gondwana accreted onto and joined with Laurentia to form Pangea.

The latter phase is of minor importance in Matapedia and Gaspe. However, a fourth phase, known as the Salinian (Silurian in age) is interpreted to have been a significant tectonic event in this region.

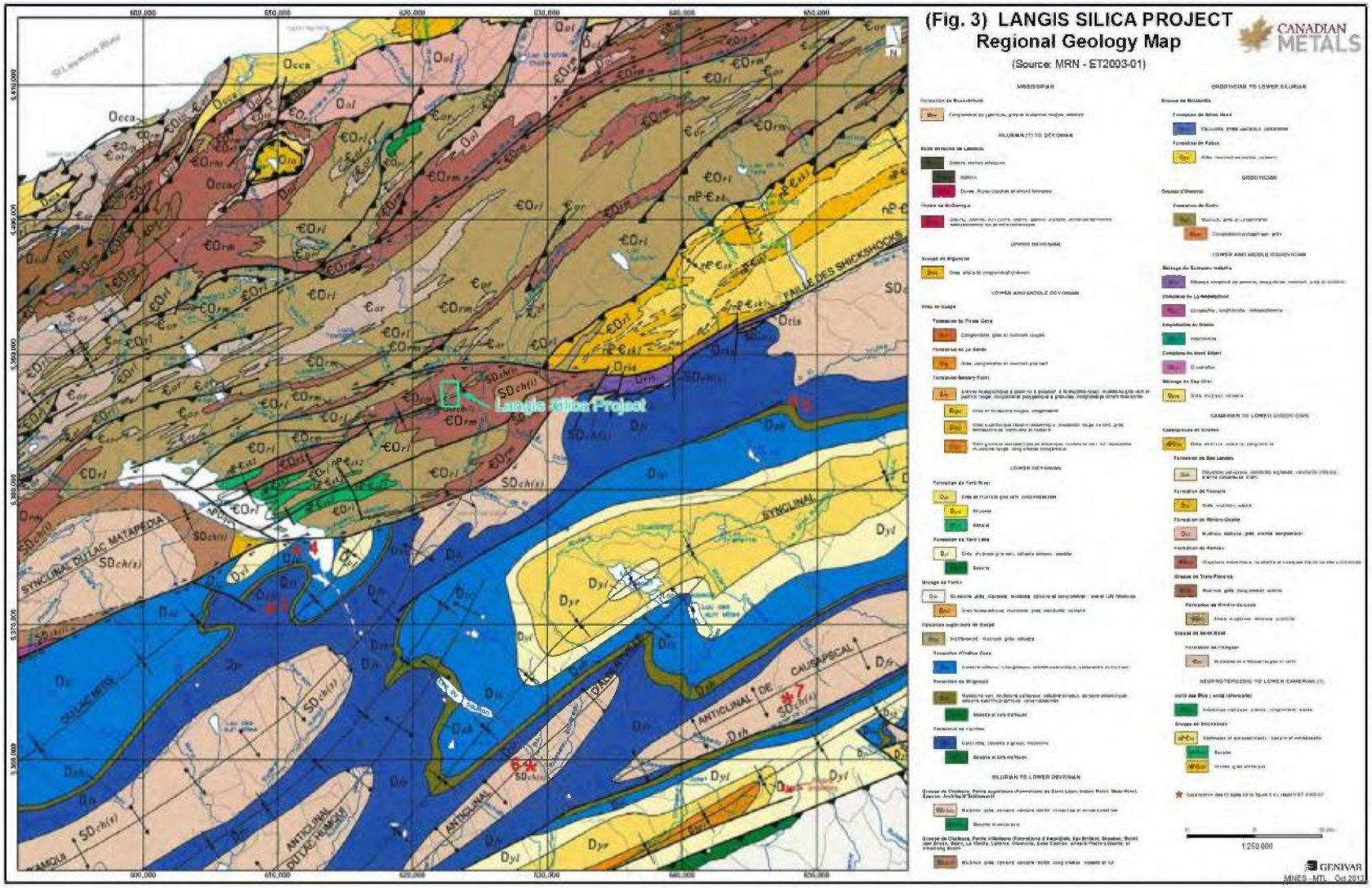
The CVGS rocks of Matapedia-Gaspe are of Ordovician-Siluro-Devonian ages. They are comprised of wacke and conglomerates of the Cabano Group (Ordovician to Silurian in age), overlain by the Siluro-Devonian rocks of the Chaleurs Group, which are overlain concordantly to locally discordantly by Devonian limestone and sandstone of the Gaspe Group. The north contact of the CVGS is a discordant, tectonic contact with Cambro-Ordovician rocks to the north.

The stratigraphy of the Chaleurs Group is, from bottom to top, the green shale of the Awantjish Formation, the white to pink quartz arenite of the Val Brillant Formation, the limestone of the Sayabec Formation, and the mudstone and siltstone of the Saint-Leon Formation.

The quartz arenite of the Val Brillant Formation is highly siliceous. It appears as thick (up to several metres) white layers, and locally, pink to mauve layers which result from hematite discolouration. The grains are medium-fine, well-rounded, and welded together with silica cement (GM 57849). Total thickness is usually 40 to 60 m. It is the target siliceous sandstone at the Langis Project and surrounding area.

The Val Brillant Formation forms two distinct north and south arms. The north arm extends 97 km from Mont Comi, just south of Mont Joli, to Lac Matane. It is affected by thrust faulting and lateral faulting. The south arm is exposed along a 40 km strike length from Esprit-Saint and Grand Lac Neigette. NE-SW oriented synclines and anticlines characterise this area.

Figure 3: Regional Geology



7.2 PROJECT GEOLOGY

The Siluro-Devonian Val Brillant sandstone forms a prominent remnant of a formerly more extensive sandstone cover. It averages approximately 60m in thickness and sits conformably upon green shales of the Awantjish Formation, which sits unconformably upon dolomitic claystone and calcilutite of the Ordovician Romieu Formation. The Val Brillant sandstone is conformably overlain by a 10m thick layer of arenaceous dolomite which transitions into true dolomite at the top. These formations are interpreted to form the core of a shallow syncline that extends southeast to Lac Matapedia and is truncated to the northeast by the Shickshock Fault at the Matane River (ET 2003-01).

Evidence of a syncline is not obvious in the walls of the Langis Quarry. The quarry exposes a 20 to 30m thickness of Val Brillant sandstone, the silica sand source targeted by the Langis Project. In the quarry the Val Brillant sandstone forms a gently (-5° to -10°) south-dipping monocline.

During the author's (J. D. Charlton, P. Geo.) visit the following geologic features were noted at Langis:

- In the quarry an unbroken succession of uniform thick pink-beige sandstone strata of up to 2m thickness, separated by thin purple-stained hematite interfaces;
- In the quarry a 1.5m thick section of thinner sandstone layers with more obvious red to purple hematite staining, as illustrated below;
- An extensive "hump" of unblasted, non-sandstone rock in the centre of the quarry;
- In the quarry sub-vertical faults cutting the sandstone strata as in photo below; faults are oriented north-south and NE-SW, the latter exhibiting near-horizontal slickensides (strike-slip faults).
- In the forested area to the east of the quarry, thin to no overburden cover with frequent outcrops of sandstone and arenaceous dolomite.

Figure 4: NE Corner of Langis Quarry Showing Vertical Fault With Slickensides on East Wall



The Val Brillant sandstone in the Langis-Tessier area is comprised of an Upper Sandstone, an Intermediate Sandstone, a Red Layered Sandstone (noted only in the Tessier area), and a Lower Sandstone.

Upper Sandstone: is pale greyish-white with local pink patches. It is fine grained and formed of thin beds (maximum 0.6m) that are characterized by laminae and cross-bedding. The grey colour signifies a higher clay content that that of the Intermediate Sandstone. It is 10 – 15m thick.

Intermediate Sandstone: is a 12 – 20m thick unit that is locally absent in the Langis area. It is composed entirely of quartz grains with sparse hematite held together by silica cement. It is medium-grained, with well-rounded to sub-rounded grains and has a white sugary appearance. Finer grained layers are interstratified. Individual beds are up to 2m in thickness. Sporadic pink colouration is not necessarily indicative of an abundance of iron, but is normally caused by occurrences of particles of hematite. Bedding planes and fractures are commonly marked by paper-thin layers of hematite originating from circulation of subterranean water.

Figure 5: Thin Iron-Enriched Beds Within Lower White Sandstone

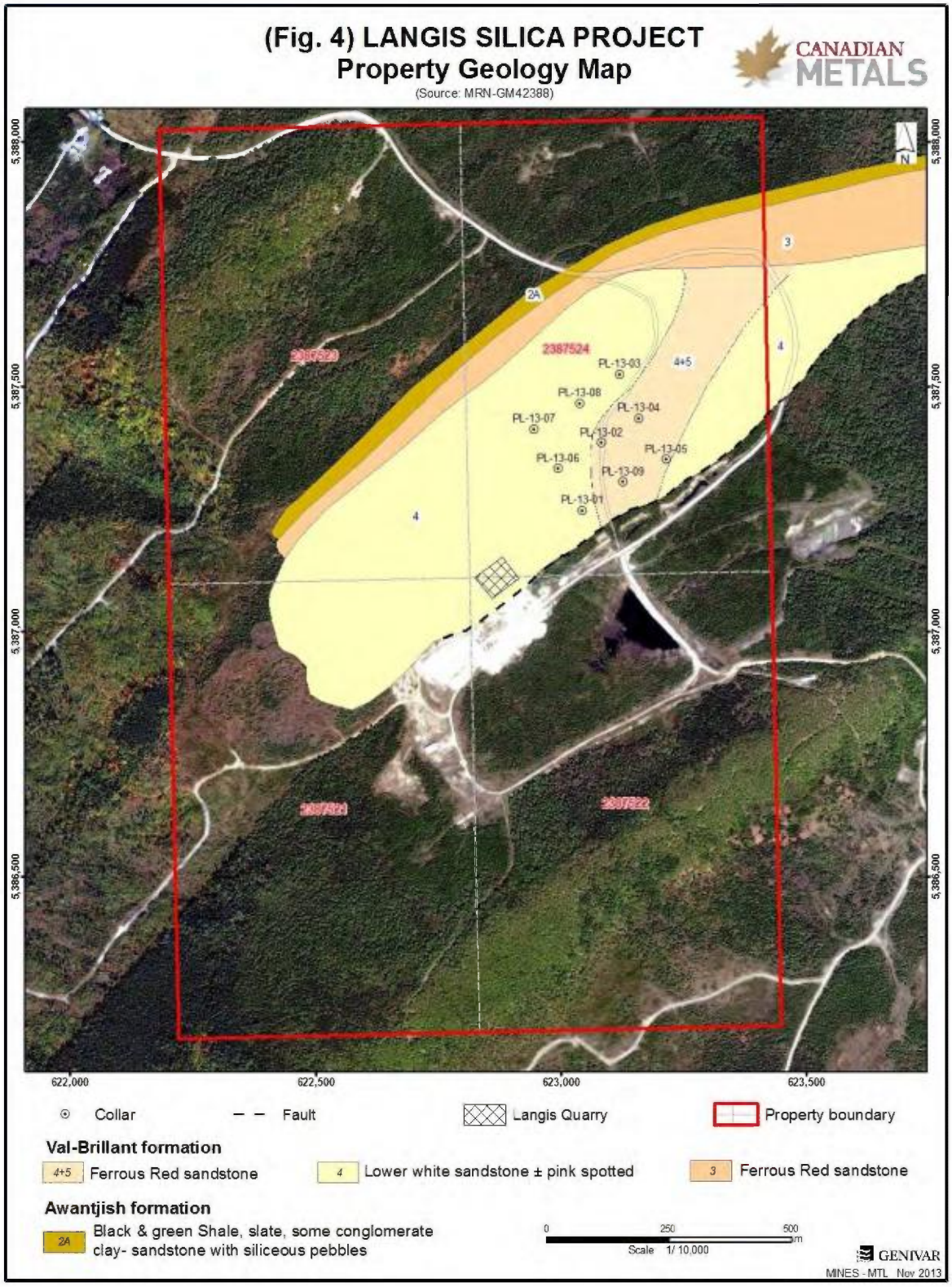


Lower White Sandstone: is 13–20m in thickness. It is generally fine-grained and exhibits less pink discolouration than the Intermediate Sandstone. In the Langis area, the Lower Sandstone is up to 60m in thickness where it abuts the east-west fault along the southern sandstone limit. It is comprised of sandstone beds from a few centimetres up to 0.5m in thickness (Figure 4 and Figure 5). It is more compacted than the Upper and Intermediate Sandstones.

The Val Brillant Sandstone is of multi-cyclic origins, having been derived from older sandstones situated to the north. It formed in a marine, well-oxygenated environment along an active but stable Silurian seashore.

At the Property the target sandstone covers an oblong surface area measuring approximately 1,700m long by 250 to 500m wide on the Property. Within this area the existing quarry covers an area of approximately 90m X 90m (Figure 6). The south contact of the sandstone oblong is truncated by a fault (RG 121). As shown in the upper photo on previous page, the sandstone exposed in the northeast corner of the quarry reaches about 25m in thickness. On the west side of the quarry the exposed sandstone is about 10m in thickness.

Figure 6: Property Geology



7.3 MINERALIZATION

The Val Brillant Sandstone is on average composed of 92% quartz grains, 6-7% silica cement (+ minor alumina and hematite cement),

In *1982-83* extensive physical and geochemical testing was completed on the drill core in order to determine the physical and geochemical characteristics of the sandstones of the Langis and Tessier deposits. This testing comprised over 10,000' of drill core in sample lengths of 10'. Additionally two (2) bulk samples were taken, each weighing more than 2.5 tonnes.

The 1982-83 work revealed the following physical characteristics for the Val Brillant Sandstone in the vicinity of the Langis and Tessier deposits:

- Quartz grains from Langis and Tessier vary from 0.1 mm to 0.54 mm diameter
- Uniformity coefficient at Langis and Tessier is 1.72, meaning that this fine sand is well-sorted
- Sphericity range in Val Brillant Sandstone (not from Langis or Tessier) is 0.67 to 0.80, which is high
- Roundness or angularity factor (again from Val Brillant Sandstone outside of Langis and Tessier area) varies from 0.37 to 0.90
- Point of fusion of Val Brillant Sandstone is 1,700°C
- Thermal shock testing showed that the Val Brillant Sandstone is suitable for production of ferrosilicium
- Refractoriness testing demonstrated inconclusively that the Val Brillant Sandstone could be used as foundry sand.

It was concluded from this work that the sandstone could be easily purified and that the treated sand could then be utilized as foundry sand or for the manufacture of coloured, or with reduction in iron content, transparent, glass. Because of high resistance to thermal shock, it was suggested that it was also useable for the manufacture of ferrosilicium.

8.0 DEPOSIT TYPES

The following description of silica-rich rocks is sourced from the British Columbia Mineral Deposit Profiles.

Silica-rich Rocks, R07

by Z.D. Hora, Retired, British Columbia Geological Survey, Victoria, B.C., Canada

IDENTIFICATION

SYNONYMS: High silica quartzite, quartz sandstone, silica rock silicastone.

COMMODITIES: Silica sand, lump silica.

EXAMPLES (British Columbia (MINFILE #) - Canada/International): Golden (082N001), (082N043), Longworth (093H038), Bridesville (082ESW144) – Selkirk, Manitoba, Badgley Island, Ontario, St. Canut, Quebec; Oriskany sandstone, Pennsylvania and West Virginia, St.Peter sandstone, Illinois and Missouri.

GEOLOGICAL CHARACTERISTICS

CAPSULE DESCRIPTION: Uniform, massive beds of siliceous sediments, such as sandstone and chert, or their metamorphic equivalents, like quartzite. These beds are commonly formed in sedimentary sequences, although some cherts can be found with volcanic rocks. They have high silica contents with very limited impurities, usually under 1%.

TECTONIC SETTINGS: Siliceous sediments formed on a shallow continental shelf or deposited in inland seas, large lacustrine basins or rift zones on the continent. Cherts form in oceanic environments associated with island arcs and spreading centers. Quartzites found in orogenic belts of all ages.

DEPOSITIONAL ENVIRONMENT/GEOLOGICAL SETTING: Siliceous sediments deposited into a low energy environment slowly sinking or stagnant sedimentary basin. Source area has to be rich in siliceous sedimentary, igneous or metamorphic rocks to provide a steady supply of well sorted and weathered clastic material to estuaries along the shoreline. Weathering conditions before and during transportation should be able to separate resistant quartz from less stable feldspars, hornblende and pyroxenes, transporation will separate the clay

minerals and mica with heavy minerals from the silica particles. Cherts form in oceanic environments near and distal to spreading centres and rift zones and along volcanic belts as exhalative deposits. They can also form as biogenic and/or chemical precipitates of selica gel in an oceanic environment.

AGE OF MINERALIZATION: Precambrian to Tertiary. modern protolithic facies on the seafloor.

HOST/ASSOCIATED ROCK TYPES: Siliceous sediments are found with a wide spectrum of clastic and carbonate rocks, including coal and associated with clay deposits. Cherts are found with felsic to mafic and ultramafic volcanics and associated greywacke and shale. Quartzites and metamorphic cherts are found with the metamorphic equivalents of the rocks listed previously.

DEPOSIT FORM: The siliceous sediments occur as metres thick beds that can extend more than tens of kilometres, while the chert beds may be up to several tens of metres thick and laterally extend for hundreds of metres but are frequently discontinuous.

TEXTURE/STRUCTURE: Silica-rich sediments typically have uniform grain size, may be well lithified or friable, and can be layered, cross bedded or massive beds. Massive or rhythmically bedded chert is found sometimes with argillaceous interbeds and soft sediment deformation features. Quartzites as metamorphosed equivalents of sandstones or cherts usually display the structure of the original rock.

ORE MINERALOGY [Principal and subordinate]: Quartz; chert can also have other forms of amorphous and microcrystalline silica.

GANGUE MINERALOGY [Principal and subordinate]: Siliceous sediments can contain clay minerals, pyrite, mica and minor heavy minerals (rutile, sphene, ilmenite, zircon, etc.). Cherts can contain clay minerals, hematite, manganese oxides, pyrite; rhodonite, rhodochrosite, calcite, barite.

ALTERNATE MINERALOGY: Fractures can have secondary Fe - Mn hydroxides and/or calcium carbonate.

WEATHERING: Usually weather resistant, resulting in morphological highs. Only some friable sandstones result in depressions.

ORE CONTROLS: Source terrains that minimize impurities and despositional environments that includes long or repeated transportation with intensive wear of particles which includes separation from other silicates like feldspars for example. This may occur both by physical as well as chemical weathering.

GENETIC MODELS: Siliceous sediments form on the shallow continental shelf and in inland seas or large lacustrine basins with a relatively low energy environment and a steady supply of well sorted silica sand. After the deposition, the accumulated sediment will be cemented by compaction, a minor clay component, or introduced secondary silica. Cherts form in deep water oceanic environment with hydrothermal activity and abundance of radiolarians suggest oceanic upwelling that enriches water in nutrients., or recrystallized under metamorphic conditions.

ASSOCIATED DEPOSIT TYPES: Siliceous sediments - building stone; cherts - Sedex and VMS deposits, marine diatomite.

COMMENTS: Crystalline silica in dust form is considered a carcinogenic health hazard. Mineral processing of alaskite feldspar rocks can produce a very high purity (10 to 200 ppm impurities) silica co-product.

EXPLORATION GUIDES

GEOCHEMICAL SIGNATURE: In general more than 98% silica with traces of other elements.

GEOPHYSICAL SIGNATURE: Only where contrast with host rocks is significant.

OTHER EXPLORATION GUIDES: Look for resistant ridges and outcrops and absence of impurities in hand sample visible to the naked eye.

ECONOMIC FACTORS

TYPICAL GRADE AND TONNAGE: Each use has its very specific requirement for the particle size and shape, physical strength and permissible amounts of different impurities. For lump silica the concerns are purity, sizing of crushed rock (fracture and bedding density) and contamination by Ca, Fe, Mn, Ti, Al, Na and K minerals or graphite and silica sand they are friability and size of silica particles and contamination by Fe, Mn and Al minerals and refractory minerals of Al, Zr, Cr. Generally silica contents have to be 98% with significant impurities removable by processing. Which depend on the end use. Even high purity orthoquartzite usually contains minute titanium minerals which are detrimental for silicon metal (even at 0.2% TiO2). Also, even trace of Ca can make silica unacceptable for specific end uses. Lasca grade silica may contain impurities in ppm only. Such contaminants may be absent in oceanic cherts. Individual deposits range from 1 million tonnes to 100 million tonnes.

ECONOMIC LIMITATIONS: While some very specific silica raw materials may be relatively expensive, the basic types of silica sand or lump silica are low priced, bulk commodities sensitive to transportation costs. For its main uses, silica sand from sandstones has a number of substitutes and their use depends on local or

regional availability. Silica is available as a co-product or by-product of feldspar and residual kaolin mining and is produced locally from dune and beach sands. Foundry sand can be substituted by some other minerals, like olivine, for example.

END USES: Most silica is used in the form of sand to manufacture glass products and as foundry sand. In North America, about one third is used in glass and one-fifth as foundry sand. The remaining silica is divided among a multitude of metallurgical and chemical uses, including cement, ceramics, fillers and blasting sand. Very high quality silica is being used for a long list of synthetic silicas and silicon chemicals, silicon metal, ferrosilicon and silicon carbide, cultured silica crystals and silica glass. Silica sand for hydraulic fracturing has to be well rounded and to withstand very high pressures when pumped into oil and gas wells to enhance the recovery. The past widespread use of fine grained silica rocks was to make acid refractory bricks (dinas) used in iron metallurgy. These silica rocks were termed “dinas rock”.

IMPORTANCE: In the year 2000 Canadian production was 2.0 million tonnes and the United States produced 28.5 million tones annually. Cement, glass and ceramics are unthinkable without silica, so is the use as a foundry sand. Most of other applications are less visible, but equally important for industrial societies.

9.0 EXPLORATION

Exploration at the Property mainly consisted in the diamond drilling described in Item 10.0 Drilling.

In addition, to complete the metallurgical testing, nine whole core samples and three block samples collected from the wall of the quarry, were provided for the thermal shock testing. The three block samples for thermal shock tests were located some 180m south-southwest from diamond drill hole PL-13-01. A handheld GPS with ±5 m accuracy was used to locate the samples.

Etienne Forbes P. Geo visually selected samples in the quarry based on specific parameters from the *Centre de Technologie Minérale et de Plasturgie inc.* (CTMP). Among the parameters considered during sampling were: size, form, cleanliness, and fracturing. The preparation of the samples was conducted at the core logging facility (core shack) of GeoForbes Services located in Lac-au-Saumon, Quebec.

Table 3: Locations of Thermal Shock Test Samples

Sample #	UTM Nad 83, zone 19U		Description
	Easting	Northing	
P175879	622923	5387146	White sandstone
P175880	622903	5387133	White sandstone
P175882	622879	5387147	Pinkish-white sandstone

Results of these tests are discussed in detail in Item 13 Mineral Processing and Metallurgical Testing.

10.0 DRILLING

10.1 DRILLING PROGRAM

The 2013 drilling program conducted on the Property had one principal objective, that is to obtain a representative bulk sample of quartzitic sandstone for petrological and metallurgical characterizations.

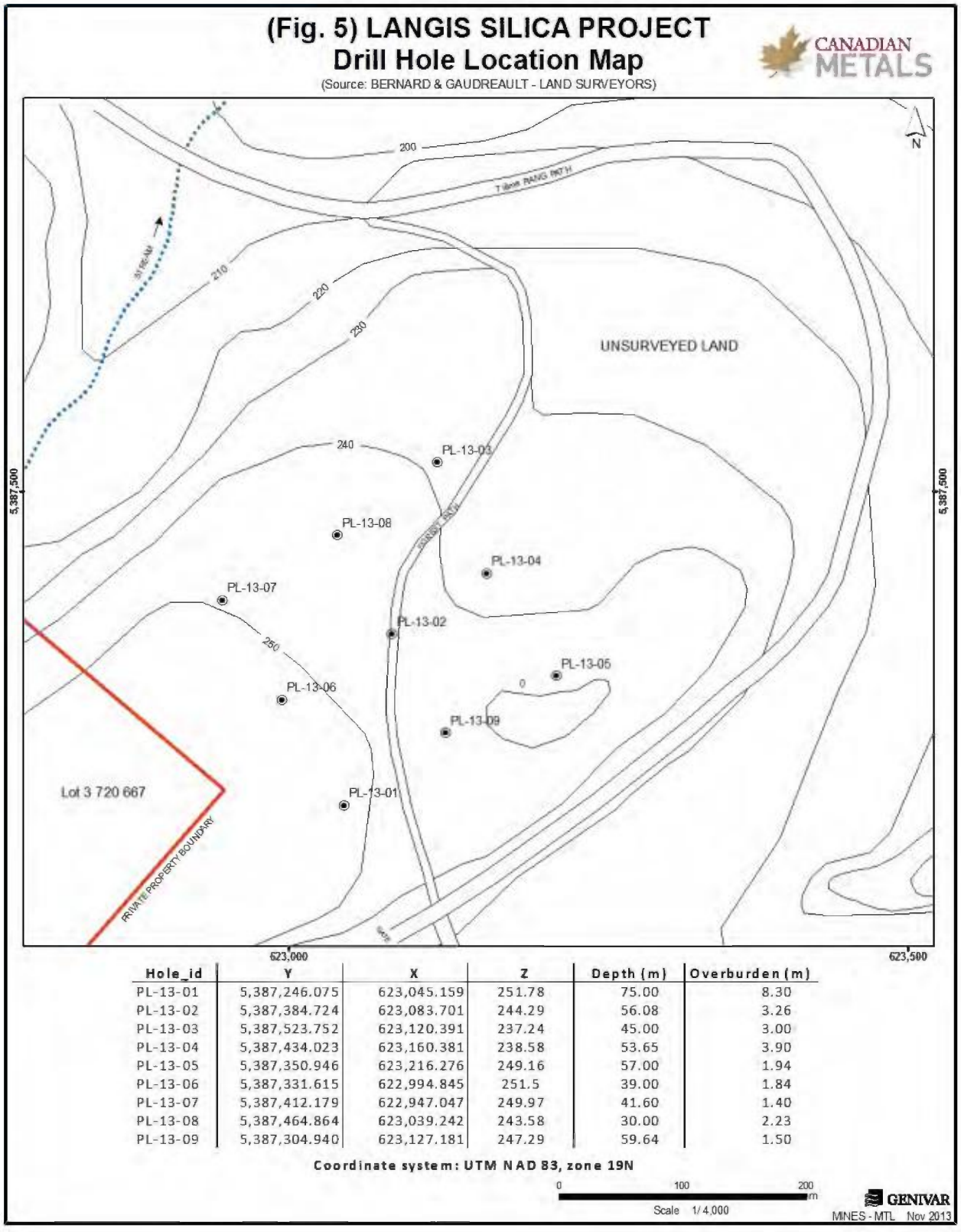
Les Forages Dibar Inc./André Roy from Ste-Anne-des-Monts, Quebec was commissioned to complete nine NQ diamond drill holes. This program was performed from September 16 to 20, 2013.

Drilling sites were first located with a handheld GPS with ± 5m accuracy. A total of nine diamond drill holes were drilled for 456 linear meters. Drill pattern consisted of three sections with three holes per section. Lines and holes spacing were approximately 100m. The area tested consisted in a square of 200 x 200m or four hectares (Figure 7).

All holes were drilled vertically allowing intersection of the geological units at a high angle, thus obtaining sample length very close or equal to true thickness.

Figures Figure 8 to Figure 10 are generalized geological cross-sections.

Figure 7: Drill Hole Location Map



Hole_id	Y	X	Z	Depth (m)	Overburden (m)
PL-13-01	5,387,246.075	623,045.159	251.78	75.00	8.30
PL-13-02	5,387,384.724	623,083.701	244.29	56.08	3.26
PL-13-03	5,387,523.752	623,120.391	237.24	45.00	3.00
PL-13-04	5,387,434.023	623,160.381	238.58	53.65	3.90
PL-13-05	5,387,350.946	623,216.276	249.16	57.00	1.94
PL-13-06	5,387,331.615	622,994.845	251.5	39.00	1.84
PL-13-07	5,387,412.179	622,947.047	249.97	41.60	1.40
PL-13-08	5,387,464.864	623,039.242	243.58	30.00	2.23
PL-13-09	5,387,304.940	623,127.181	247.29	59.64	1.50

Figure 8: Drill Hole Geological Cross-Section

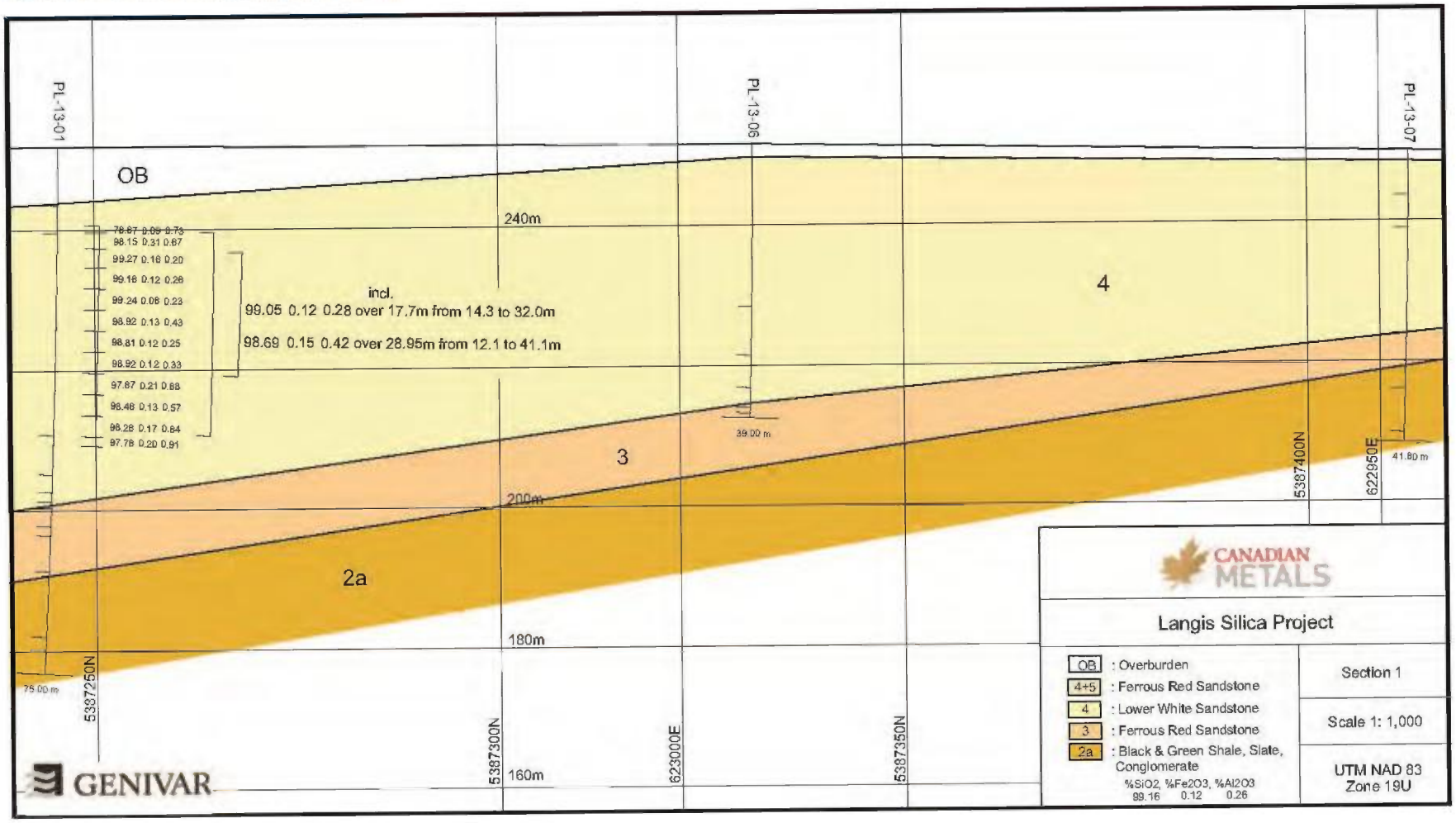


Figure 9: Drill Hole Geological Cross-Section

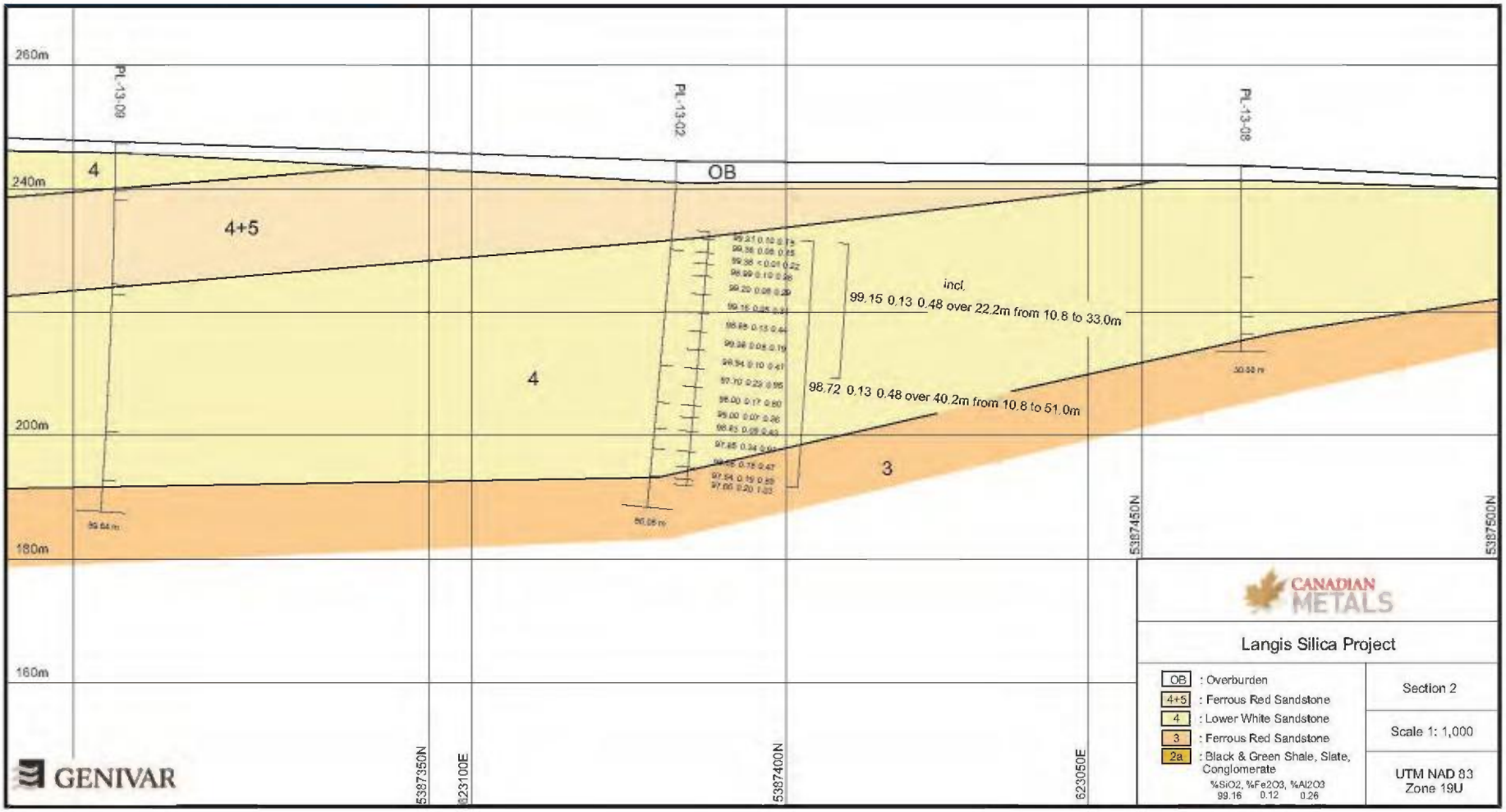
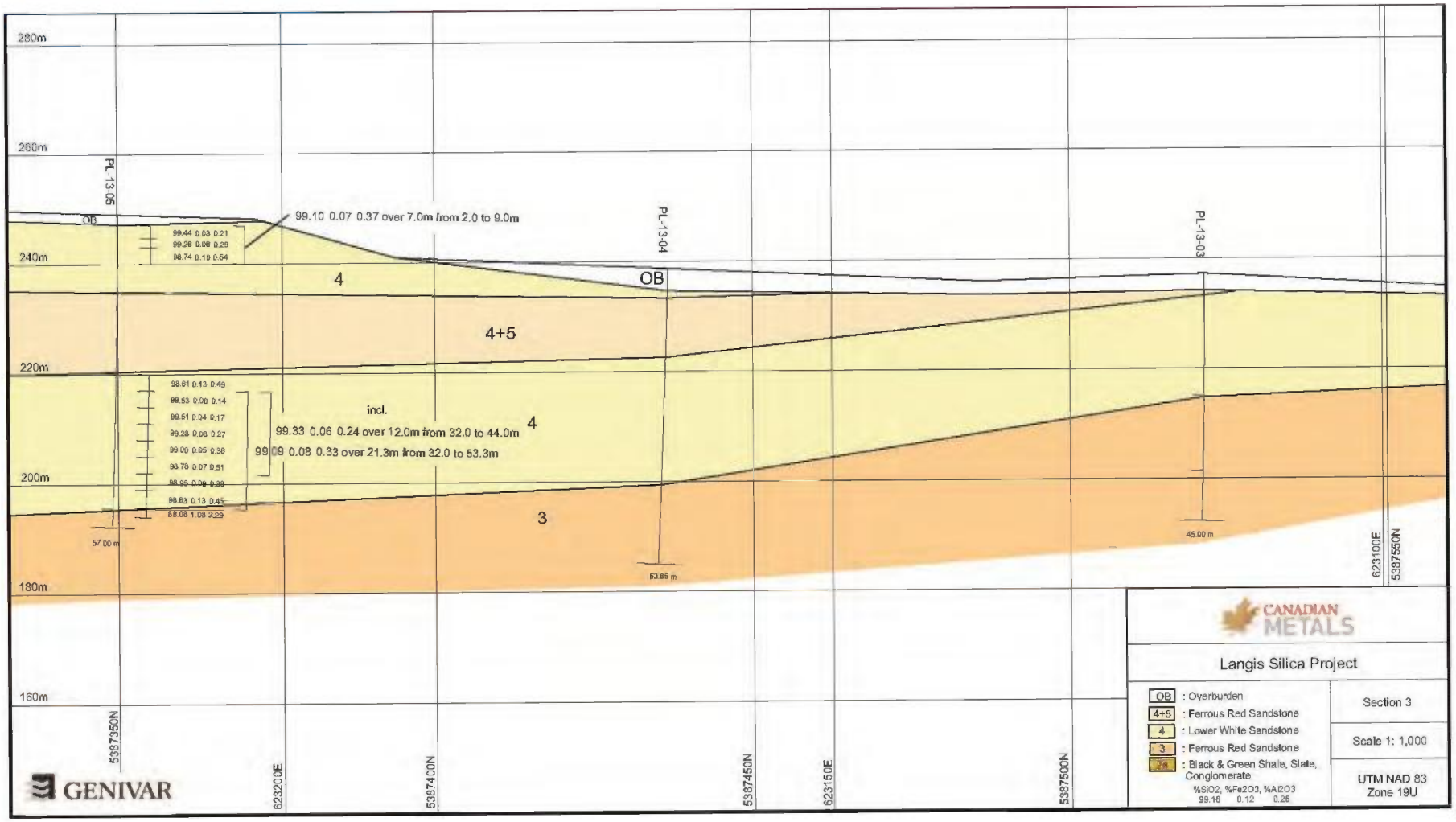


Figure 10: Drill Hole Geological Cross Section



10.1.1 SURVEYING

COLLAR SURVEY

Bernard & Gaudreault, Arpenteurs-Géomètres Inc. which have their office in Amqui, Quebec, were commissioned for surveying diamond drill hole collars. Surveying was conducted on October 16th, 2013 using a Trimble R8 Mobile RTK GPS and a second Trimble R8 model 3 GPS at the base station located on a known reference station (geodesic station # 78KS131). The level of accuracy of the method is in the millimeter range for X and Y axis and in the centimeter range for the elevation (Z axis).

DOWNHOLE SURVEY

All holes were surveyed for inclination and bearing using a Flexit downhole survey tool with two measurements, one at the beginning and one at the end of each hole. Survey data was entered in the core logging database.

Table 4: Drill Hole Information

Hole #	UTM Nad 83 Coordinate			Alt.	Dip	Total hole length in meter			Total length of QZ sandstone in meter		
	Zone	Easting	Northing	m	°	From	To	Length	From	To	Length
PL-13-01	19U	623045	5387246	251.8	-90	0.0	75.0	75.0	12.2	41.0	28.8
									46.6	49.2	2.6
PL-13-02	19U	623084	5387385	244.3	-90	0.0	56.1	56.1	3.3	33.0	29.7
									39.0	43.3	4.3
									46.5	51.0	4.5
PL-13-03	19U	623120	5387524	237.2	-90	0.0	45.0	45.0	3.0	22.2	19.2
PL-13-04	19U	623160	5387434	238.6	-90	0.0	53.7	53.7	16.0	46.0	30.0
PL-13-05	19U	623216	5387351	249.2	-90	0.0	57.0	57.0	1.9	14.4	12.5
									29.0	53.6	24.6
PL-13-06	19U	622995	5387332	251.5	-90	0.0	39.0	39.0	1.8	23.1	21.3
									30.1	34.7	4.6
PL-13-07	19U	622947	5387412	250.0	-90	0.0	41.6	41.6	1.4	6.4	5.0
									11.2	26.1	14.9
PL-13-08	19U	623039	5387465	243.6	-90	0.0	30.0	30.0	2.2	27.2	25.0
PL-13-09	19U	623127	5387305	247.3	-90	0.0	59.6	59.6	1.5	7.7	6.2
									9.1	22.8	13.7
									24.4	46.6	22.2

10.1.2 SUMMARY OF DRILLING RESULTS

The center of the drilled area was physically located some 350m north-east of the former St-Vianney (now Langis) silica quarry on the top of the small hill. This area was mapped as white ± spotty quartz sandstone (unit 5) and red ferrous sandstone (Unit 4+5) of the Val Brillant formation. This was also confirmed by authors during a site visit prior the program started.

Holes PL-13-01 to 09 intercepted a gently dipping white ± spotty quartz sandstone beds of several meters and up to 30-40 m in thickness. Table 5 below summarizes the %SiO2-%Fe_2O_3-%Al_2O_3 composite grades calculated from the CTMP whole rock analysis.

Table 5: %SiO2 %Fe2O3 %Al2O3 Composit Grades of DDHS PL 13 01, 02 and 05

Hole #	From	To	Length	SiO_2	Fe_2O_3	Al_2O_3
	m	m	m	%	%	%
PL-13-01	12.10	41.05	28.95	98.69	0.15	0.42
incl.	14.30	32.00	17.70	99.05	0.12	0.28
incl.	14.30	23.00	8.70	99.22	0.11	0.23
PL-13-02	10.80	51.00	40.20	98.72	0.13	0.48
incl.	10.80	33.00	22.20	99.15	0.08	0.29
PL-13-05	2.00	9.00	7.00	99.10	0.07	0.37
	32.00	53.30	21.30	99.09	0.08	0.32
incl.	32.00	44.00	12.00	99.33	0.06	0.24

10.1.3 CORE LOGGING PROCEDURE

All core logging was conducted by Etienne Forbes, P. Geo. at the Lac-au-Saumon core logging facility following procedures further described herein.

At reception, all core boxes were opened and placed in order on the logging table. All meterage wood blocks were verified to control core box numbers and any possible mistakes done during drilling procedures.

Then, start and end intervals of core inside each core box were measured and recorded on a Microsoft Excel® sheet for future reference. All core boxes were tagged with an aluminium tape marked with the hole and box numbers with start and end intervals.

The recovery and Rock Quality Designation (RQD) were measured. This was followed with geoscientist photographing the core boxes and describing the geological units in term of colour, grain size, bedding angle to core axis, alteration

and accessory minerals. These descriptive data were directly entered into the Geotic® Software.

Exclusively for holes PL-13-01, 02 and 05, samples were prepared following procedure described in the following sub-item.

10.1.4 SAMPLING APPROACH

Sampling approach was discussed by the GENIVAR geoscientists and engineers, involved in the preparation of this NI-43-101 technical report before the drilling program started.

Sample length was based upon both geological contacts and on the whiteness of the quartzitic sandstone. Numbered sample tags were placed at the beginning of each sample together with distinctive red arrows on the core marking the beginning and end intervals.

Thus mineralized core samples, generally in sections of 3.0m (median) but locally as short as 1.0m and as long as 3.3m, were prepared by an employee of Geoforbes Services inc. at the core shack.

Core boxes were received at the GeoForbes Services Inc. logging facility located in Lac-au-Saumon some 35 km by road to the project during the drilling program. At reception, they were securely placed inside the facility before logging and sampling procedures. The facility was always locked when unoccupied.

Core samples of holes PL-13-01, 02 and 05 were split in half along the long axis by a hydraulic-powered core splitter. Half of the core samples was retained and placed back into the core box, respecting the original orientation and position, whereas the other half was split again - one for the geochemical assay and one for the bulk sample devoted to the metallurgical tests. Sample tags were also stapled to the bottom of the core tray at the start of each sample, so that each sample could be relocated following future handling, transportation and storage.

A total of forty-one samples totaling 105.5 m of core were prepared. This length represents 56.1% of the total core length for these three holes and 23.1% of the whole drilling length.

A total of twelve samples representing nine from core samples (approximately 48 mm diameter x 96 mm long) and three from the surface of the quarry (approximately 100mm x 100mm x 100mm cubes) were prepared for thermal shock testing.

All samples were securely bagged and taped with adhesive tape before being placed in large Fabrene bags (rice bags) and tied with a security numbered

plastic zip-tie before shipping. A list of sample numbers shipped was included in one of the rice bags for laboratory verification.

No aspect of sample preparation was conducted by an employee, officer, director or associate of CMI.

10.1.5 RELIABILITY OF CORE SAMPLING

Core samples are considered very reliable and representative of the high grade silica deposit present in the area tested by drilling because of the homogeneity of the sequence, which minimizes the risks of sample biases and because the core recovery was excellent.

10.2 QP'S OPINION

It is GENIVAR's opinion that the drilling and logging procedures put in place by the logging geologist meet acceptable industry standards and that the information is reliable and can be used for geological and resource modeling.

11.0 SAMPLES PREPARATION, ANALYSES AND SECURITY

11.1 SAMPLE PREPARATION

All rice bags were shipped by Expedibus from the Lac-au-Saumon terminus to the CTMP laboratory in Thetford Mines, Quebec. All samples were received in good standing by the laboratory. The latter sent a list of received samples in conformity with the list of samples shipped

11.2 ANALYTICAL PROCEDURE

The samples from rice bags were processed by CTMP using the following steps:

- Primary crushing to 5 – 10 mm with a Denver $3^{1/4}$'' x $4^{1/2}$'' Jaw crusher;
- Secondary crushing to –5 mm with a Denver 12'' Gyratory crusher;
- Tertiary crushing to 0.5 – 1.0 mm with a Denver 10'' x 6'' Roll crusher

Samples for geochemical analysis by XRF (X-Ray Fluorescence) were prepared by producing fused samples for major oxides and pressed samples for trace elements. The CTMP laboratory is not an accredited laboratory however employed acceptable procedures per the following steps:

- Samples prepared by crushing to 0.5 – 1.0 mm were split into ±50 g and then pulverized to -75 µm with a Retsch PM400 grinding mill;
- The samples were then heated in a Lindberg Blue M furnace at 1000°C for one hour to incur loss on ignition;
- For fused samples, 0.6 g was used with 6 g of flux (50% lithium borate, 50% lithium metaborate). This mixture was fused together for 20 minutes in a Claisse M4-30 gas fusion fluxer;
- For pressed samples, 8 g was used with 2 g of binder (Cereox). This mixture was pressed for 1 minute in a 12 tonne Carver 4350 L press;
- Both fused and pressed samples were analyzed using the XRF (X-Ray Fluorescence) method with a 4 kW Bruker model S8 Tiger WDXRF (wavelength dispersive) analyzer under the supervision of Jacques Fiset, Chemist at the CTMP laboratory. As detailed in CTMP's report (Appendix A), the method used by the Bruker analyzer allows for the analysis of

major oxide concentrations generally from 0.01% to 100%, with detection limits as listed in Table 6. The standards used are certified reference materials and the documentation provided indicates the concentrations however no certificates were included. The procedure used at CTMP consists of varying the conditions of the analyzer with the verification sample provided by Bruker (BRSTG2). At the beginning of each day three quality control samples (QC_GEOMAJ-01, QC_GEOMAJ-02, QC_GEOMAJ-03) are analyzed and a green light indicates that the results are within the allowable tolerances. To validate this method two samples provided with the standards (GEOMAJ-16 and GEOMAJ-06) were used. The concentrations of these standard samples are listed in CTMP's report.

Table 6: Whole Rock XRF Reporting Limits for CTMP

Oxide	Detection Limits	
	Min. (%)	Max. (%)
SiO_2	0,40	100,00
Al_2O_3	0,04	90,00
Fe_{total} as Fe_2O_3	0,01	40,00
TiO_2	0,01	8,00
Na_2O_3	0,02	11,00
MgO	0,02	100,00
P_2O_5	0,01	20,00
SO_3	0,05	55,00
K_2O	0,05	15,00
CaO	0,02	100,00
MnO	0,01	0,80

Samples for metallurgical tests were processed using the following steps:

- Crushing to 0.5–1.0 mm as per above procedure, then split in two. One half was used for the physical characterization tests which was further divided into 2 kg samples for further processing;
- Screening through 30 mesh on a Gilson screen (F100 -600µm);
- Washing for 5 minutes on a 106µm Sweco screen;
- Vacuum filter both overs and unders with a Whatman 114, 25µm filter, then dry and weighed separately;
- For the composite sample representing PL-13-05, the material passing 600 µm and retained on 100 µm was split into 4 samples to perform 4 separate attrition tests. The remaining material was used for particle size distribution and XRF analysis;

- The material passing 100 µm was pulverized and analyzed by XRF as per the method described earlier;
- Samples were diluted to 75% solids by weight (950g of silica with 320g of water) for a total of 750ml in a 1000ml rectangular container;
- Attrition in a Metso flotation machine converted to an attrition scrubber at 1000 rpm for 1, 3, 5, and 10 minutes;
- Material after attrition was then washed on a 106µm screen (small diameter) fitted with a vacuum plate. The fractions retained on the screen and on the filter (Whatman 114, 25µm) were dried and weighed. A sub-sample of the material retained on 106 µm was analyzed for particle size distribution and the remaining was pulverized and analyzed by XRF. The -106 µm material recovered on the filter was pulverized and analyzed by XRF;
- For the composite samples representing PL-13-01 and 02, they were prepared in the same way except the attrition time was 5 minutes.
- For the 3 composite samples, the washed product retained on 106 µm was then then passed through a wet high intensity magnetic separator (WHIMS) Outotec model 3x4L. At 30% solids by weight the slurry passed through a bed of ½" balls set at a current of 5.9 amperes, producing a magnetic field of approximately 20 kGauss. Bothe the magnetic and non-magnetic fractions were filtered, dried and weighed. A sub-sample of the non-magnetic material was analyzed for particle size distribution and another was pulverized and analyzed by XRF. The magnetic material was pulverized and analyzed by XRF;

Samples for analysis of roundness and sphericity were taken from the final non-magnetic material after 5 minutes of attrition, from composite samples PL-13-01 and PL-13-05. Three size fractions were prepared as -20+40, -30+50 and -40+70 mesh, typical for frac sand fractions. Photomicrographs of these fractions were used to analyze roundness and sphericity. Samples with better results for roundness and sphericity were chosen to conduct crush resistance tests. Fractions -20+40 and -30+50 were tested with a hydraulic press. Pressure was increased successively from 4000 psi to 8000 psi in 1000 psi intervals. After each test the sample was screened to determine the percentage of fines. The tests conducted for the evaluation of roundness and sphericity and crush resistance are as per the procedures set in ISO 13503-2:2006 (API RP 19C).

For thermal shock resistance, 12 samples were provided by CMI. 3 samples from each drill core (approximately 2" diameter x 4" long), as well as 3 samples taken from the surface of the quarry (approximately 4"x4"x4" cubes) were used. Each were heated in a Lindberg Blue M furnace at 1000°C for 20 to 50 minutes, then cooled to room temperature. Loss on ignition was calculated based on the

samples weight before and after thermal shock. Light mechanical breakages were observed. The cooled samples were then screened on 12.5 mm screen opening and the percentage of particles larger than 12.5 mm was determined.

At no time was an employee of CMIGENIVAR involved in the analytical process.

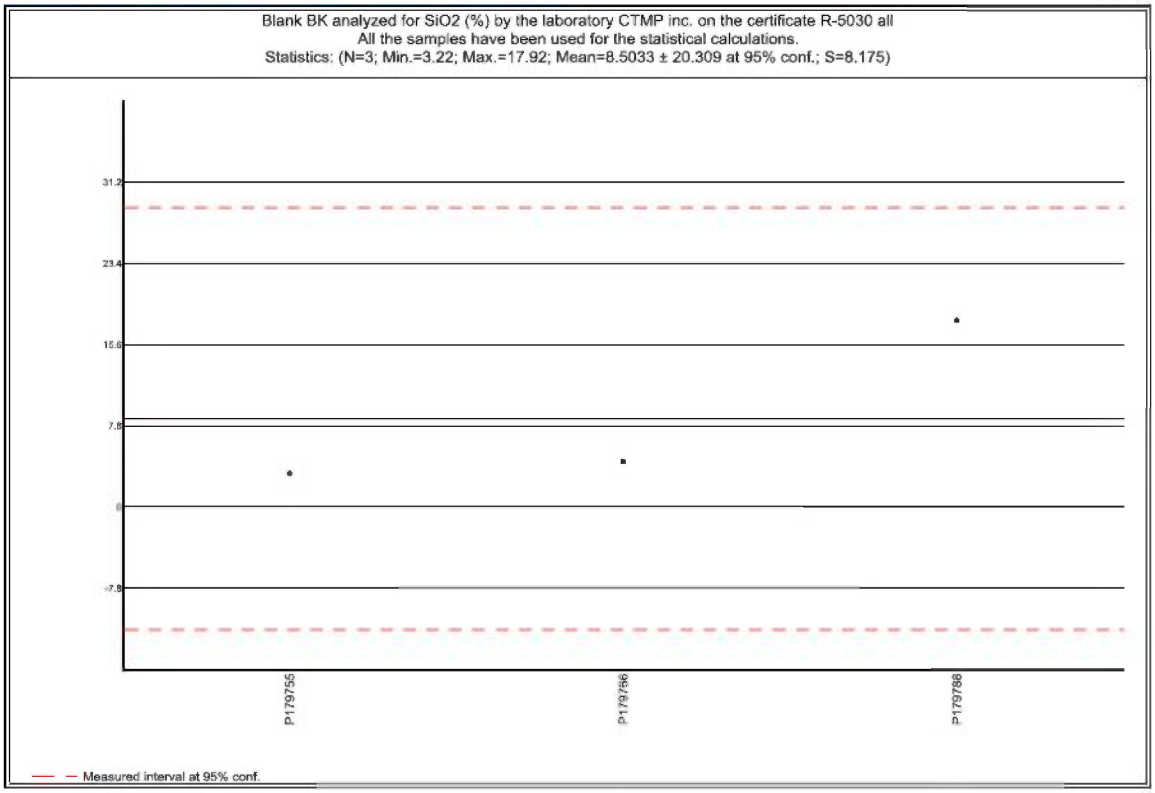
11.3 QA/QC

QAQC at this stage included the insertion in the sample stream of three blank samples and four standard samples for a total of forty-eight (48) samples, e.g. 15% of independent check samples. Blank samples consisted of white marble granulates. Standard samples consisted in silica sand collected from a pile located in the vicinity of the St-Vianney quarry.

11.3.1 BLANKS

A total of three blank samples were inserted in the sample stream. Blanks consisted in white marbles supposed to not contain or contain a very low quantity of silica. Figure 11 below shows that SiO_2 measured in all samples varies from 3.22 to 17.92% (P179788). Considering the high deviation of sample # P179788 it would be crucial to perform a reanalysis confirming any contamination during the first assay procedures.

Figure 11: Analyzed %SiO_2 in Blank Samples



11.3.2 DUPLICATES

Independent duplicate samples were not inserted at this stage by GENIVAR geologist.

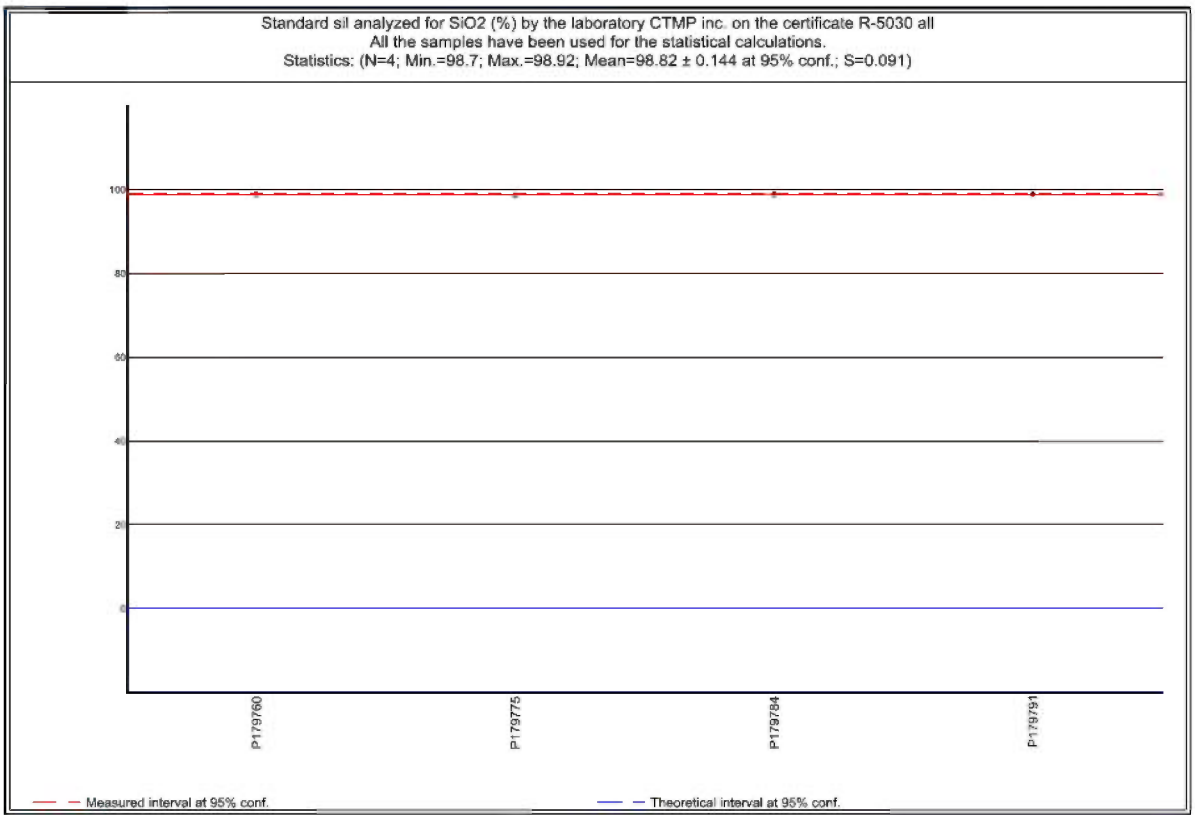
CTMP performed one duplicate assay for major-elements. Sample P179781 and P179781-R return SiO2 tenor of 98.68% and 98.67% respectively.

Duplicates sampling and assaying at a rate of 3-5% should be applied in the next core sampling program.

11.3.3 STANDARDS

A total of four standard samples were randomly inserted in the sample stream by the logging geologist during sampling procedure and were submitted for major and multi-elements assaying. Figure 12 below shows the very low variation of silica content in the silica sand used.

Figure 12: Silica Content in the Silica Sand Used



11.4 QP'S OPINION

It is the authors's opinion that sample preparation, security, and analytical procedures put in place by logging geologist and laboratory were adequate for a program at this stage and meet acceptable industry standards. The information can be used for geological resource modeling. The X-ray fluorescence (XRF) method is appropriate for detection of major chemical impurities, however in determining very low levels of oxide impurities contained in the Langis deposit, the XRF method employed by CTMP laboratory has shown that there is an issue of accuracy, therefore it is recommended to use other methods of analysis such as ICP-MS during future test work.

12.0 DATA VERIFICATION

12.1 VERIFICATION PROCEDURE

Six samples from the 3 drill cores were selected to carry out chemical analysis in triplicate at Centre de Technologie Minerale et de Plasturgie (CTMP) which is not an accredited laboratory. The selected samples are distributed as a function of the length of each drill core and at different depths. Table 7 lists the samples analyzed for the major oxides, loss on ignition and trace elements in triplicate. The results of the chemical analysis by XRF are within the limits of acceptability at this stage. The biggest variances for the oxide impurities are with Fe_2O_3 and Al_2O_3

Table 7: Chemical Composition of Selected Samples in Triplicate

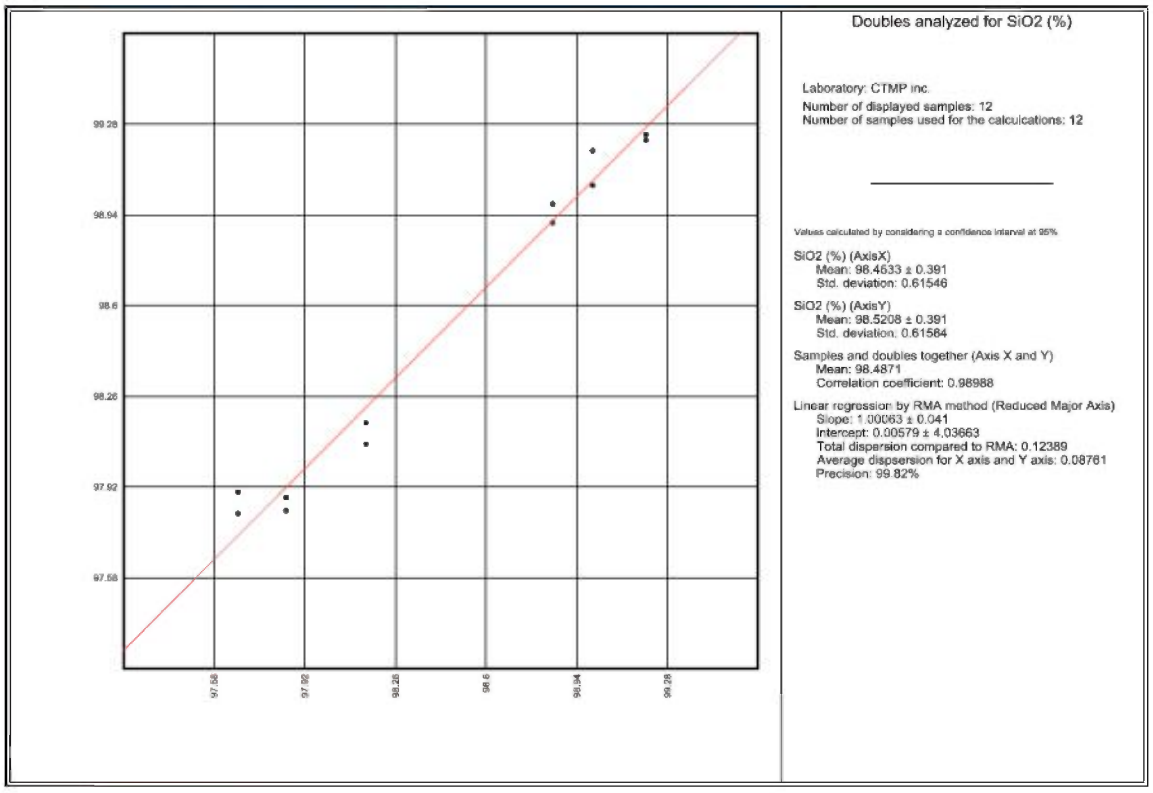
Samples	SiO2 (1) (%)	MgO (%)	CaO (%)	Fe2O3 (%)	Al2O3 (%)	MnO (%)	Na2O (%)	K2O (%)	TiO2 (%)	SO3 (%)	P2O5 (%)	P.A.F. (%)	Traces (%)	Total (%)
P179752-a	98,15	0,16	0,07	0,31	0,67	0,01	0,03	0,16	0,04	< 0,01	0,01	0,37	0,02	100,00
P179752-b	98,08	0,16	0,07	0,32	0,69	0,01	0,03	0,16	0,05	< 0,01	0,01	0,39	0,03	100,00
P179752-c	98,16	0,17	0,07	0,30	0,66	0,01	0,05	0,16	0,05	< 0,01	0,01	0,33	0,03	100,00
P179761-a	97,78	0,16	0,33	0,21	0,68	0,01	0,11	0,11	0,06	0,03	0,01	0,48	0,03	100,00
P179761-b	97,82	0,16	0,33	0,21	0,66	0,01	0,08	0,11	0,07	< 0,01	0,01	0,51	0,03	100,00
P179761-c	97,90	0,15	0,33	0,20	0,70	0,01	0,08	0,10	0,07	< 0,01	0,01	0,42	0,03	100,00
P179770-a	99,20	0,03	0,01	0,06	0,29	0,01	0,03	0,07	0,04	< 0,01	< 0,01	0,24	0,02	100,00
P179770-b	99,24	0,03	0,01	0,08	0,28	0,01	0,02	0,07	0,04	< 0,01	0,01	0,19	0,02	100,00
P179770-c	99,22	0,04	0,02	0,07	0,31	0,01	0,04	0,07	0,04	< 0,01	0,01	0,15	0,02	100,00
P179772-a	98,84	0,08	0,02	0,13	0,44	0,01	0,05	0,06	0,05	< 0,01	0,01	0,28	0,03	100,00
P179772-b	98,91	0,09	0,02	0,13	0,40	0,01	0,05	0,06	0,05	< 0,01	0,01	0,24	0,03	100,00
P179772-c	98,98	0,08	0,02	0,12	0,41	0,01	0,04	0,06	0,05	< 0,01	0,01	0,19	0,03	100,00
P179780-a	97,85	0,16	0,06	0,34	0,91	0,01	0,03	0,16	0,08	< 0,01	0,01	0,37	0,02	100,00
P179780-b	97,83	0,17	0,06	0,36	0,86	0,01	0,04	0,16	0,08	< 0,01	0,01	0,40	0,02	100,00
P179780-c	97,88	0,17	0,06	0,34	0,90	0,01	0,03	0,16	0,08	< 0,01	0,01	0,34	0,02	100,00
P179794-a	99,00	0,10	0,02	0,05	0,36	0,01	0,12	0,04	0,04	< 0,01	0,01	0,23	0,02	100,00
P179794-b	99,05	0,10	0,01	0,07	0,39	0,01	0,05	0,04	0,04	< 0,01	< 0,01	0,22	0,02	100,00
P179794-c	99,18	0,08	0,01	0,05	0,35	0,01	0,03	0,03	0,04	< 0,01	0,01	0,19	0,02	100,00

'(1) 100-others

Based on these results the standard deviations are listed in CTMP's report Appendix A and are not pooled to include detection limits, precision, accuracy, repeatability and reproducibility. However, as reported by CTMP, the margin of error for each oxide content was calculated as the product of 1.96 (95% confidence interval) and the average standard deviations.

This data was also entered in the Geotic database as doubles analyzed for SiO_2 and a correlation plot, Figure 13 generated satisfactory results.

Figure 13: Correlation Plot of Doubles Analyzed for SiO_2



12.2 QP'S OPINION

Based on the results shown from the analysis of selected samples, the data provided is within acceptable limits and thus adequate for this stage of the study. However, from the relative uncertainty with which the XRF method of analysis was employed at CTMP it is recommended to use other methods of analysis such as ICP-MS during future test work.

13.0 MINERAL PROCESSING AND METALLURGICAL TESTING

13.1 INTRODUCTION

GENIVAR was mandated to conduct a general characterization study of the Property in order to evaluate it as a source of usable silica. A laboratory test plan was recommended that would provide information for its chemical, physical and thermal properties. This information can then be used to help determine which end use the silica can be suitable for. The major uses of silica can be categorized based on the particle size requirements, i.e. lump silica (350mm down to 2 or 3mm), silica sand (2mm down to 74 microns) and ground silica (below 75 microns).

13.2 LABORATORY TEST PLAN

The Centre de Technologie Minerale et de Plasturgie (CTMP) in Thetford Mines, QC was chosen by CMI to performed laboratory test work on three drill core samples of quartz ore taken from the Langis deposit. CTMP is not an accredited laboratory.

One half of the drill cores were used for testing, which comprises two phases:

Phase 1

For *chemical properties*, X-ray fluorescence (XRF) was used to analyse the major oxides and trace elements of 48 samples taken from 1/4 of the drill cores.

Phase 2

Chemical and physical properties were evaluated on three core samples which were homogenized and crushed and screened to finer than 600 microns. A classification/desliming step was then performed by washing the sand with spray water on a vibrating screen deck with 106 microns opening. Attrition scrubbing was performed on the washed sand to remove more ferrous and clay inlays. The scrubbed sand was washed again on a vibrating screen deck with 106 microns opening and then passed through a high intensity magnetic separator to remove maximum ferromagnetic particles. Chemical analysis by XRF and particle size distribution was performed between each step. Grain shape evaluation for roundness and sphericity as well as crush resistance tests were also conducted.

Thermal properties were evaluated by conducting thermal shock tests on a total of 12 lump samples. Three samples taken from each drill core (approximately 48mm diameter x 96mm long), as well as three samples taken from the surface of the quarry (approximately 100mm x 100mm x 100mm cubes) were used to conduct thermal shock tests. Each sample was introduced in a pre-heated oven at 1000°C and held there for a minimum of 15 minutes, then cooled to room temperature. Light mechanical breakages were observed. The cooled samples were then screened on 12.5 mm screen opening and the percentage of particles larger than 12.5 mm was determined. Above 80% larger than 12.5 mm demonstrates good resistance to thermal shock.

Figures Figure 14 and Figure 15 are generalized flowcharts of the processing steps performed for phase 2.

Figure 14: Test Plan for Lump Silica Applications

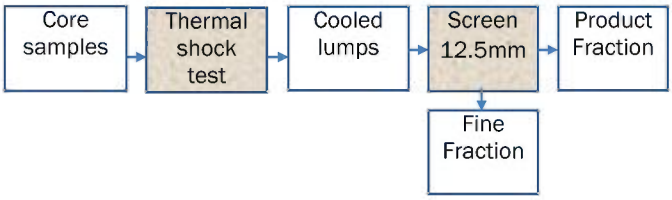
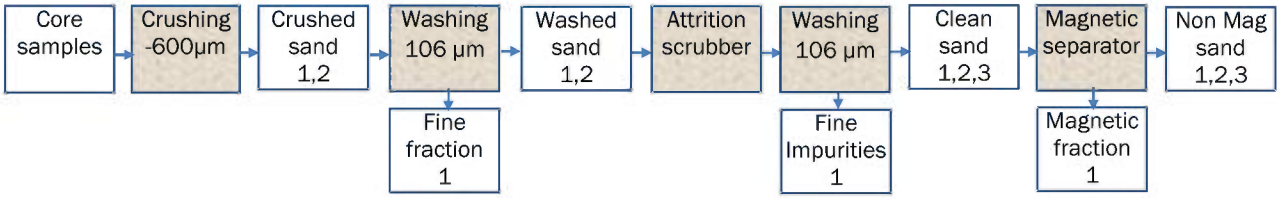


Figure 15: Test Plan for Silica Sand Applications



Analytical procedures applied:

- XRF chemical analysis
- Size distribution (grain size, AFS fineness)
- Roundness, Sphericity

13.3 CHARACTERIZATION OF LUMP SILICA

The criteria for evaluating the deposit as a source of lump silica for high temperature applications are chemical composition, thermal shock resistance and lump size.

Silicon metal production requires lump silica to be very pure with at least 99.5% silica (SiO_2), while specifications for iron oxide (Fe_2O_3) impurities range from 0.05% to 0.10%, alumina (Al_2O_3) from 0.10% to 0.20% and titanium dioxide (TiO_2) up to 0.006%, CaO and MgO impurities must be no more than 0.2% and P and As must be avoided. Resistance to thermal shock is critical and the product should retain at least 80% on a 12.5 mm screen after undergoing thermal shock. The lump silica must not degrade during handling and transportation and is generally 25 to 350 mm in size.

Ferrosilicon production requires silica (SiO_2) content to be at least 98.7%, while specifications for iron oxide (Fe_2O_3) impurities should be maximum 0.3%, alumina (Al_2O_3) 0.6%, titanium dioxide (TiO_2) 0.05%, CaO and MgO 0.2% and P_2O_5 0.1%. Requirements for thermal shock resistance are the same as above.

As a fluxing agent for smelting base-metal ores, the silica sand reacts with iron and basic oxides to form a silicate slag. The silica content of the flux should be as high as possible because silica is the active slagging ingredient. Iron, alumina and other oxide impurities are not critical except that they reduce the percentage of available silica. Silica flux particles are generally 5 to 25 mm in size.

13.3.1 CHEMICAL COMPOSITION

Chemical analyses of the composite samples, using the XRF method and per the detection limits as reported by CTMP laboratory, are summarized in Table 8. The average silica grade for the three drill core samples, including loss on ignition (LOI) between 0.3% and 0.5%, is 98.55%.

Table 8: Chemical Analysis of Langis Silica (Including L.O.I.)

		Minimum	Average composite analysis		
		Detection Limit	PL-13-01	PL-13-02	PL-13-05
SiO_2	%	0,40	98,65	98,70	98,22
Fe_2O_3	%	0,01	0,15	0,13	0,14
Al_2O_3	%	0,04	0,44	0,50	0,48
TiO_2	%	0,01	0,05	0,05	0,04
MgO	%	0,02	0,09	0,10	0,23
CaO	%	0,02	0,11	0,05	0,20
MnO	%	0,01	0,01	0,01	0,01
Na_2O	%	0,02	0,06	0,04	0,06
K_2O	%	0,05	0,07	0,08	0,07
SO_3	%	0,05	<0,05	<0,05	<0,05
P_2O_5	%	0,01	<0,01	<0,01	<0,01
L.O.I.	%	-	0,30	0,30	0,52

For industrial applications requiring high temperature metallurgical grade lump silica, the LOI compounds are vaporized and typically extracted to dust collection

systems. The remaining compounds are therefore in concentrations relative to the remaining mass. The chemical analyses for the composite samples, corrected for LOI, are summarized in Table 9. The average silica grade then becomes 98.95% SiO_2, 0.14% Fe_2O_3, 0.48% Al_2O_3 and 0.05% TiO_2. This correction for LOI would not be used for sand applications where the silica is not subjected to high temperatures.

Table 9: Chemical Analysis of Langis Silica (Excluding L.O.I.)

		Minimum	Average composite analysis		
		Detection Limit	PL-13-01	PL-13-02	PL-13-05
SiO_2	%	0,40	99,00	99,04	98,76
Fe_2O_3	%	0,01	0,15	0,13	0,14
Al_2O_3	%	0,04	0,44	0,50	0,49
TiO_2	%	0,01	0,05	0,05	0,05
MgO	%	0,02	0,09	0,10	0,23
CaO	%	0,02	0,11	0,05	0,21
MnO	%	0,01	0,01	0,01	0,01
Na_2O	%	0,02	0,06	0,04	0,06
K_2O	%	0,05	0,07	0,08	0,07
SO_3	%	0,05	<0,05	<0,05	<0,05
P_2O_5	%	0,01	<0,01	<0,01	<0,01
L.O.I.	%	-	-	-	-

13.3.2 THERMAL SHOCK TEST

A critical aspect of characterizing lump silica for high temperature applications is its resistance to thermal shock. Nine samples from drill cores and three samples from the surface were provided for thermal shock resistance tests. Thermal shock evaluation was based on the "SKW" procedure, in which the sample is introduced into a furnace at 1000^0C for at least 15 minutes, after cooling and light mechanical breakage it is screened at 12.5 mm and the percentage retained is determined. A result of more than 80% demonstrates the material has a high resistance to thermal shock. Results from thermal shock analyses of the twelve samples indicate an average value of 95.1%, demonstrating a relatively strong cementation suitable for lump quartz. Depending on the specific producer of ferrosilicon, further detailed tests would be required.

Based on the test work at CTMP, the Langis silica deposit can meet the requirements for the production of ferrosilicon as well as a flux agent for base metal smelting. The chemical composition of this material, however, does not meet the requirements for the production of silicon metal which requires a higher purity silica.

13.4 CHARACTERIZATION OF SILICA SAND

Sand samples were prepared by crushing the drill cores through a primary jaw crusher, a secondary gyratory crusher and a tertiary roll crusher to finer than 600 µm. The -600 µm homogenized head feed was then processed through a classification/desliming step, an attrition step and a magnetic separation step. Table 10 summarizes the grade and weight recovery of silica (SiO_2) and the major oxide impurities (Fe_2O_3, Al_2O_3, TiO_2) after each process step. The concentration levels of the other oxide impurities contained in the sand product are listed in CTMP's laboratory report (Appendix B, Table B7). For the purpose of this characterization study only the three major oxide impurities are taken into consideration as they determine the quality of most silica sand applications. Appendix B lists the general chemical and physical specifications for different uses of silica.

Table 10: Grade and Weight Recovery of Sand After Each Process Step

Operation Step	Head Feed	Classification		Attrition		Magnetic Separation	
Valuable product	-600 µm	-600 +106µm product		-600 +106µm attritioned		-600 +106µm non-magnetic	
Sample PL-13-01							
Wt Recovery overall (%)	100	75,49		74,04		73,77	
Wt. Recovery per step (%)	100	75,49		98,08		99,64	
Component	Grade (%)	Grade (%)	Recovery (%)	Grade (%)	Recovery (%)	Grade (%)	Recovery (%)
SiO_2	99,03	99,39	75,78	99,58	98,09	99,56	99,66
Fe_2O_3	0,09	0,05	35,48	0,03	89,99	0,03	75,13
Al_2O_3	0,40	0,21	42,64	0,15	94,56	0,16	98,39
TiO_2	0,04	0,03	50,66	0,03	95,03	0,03	98,58
Sample PL-13-02							
Wt Recovery overall (%)	100	77,78		76,13		75,96	
Wt. Recovery per step (%)	100	77,78		97,87		99,77	
Component	Grade (%)	Grade (%)	Recovery (%)	Grade (%)	Recovery (%)	Grade (%)	Recovery (%)
SiO_2	98,91	99,46	78,06	99,53	97,91	99,47	99,78
Fe_2O_3	0,09	0,05	40,24	0,02	77,97	0,04	86,64
Al_2O_3	0,47	0,19	42,23	0,17	88,77	0,15	98,39
TiO_2	0,06	0,03	48,84	0,02	89,32	0,03	98,36
Sample PL-13-05							
Wt Recovery overall (%)	100	84,87		83,21		73,99	
Wt. Recovery per step (%)	100	84,87		98,05		88,92	
Component	Grade (%)	Grade (%)	Recovery (%)	Grade (%)	Recovery (%)	Grade (%)	Recovery (%)
SiO_2	99,01	99,46	84,96	99,58	98,08	99,20	88,93
Fe_2O_3	0,08	0,05	60,90	0,05	93,00	0,01	56,30
Al_2O_3	0,32	0,20	71,82	0,15	89,43	0,17	88,09
TiO_2	0,04	0,03	70,62	0,05	96,58	0,02	86,94
Average							
Wt Recovery overall (%)	100	78,13		76,55		75,91	
Wt. Recovery per step (%)	100	78,13		97,98		99,16	
Component	Grade (%)	Grade (%)	Recovery (%)	Grade (%)	Recovery (%)	Grade (%)	Recovery (%)
SiO_2	98,98	99,44	78,38	99,56	98,01	99,41	99,21
Fe_2O_3	0,09	0,05	40,80	0,03	85,49	0,03	60,50
Al_2O_3	0,40	0,20	46,20	0,16	91,29	0,16	95,50
TiO_2	0,05	0,03	52,84	0,03	93,02	0,03	94,60

13.4.1 CLASSIFICATION/DESLIMING

The initial classification step removed the -106 µm fines by washing the material on a 150 mesh Sweco screen. This step alone can remove approximately 22% of the material from the head feed. The resulting product contains considerably less impurities thereby producing a higher purity silica sand averaging 99.44% SiO_2. The average iron oxides content was reduced from 0.09% to 0.05% Fe_2O_3, while the average alumina content dropped from 0.40% to 0.20% Al_2O_3 and titanium dioxide from 0.05% to 0.03% TiO_2. As this process is considered more of a desliming step, it is typically performed by hydrocyclones and is a critical step in the purification of silica sand. It also prepares cleaner sand for subsequent steps.

13.4.2 ATTRITION

Attrition tests were conducted on core sample PL-13-05 to evaluate the effect of attrition residence time. The optimal residence time was then used for samples Pl-13-01 and PL-13-02. The objective of attrition scrubbing is to loosen and disperse coatings of iron oxides, clay minerals and other cementing materials from the sand grain surfaces.

Table 11 shows the distribution of silica and the major oxide impurities for different attrition times on sample PL-13-05. There is an overall increase in silica grade with increasing attrition time. Increasing the attrition time to 10 minutes did not significantly improve the removal of impurities. Taking into account the relative uncertainty with the analysis method, it can be concluded that the removal of iron oxide and titanium oxide impurities were not significantly affected by attrition time. This can be explained by the fact that much of the iron and titanium oxides may be finely disseminated in the silica. On the other hand, the alumina content decreased with attrition time, from 0.19% at 1 minute to 0.13% at 10 minutes.

Table 11: Distribution of +106µm Product at Different Attrition Times

Residence Time	1 minute		3 minutes		5 minutes		10 minutes	
Weight Recovery (%)	98,22		98,12		98,05		98,18	
Component	Grade (%)	Dist'n (%)	Grade (%)	Dist'n (%)	Grade (%)	Dist'n (%)	Grade (%)	Dist'n (%)
SiO_2	99,54	98,24	99,57	98,13	99,58	98,08	99,63	98,19
Fe_2O_3	0,03	94,31	0,03	91,57	0,05	93,00	0,04	95,94
Al_2O_3	0,19	96,05	0,18	95,23	0,15	89,43	0,13	96,30
TiO_2	0,03	97,07	0,03	95,60	0,05	96,58	0,03	95,75

It was agreed to establish an attrition time of 5 minutes as optimal for samples PL-13-1 and PL-13-02. As shown in Table 10, after 5 minutes of attrition and desliming at 106 µm the silica grade for the three composite samples increased from an average 99.44% to 99.56% SiO_2. It was also observed that the average iron oxides content was reduced from 0.05% to 0.03%, the average alumina content was reduced from 0.20% to 0.16%, while the average content of titanium dioxide was left unchanged.

The weight recovery of the product after attrition and desliming averages 98%.

Particle size distributions were analyzed for the +106µm product at different attrition times. As indicated in CTMP's report, there is very little change in particle size distributions with AFS grain fineness numbers ranging from 63 to 67.

13.4.3 MAGNETIC SEPARATION

Wet high intensity magnetic separation (WHIMS) was conducted on the clean deslimed sand attritioned for 5 minutes. The final non-magnetic material contained an average silica grade of 99.41% SiO_2, while the impurities content in

the sand range from 0.01% to 0.04% Fe_2O_3, and 0.15% to 0.17% Al_2O_3 and 0.02% to 0.03% TiO_2. The average impurities content therefore was left relatively unchanged. Nevertheless, a small fraction of magnetic material (less than 1%) was removed indicating that further reduction of iron oxide impurities from the silica sand can be achieved. Again the lack of conclusive results to indicate an improvement in the silica grade by the removal of a small fraction of magnetic impurities can be attributed to the relative uncertainty with which the XRF method was used by CTMP in determining such low levels of oxides. Validation of this step by other methods of analysis is recommended.

13.4.4 PARTICLE SIZE DISTRIBUTION

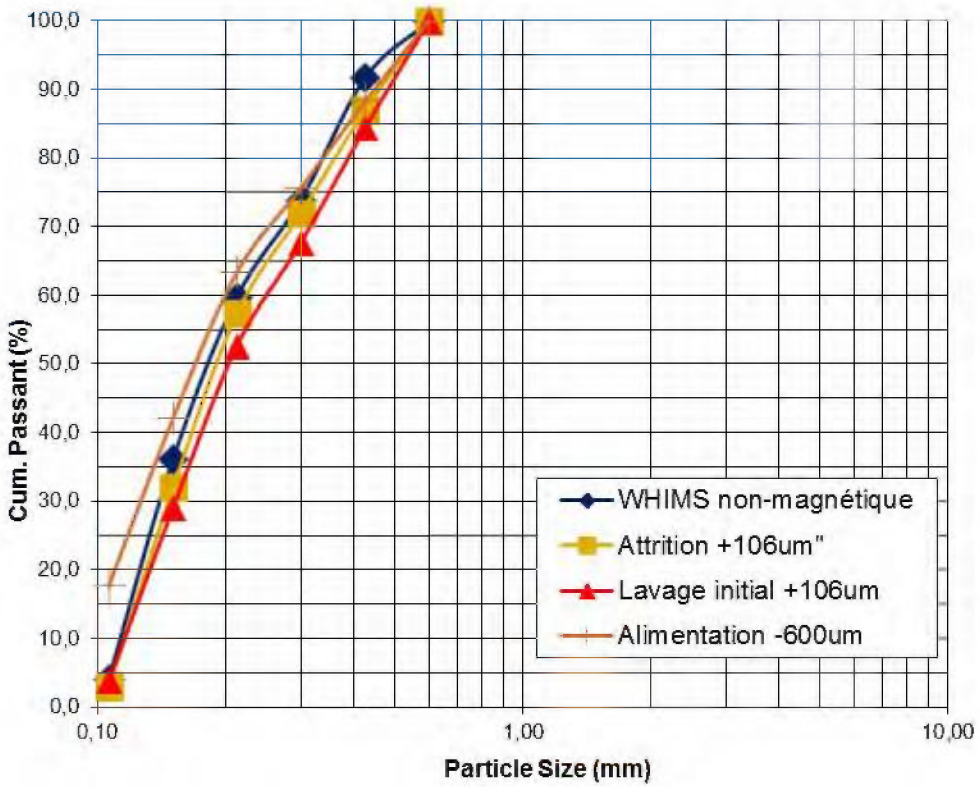
Grain size distribution is an important physical characteristic in determining whether it is applicable to many silica sand uses. The average particle size distributions of the three composite samples, after each process step, are listed in Table 12. It is noted that the size distributions are fairly close for the three composite samples, therefore only the average is illustrated in this analysis. The particle size distributions for samples PL-13-01 (Envoi 1), PL-13-02 (Envoi 2) and PL-13-05 (Envoi 3), after each process step, are included in Appendix B of the CTMP's report. As noted earlier, the classification/desliming step represents the removal of approximately 20% of the head feed. The average AFS grain fineness number is thus reduced from 79 to 66. The average coefficient of uniformity (C_u), which is a measure of grain sorting or uniformity, was calculated to be 2.11, indicating the sand is fairly well sorted. As the value of C_u increases, the material becomes less sorted or uniform. After the initial classification at 106 µm the particle size distribution becomes slightly finer after undergoing attrition and magnetic separation, and becomes a little more uniform with lower Cu values.

Table 12: Average Size Distribution of Sand After Each Process Step

Operation Step		Head Feed	Classification	Attrition	Magnetic Separation
		-600 µm	-600+106µm product	-600+106µm attritioned	-600+106µm non-mag
(US series)	(mm)	(% Passing)	(% Passing)	(% Passing)	(% Passing)
20	0,850	100,00	100,00	100,00	100,00
30	0,600	99,94	99,85	99,87	99,90
40	0,425	88,24	84,37	86,98	91,68
50	0,300	75,59	67,66	71,95	73,86
70	0,212	63,31	52,58	57,29	59,68
100	0,150	41,99	28,93	31,93	36,04
140	0,106	17,69	3,78	2,89	4,11
Pan					
AFS Grain Fineness No.		79	66	68	71
Cu Coefficient of Uniformity		-	2,11	1,91	1,82

A graphical representation of the particle size distributions for each process step is illustrated in Figure 16.

Figure 16: Size Distribution of Sand After Each Process Step



13.4.5 ROUNDNESS AND SPHERICITY

An important physical characteristic for frac sands and foundry sands, is roundness and sphericity of the grains. The core samples were broken down to liberate the individual grains and then screened for various size fractions. Three size fractions were prepared (20/40 mesh, 30/50 mesh and 40/70 mesh) which represent typical sizes of frac sand used as proppants for hydraulic fracturing. A visual analysis of 20 randomly chosen grains for each size fraction was performed based on comparison to the Krumbien & Sloss chart as outlined in the ISO 13503-2 (API RP 19C) standard. Results are shown in Table 13. These observations indicate the roundness of the sand grains averages between 0.3 and 0.5 and thus can be considered sub-angular to sub-rounded, while the sphericity averages between 0.6 and 0.7 and can be considered medium to high sphericity. For frac sand the requirement is 0.6 for both roundness and sphericity, therefore the issue will be roundness even though sphericity may be acceptable. Foundry sand requirements are sub-angular to rounded grains to allow a certain degree of permeability; therefore this product can be applicable to foundry sand based on its grain shape.

Table 13: Roundness and Sphericity of Different Size Fractions

Product	Attrition 10 min, before WHIMS			Attrition 5 min, after WHIMS			Breakage after heating, Attrition 5 min		
Fraction	20/40	30/50	40/70	20/40	30/50	40/70	20/40	30/50	40/70
Roundness	0,4	0,5	0,4	0,4	0,5	0,4	0,3	0,4	0,4
Sphericity	0,6	0,7	0,6	0,7	0,7	0,6	0,7	0,6	0,7

Figures Figure 17 to Figure 20 are photo illustrations of some of the sand fractions evaluated. There are some nice round and spherical sand grains but there are also many angular grains with inclusions and pre-fractures. In addition, there is a significant amount of agglomerates of finer particles (clusters) which, when subjected to high pressures, will tend to break into finer particles.

13.4.6 CRUSH RESISTANCE

Crush resistance tests are used to evaluate frac sand. Tests were conducted on the 20/40 mesh and 30/50 mesh fractions of the product after 5 minutes of attrition and magnetic separation and as per ISO 13503-2 (API RP 19C) standard. Results for the 20/40 product showed 26.3% fines at 4000 psi and 32.5% fines at 5000 psi. The 30/50 product showed 21.7% fines at 2000 psi and 40.1% fines at 4000 psi. The API requirement for 20/40 frac sand is 14% fines at 6000 psi. The high amount of fines generated from the crush resistance test can be explained by the presence of agglomerates (clusters) and the angular grains that tend to break apart into fines under high pressures.

Figure 17: 20/40 Mesh Fraction, Attritioned for 10 Minutes, No WHIMS

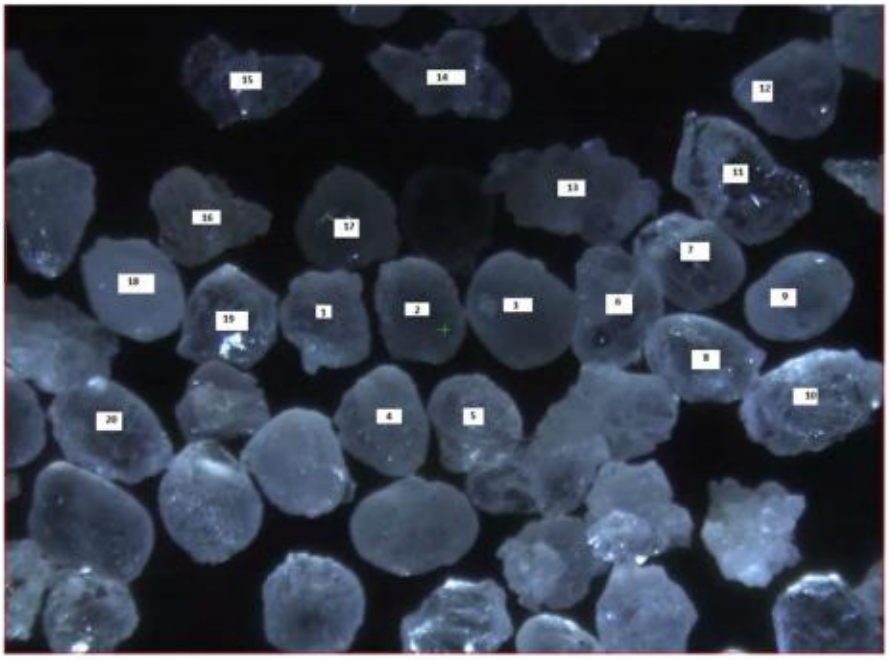


Figure 18: 30/50 Mesh Fraction, Attritioned for 10 Minutes, No WHIMS

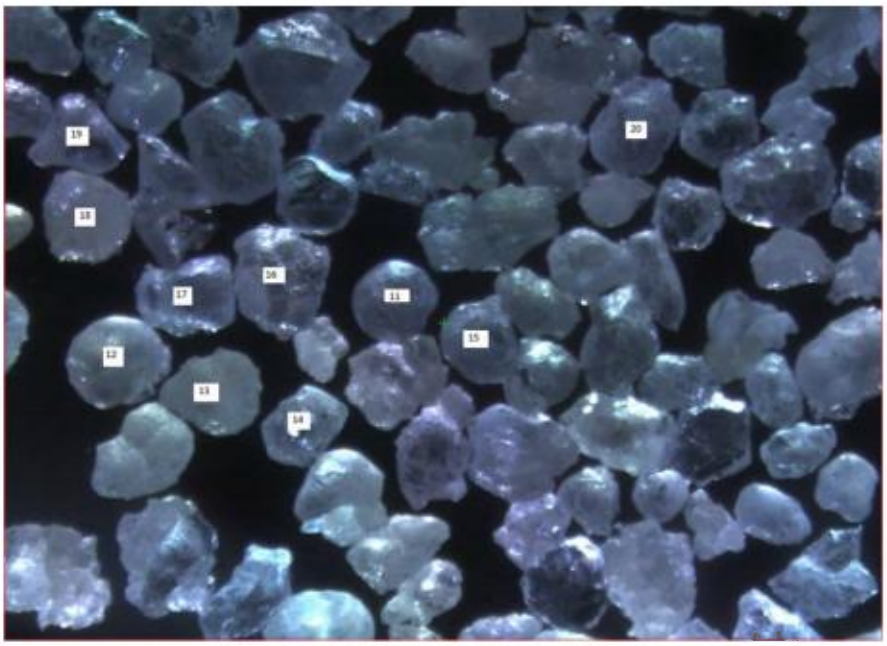


Figure 19: 20/40 Mesh Fraction, Attritioned for 5 minutes, Non-Magnetics After WHIMS

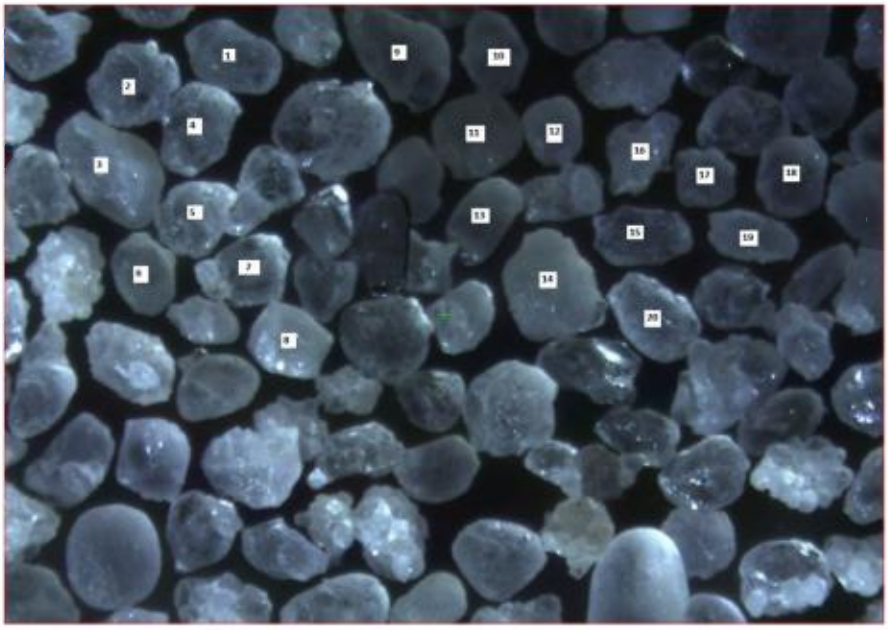
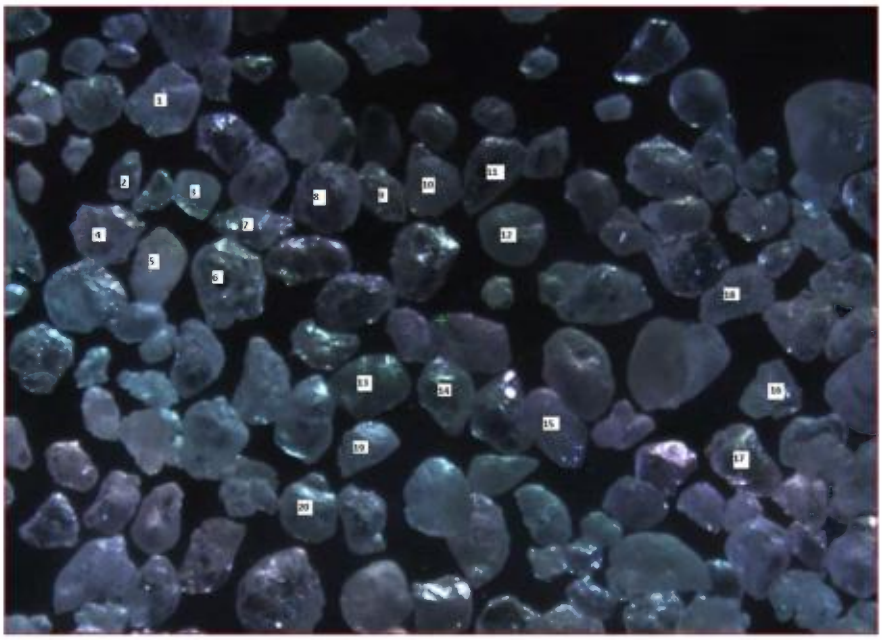


Figure 20: 40/70 Mesh Fraction, Attritioned for 5 minutes, Non-Magnetics After WHIMS



13.4.7 FRAC SAND

Evaluation of the material for hydraulic fracturing sand (frac sand) includes, among other requirements, silica grade, size fraction, roundness, sphericity and crush resistance. Most frac sands contain at least 99% SiO_2, therefore the sand from Langis can meet this requirement. Typical size fractions are designated as 6/12, 8/16, 12/20, 16/30, 20/40, 30/50, 40/70, 70/140 and 90% of the sand should lie within those mesh ranges. Samples were evaluated for roundness and sphericity on 20/40, 30/50 and 40/70 fractions. API requirements are at least 0.6 for both roundness and sphericity. The roundness of the Langis sand will be an issue as it lies between 0.3 and 0.5, while its sphericity is acceptable at 0.6 to 0.7. Crush resistance tests of the 20/40 and 30/50 fractions indicate the Langis sand will not meet API requirements. The crushing strength of the sand was lowered due to the presence of agglomerates (clusters), as evidenced from the photomicrographs. Common in sandstone formations, these clusters are typically broken down through attrition and sometimes removed as a coarse fraction +1 to 2 mm after impact crushing. Further tests are recommended to better evaluate this product by a specialized Frac sand laboratory for a suite of API tests including detailed evaluation of roundness and sphericity, crush resistance, acid solubility, turbidity, conductivity, etc.

13.4.8 GLASS SAND

The criteria for evaluating the deposit as a source of glass sand are chemical composition, size distribution and trace contaminant levels. Chemical control of

the glass batch is of primary importance and as silica sand is the major constituent of the batch composition, it must have a high level of uniformity. The silica content is very important, however it is not the main issue, rather, it is the non-silica contaminants that determine the quality. The principal contaminants include iron, alumina and titania. Other contaminants like calcium, magnesium are present in lesser amounts. Iron oxide (Fe_2O_3) impurities will lead to tinted or opaque glass. Alumina (Al_2O_3) provides greater chemical durability and lower coefficient of expansion, while too much alumina increases the viscosity of the glass, making it difficult to melt and work, and also decreases the transparency of the glass. Titania (TiO_2) colors glass and is more difficult to neutralize than iron. Other impurities such as lime in the form of calcite ($CaCO_3$) and dolomite ($CaMg(CO_3)$) are to be avoided. It is preferable to use lime-free sand and add raw limestone to the glass batch as required rather than rely on daily analyses for lime content. Magnesia (MgO) content up to 1% in sand is generally causes little trouble in glassmaking.

The chemical composition of the silica sand will vary depending on the glass making user. For clear flat glass the silica (SiO_2) content in most glass sands should exceed 99%. The iron content in the form of Fe_2O_3 should be uniform and less than 0.035%, while alumina (Al_2O_3) should be maximum 0.10% and titania (TiO_2) should be maximum 0.02%. For colored container glass the silica (SiO_2) content should be at least 98.9%, while both Fe_2O_3 and Al_2O_3 should be maximum 0.15% and TiO_2 should be maximum 0.10%.

The grain size distribution is controlled simply but screening the coarse and the fine fractions. Again it depends on the end user, however, it should generally pass 20 mesh (0.83 mm) and no more than 5% should pass 150 mesh (0.100 mm). Excessive fines in the sand are undesirable because they tend to carry impurities, cause dusting that can be lost with the flue gases and can also cause foaming in the tanks.

Residual moisture is also considered a contaminant with typical levels requiring less than 0.1% moisture. A drying step will therefore be required if the Langis deposit is to be considered a potential source of glass sand.

Based on the results from the test work the chemical composition of the sand after undergoing attrition and magnetic separation ranges from 99.20% to 99.56% SiO_2, while the impurities range from 0.01% to 0.04% Fe_2O_3, 0.15% to 0.17% Al_2O_3 and 0.02% to 0.03% TiO_2. The particle size distribution lies within the typical target range of 20 to 150 mesh. This demonstrates that the Langis sand could be a potential source of glass sand. It is recommended however to conduct more detailed tests specific to the potential glass making user. If further removal of contaminant minerals is required, flotation techniques to either float the impurities from the glass sand product or to float the clean sand from the impurities can be tested.

13.4.9 FOUNDRY SAND

Molding sand used in foundries should consist of uniform-sized sub-angular to rounded grains of silica. Silica (SiO_2) content can range from 88% to 99%, while oxide impurities can vary greatly. Grain sizes generally lie between 75 and 850 microns, with typical AFS grain fineness numbers between 55 and 65 and the bulk of the sand preferably retained on three adjacent sieves.

Based on the results from the test work the chemical composition and grain shape with respect to roundness and sphericity will qualify the Langis sand as a potential source of foundry sand. Magnetic separation will not be required and suitable sand may be produced even without attrition. The issue will be the particle size distribution as the AFS numbers produced from the prepared samples (average 66 after initial desliming) are somewhat higher than the normal range for typical foundry sands. This can be adjusted by classifying the sand at a coarser size in order to meet the specific needs of the potential foundry. Again depending on the foundries, the sand must satisfy further specifications such as refractoriness, permeability, bond strength, acid demand value, moisture, pH and turbidity. Therefore further tests are recommended to satisfy the requirements of potential end users.

13.4.10 OTHER USES

ABRASIVE SAND

The silica at Langis mey be used as abrasive sand in sandblasting applications. General requirements for the silica is that it should be clean and free of adhering clay or coatings of iron oxide and it should not generate dust during handling. The silica (SiO_2) content should be high (up to 99%) so that little waste results from minerals too soft to be effective. Rounded and angular sand grains are typically used for these applications. Detailed tests specific to abrasive sand users will be required.

SODIUM SILICATE

This silica sand may be a potential for the manufacture of sodium silicate. It should contain 99% SiO_2 and less than 0.1% iron, less than 1% alumina (Al_2O_3) and less than 0.5% combine lime and magnesia. Grain sizes should be between 140 and 850 microns. Sodium silicate is used as a chemical agent for detergents, catalysts, pigments, adhesives, paper making, fabrication of calcium and aluminum silicates. It is also be used in the flotation process for the recovery of fine graphite, as it acts as a quartz depressant and slime dispersant. Industrial production is based on fusing silica sand with either sodium carbonate or sodium sulphate and reducing agent such as carbon, at about 1200-1400°C.

SILICON CARBIDE

This silica sand may also be a potential for the manufacture of silicon carbide. It should contain 99% SiO_2 while iron oxide and alumina should each be less than 0.1%. All sand should be larger than 150 microns. Silicon carbide is generally used as an abrasive, but also used as a refractory. Industrial production is based on melting silica sand and coke in an electric arc furnace at +2200^{0}C.

GROUND SILICA

It may be possible to produce ground silica, or silica flour with the silica sand from Langis. It will however incur high capital costs for equipment to dry, grind (to below 75 microns), classify and package the fine powder. The general requirements are chemical purity, lack of color or tint (iron oxide must be very low) and particle size. Silica flour has multiple applications such as an abrasive additive in soaps, paints, foundry work, glass, ceramic and clay production. More detailed tests will be required by the potential end user.

13.5 SUMMARY AND CONCLUSION

Based on the preliminary test work by CTMP, basic chemical, physical and thermal properties of the Langis sandstone indicates it has potential to be a usable source of silica. The impurities contained in the core samples are about 1% with a silica grade in the order of 98.55% SiO2 and a loss on ignition ranging from 0.3% to 0.5%. When corrected for loss on ignition incurred during high temperature lump silica applications, the ore averages 98.95% SiO_2, 0.14% Fe_2O_3, 0.48% Al_2O_3 and 0.05% TiO_2.

Thermal shock tests on twelve representative lump samples reveal that this material has relatively strong cementation, making it a potential source for lump silica applications in high temperature furnaces.

For applications requiring silica sand grains it can be shown that a significant amount of impurities can be eliminated with the removal of fine sand below 100 microns. The residual sand then averages 99.44% SiO_2, 0.05% Fe_2O_3, 0.20% Al_2O_3 and 0.03% TiO_2.

With attrition, iron oxides and clays can be scrubbed from the surface of the sand grains thereby producing a cleaner silica sand averaging 99.56% SiO_2, 0.03% Fe_2O_3, 0.16% Al_2O_3 and 0.03% TiO_2.

High intensity magnetic separation removed a very small fraction of magnetic material with the objective of reducing the Fe_2O_3 content to below 0.03%, however the average impurities content in the sand product was left relatively unchanged.

Physical characteristics of the silica sand were evaluated with respect to particle size distribution, AFS grain fineness numbers, coefficient of uniformity, roundness, sphericity and crush resistance.

It should be noted that the SiO_2 content was calculated from the sum of the assayed results of ten major oxides, twenty four trace elements and loss on ignition, by the x-ray fluorescence (XRF) method. This is a normal method of analysis for a silica deposit such as Langis and was used as an indicator for the purpose of this characterization study. However, in determining such low levels of oxide impurities, this method has shown that there is an issue of accuracy which is evident in the variance of impurities concentration and the basic margin of error as reported by CTMP from the samples analyzed in triplicate.

Based on the chemical, physical and thermal properties observed from the test work at CTMP, by crushing and screening to -120+20 mm lump particles, the Langis silica deposit may be a potential source for the production of ferrosilicon. Further crushing to -25+5 mm particles will also make it a potential source as a flux agent for base metal smelting. The chemical composition of this material, however, does not meet the requirements for the production of silicon metal.

Crushing to -600 microns and deslining the -100 microns fines as well as attrition, size classification, dewatering and drying can be considered to provide a potential source of glass sand, foundry sand and other uses like abrasive sand, sodium silicate, silicon carbide. The material was also tested for frac sand and based on an initial evaluation, the presence of many clusters as well as the issue with the grains' roundness should be considered a stumbling block for its potential as a source of frac sand. Further tests are recommended to better evaluate this product by a specialized frac sand laboratory.

14.0 MINERAL RESOURCE ESTIMATES

No new mineral resource estimates have been made at this time.

14.1 PREVIOUS ESTIMATES

A total historic tonnage of 27.6 million mt at average grades of 0.11% Fe2O3 and 0.41% Al2O3 was calculated and published for the Langis Deposit in 1983 (GM 40477). There is no mention of the SiO2 grade. This was classified as an Indicated Reserve. This resource is historic in nature and does not meet the requirements for Resource categorization as set out in NI 43-101.

In 1985, Pierre Labrecque working for Uniquartz Inc. (GM 42388), revised the Langis Deposit Indicated Resource to 25.5 million mt at average grades of 0.12% Fe2O3 and 0.41% Al2O3. This resource is historic in nature and does not meet the requirements for Resource categorization as set out in NI 43-101. There is no mention of SiO2 grade.

It should be noted that the estimate was completed prior to adoption of the current standards embodied in NI 43-101 and therefore the results cannot be relied upon. The stated indicated resources are likely similar to the current standards for indicated resources.

15.0 MINERALS RESERVE ESTIMATES

This Section is not applicable to the present mandate for the Langis Project.

16.0 MINING METHODS

This Section is not applicable to the present mandate for the Langis Project.

17.0 RECOVERY METHODS

17.1 PROCESS DESCRIPTION

This Section is not applicable to the present mandate for the Langis Project.

18.0 PROJECT INFRASTRUCTURE

This Section is not applicable to the present mandate for the Langis Project.

19.0 MARKET STUDIES AND CONTRACTS

This Section is not applicable to the present mandate for the Langis Project.

20.0 ENVIRONMENTAL STUDIES, PERMITTING AND SOCIAL OR COMMUNITY IMPACT

This Section is not applicable to the present mandate for the Langis Project.

21.0 CAPITAL AND OPERATING COSTS

This Section is not applicable to the present mandate for the Langis Project.

22.0 ECONOMIC ANALYSIS

This Section is not applicable to the present mandate for the Langis Project.

23.0 ADJACENT PROPERTIES

A group of five (5) claims, adjacent on the west to the Langis Property, is held by private company 9285-3696 Quebec Inc. A group of seven (7) claims, adjacent on the east to the Langis Property, is held by multiple owners.

This latter group of 7 claims includes two (2) claims held by Kevick Lavergne-Rousseau. The former Tessier silica quarry is situated on them. A drilling program conducted by Uniquartz Inc. in 1981 permitted the calculation of a historic, non-43-101-compliant resource estimate of 5.3 Mt of silica (silica grade not listed), and containing at 0.12% Fe2O3 and 0.73% Al2O3 as impurities. This deposit sits 800m east of the Langis Property boundary.

Located 4.3 km east of the Langis Property is the Colline Tortue Property. It consists of nine (9) contiguous claims held by private corporation 9285-3696 Quebec Inc. A work program conducted in 1981 by Uniquartz Inc including geological mapping, sampling and exploratory drilling (three DDHs for 224.3m) resulted in a calculation of a historic, non-43-101-compliant resource estimate of approximately 96 Mt of silica (silica grade not provided).

In both the Tessier and Colline Tortue cases, no Qualified Person has verified the historic resource information.

24.0 OTHER RELEVANT DATA AND INFORMATION

There is no other information deemed to be relevant to this Report.

25.0 INTERPRETATIONS AND CONCLUSIONS

25.1 GEOLOGY

Geological mapping and historic exploration drilling have outlined a large lobe of highly siliceous Lower White Sandstone of the Val Brillant Formation, part of the Chaleurs Group, extending over an area of 250 – 400 m in width by 1.2 km in length on CMI's Langis Property.

Historical exploration drilling and attendant geochemical and physical analyses and testing demonstrated the potential for an economic silica sand deposit of more than 25 Mt at the Langis Silica Project.

As a result CMI decided that a Characterization Study, designed to define the physical and geochemical attributes of the target Lower White Sandstone, would be the initial step necessary in identifying the economic potential at the Langis Silica Project. Consequently GENIVAR supervised a 9-hole drilling program at Langis (total 456m). From this 3 representative drill holes were sampled and analyzed. The 3 holes hosted the following drill intersections:

- PL-13-01: 98.65% SiO2 over 30.28 m (including 98.69% SiO2 over 28.95 m)
- PL-13-02: 98.70% SiO2 over 41.2 m
- PL-13-05: 98.22% SiO2 over 27.0 m (including 99.10% SiO2 over 22.0 m)

These intersections were sent to the CTMP laboratory, using the sampling protocol explained in Sections 9.0 and 10.0, for geochemical analyses and definition of physical characteristics.

The other 6 holes were logged but remain unsampled. They display similar highly siliceous intersections with similar thicknesses to the 3 drill holes that were sampled. If they were sampled and analyzed using similar procedures, an inferred silica sand resource tonnage could be calculated.

25.2 METALLURGY

Laboratory test work conducted by CTMP provided basic information for the chemical, physical and thermal properties of the Langis deposit. This characterization study demonstrates the potential of high purity silica sandstone that may be suitable for some end uses.

The impurities contained in the core samples provided are about 1%, with a silica grade of 98.55% and a loss on ignition of 0.36%. When corrected for loss on ignition incurred in high temperature lump silica applications, the silica grade averages 98.95%. Thermal shock tests also reveal that this material has relatively strong cementation, making it suitable for lump silica applications in high temperature furnaces.

Desliming and attrition scrubbing can produce a silica sand averaging 99.56% SiO_2, 0.03% Fe_2O_3, 0.16% Al_2O_3 and 0.03% TiO_2.

High intensity magnetic separation can remove a very small portion of magnetic material however there was no significant reduction in the concentration of Fe_2O_3 and other impurities.

Physical characteristics of the sand with respect to particle size distribution, AFS grain fineness number, coefficient of uniformity, roundness, sphericity and crush resistance were reported.

The XRF method of analysis was used to provide the estimated concentrations of oxide impuriteies and trace elements. The SiO2 content was calculated from the sum of the assayed results. This is a normal method of analysis for s silica deposit such as Langis and was used as an indicator for the purpose of this characterization study. However there are relative uncertainties with which this method is used in determining such low levels of impurities. As such, it would be interesting to confirm the purity of this silica with more accurate procedures.

Based on these results the Langis silica deposit may be a potential source for the production of ferrosilicon as well as a flux agent for base metal smelting. It is the intention of CMI to advance the project based upon pilot scale testing for ferrosilicon.

26.0 RECOMMENDATIONS

The potential quantity and grade of silica material within the Property is in the range of 15 to 28 million tonnes at 98.1% to 99.2% SiO_2 based on the assumptions of a specific gravity of 2.65, strike length range of 600 to 800 m, width of 275 to 325 m and a thickness of 30 to 40 m. It should be noted that the potential quantity and grade is conceptual in nature, that there has been insufficient exploration to define a mineral resource and that it is uncertain if further exploration will result in the target being delineated as a mineral resource.

It is the authors' opinion that additional expenditures are warranted in order to advance the project to the level of economic assessment. The recommended work program includes the following items:

- Deposit delineation to the level of an Indicated Resource, including geochemical analysis of the six remaining holes, the drilling and geochemical analysis of ten additional holes (NQ-diameter core), and permitting and cutting. This program is estimated to cost $120,000 to $140,000;

- Validation of the silica deposit for the production of ferrosilicon by testing bulk samples with potential customers. The quantities of bulk samples would vary based on the customers' requirements. Cost of collecting such bulk samples is estimated at $50,000 to $100,000;

- Initiating an economic study for a quarrying operation. The cost of this work is estimated at $60,000.

The total cost of these recommended expenditures is between $230,000 and $300,000.

27.0 REFERENCES

Béland, J., 1960, Rapport preliminaire sur la Region de Rimouski – Matapedia, Districts Electoraux de Rimouski, Matapedia, Bonaventure et Matane; Ministere des Mines du Quebec; RP #430.

Brisebois, Daniel, et Morin, Claude, 2004, Stratigraphie du Synclinorium de Connecticut Valley – Gaspe de l'Ouest de la Gaspesie, Geologie Quebec, ET 2003-01.

Carte Geologique, Peninsule de la Gaspesie, 22A, 22B, 22G, 22H, et 21O, 1 :250,000, Ministere des Ressources Naturelles, DV 91-21.

Hebert, Yves, 1999, Rapport des Travaux de Prospection, Cible C98-06, Etude de la Silice du Val Brillant; MRN – Geoinformation, GM 57849.

Labreque, Pierre C., (Geo-Auscultex international Itee.,) 1985, Rapport sur la silice de Matane, Cantons Langis, Tessier, et Cuoq, Comte de Matane, Quebec; for Uniquartz Inc., Ministere de l'Energie et des Ressources; GM 42388.

Lajoie, J. R., 1961, The Origin of the Val Brillant and Sayabec Formations; unpublished M. Sc. Thesis, McGill University.

Marleau, R. A., 1979, The Val Brillant Sandstone, Matane Cty, P. Q., A comparative study in regard to other commercial silica/sands of northeastern America;, Ministere de l'Energie et des Ressources, GM 36008.

Marleau, R. A., 1983 (Services Geotechniques Shickshocks Inc.), Rapport sur la Silice de Matane; Cantons de Langis, Tessier, & Cuoq, Cmte de Matane, Quebec; for Uniquartz Inc., Ministere de l'Energie et des Ressources, GM 40477.

Metriclab (1980) inc, 1988, Resultats d'analyses/Assay resport; for Uniquartz Inc., GM 45933.

Ollerenshaw, N. C., 1967, Geological Report 121 – Cuoq – Langis Area, Matane and Matapedia Counties; Quebec Department of Natural Resources, RG 121.

Slivitsky, Anne, St.Julien, Pierre, Lachambre, Gaetan, 1991, Synthese geologique du Cambro-Ordovicien du nord de la Gaspesie; ET 88-14.

Jacob, Henri-Louis, 2000, Les Ressources Québécoises en Silice, ET 99-04

Dumont, Michel, 2006, Canadian Minerals Yearbook, Silica/Quartz

Dolley, Thomas P., 2011, USGS Minerals Yearbook, Silica

McLaws, I.J., 1971, Uses and Specifications of Silica Sand, 71-4

McLaws, I.J., 1980, Silica Sands in the Fort McMurray area, Alberta, Economic Geology Report 6

Zayed, A.M., 2010, Review on the Current Quality Standards of Quartz and Silicon Feedstock for High-Tech Industries

O'Driscoll, Mike, 2012, Frac Sand Frenzy, Focus of Supply and Demand for Hydraulic Fracturing Sand

Kullman, John, 2011, The Complicated World of Proppant Selection

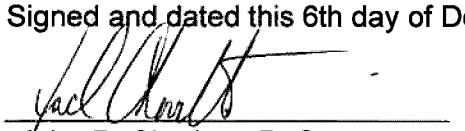
Dawson, M., Silica Sand Foundry Requirements and Classification

28.0 CERTIFICATE OF QUALIFIED PERSONS

I, John D. Charlton, P. Geo., of Saint-Lazare, Quebec do hereby certify:

- I am Director, Geology and Mining with GENIVAR Inc. with a business address at 1600 blvd Rene-Lévesque, 16th Floor, Montréal, Québec H3H 1P9.
- This certificate applies to the technical report entitled Characterization study of the Langis Silica Deposit (the "Technical Report").
- I am a graduate of the University of Western Ontario (1973). I am a member in good standing of Order of Quebec Geologists (OGQ #0443). My relevant experience includes 38 years of experience in exploration and operations, including review of the Hope's Advance Iron Ore Project of Oceanic Iron Ore Corp. I am a "Qualified Person" for the purposes of National Instrument 43-101 (the "Instrument").
- My most recent personal inspection of the Property was August 14, 2013.
- I am responsible for all completed Sections of the Technical Report.
- I am independent of Canadian Metals Inc. as defined by Section 1.5 of the Instrument.
- I have no prior involvement with the Property that is the subject of the Technical Report.
- I have read the Instrument and the sections of the Technical Report that I am responsible for have been prepared in compliance with the Instrument.
- As of the date of this certificate, to the best of my knowledge, information, and belief, the sections of the Technical Report that I am responsible for contain all scientific and technical information that is required to be disclosed to make the Technical Report not misleading.

Signed and dated this 6th day of December, 2013 in Montreal, Quebec.



John D. Charlton, P. Geo.
Director, Geology and Mining
GENIVAR Inc.

I, Mireno Dhe Paganon, Eng., of Kirkland, Quebec do hereby certify:

- I am Process Engineer with GENIVAR Inc. with a business address at 1600 blvd Rene-Lévesque, 16th Floor, Montréal, Québec H3H 1P9.
- This certificate applies to the technical report entitled Characterization study of the Langis Silica Deposit (the "Technical Report").
- I am a graduate of Metallurgical Engineering at McGill University of Montreal, Quebec (1991). I am a member in good standing of Ordre des Ingénieurs du Québec (OIQ #118862). My relevant experience includes 22 years of process engineering in mineral processing, sand and aggregate, chemical, food and pharmaceutical industries. I am a "Qualified Person" for the purposes of National Instrument 43-101 (the "Instrument").
- I have not visited the project site.
- I am responsible for section 13.0 and parts of sections 1.0, 11.0, 12.0, 25.0 and 26.0.
- I am independent of Canadian Metals Inc. as defined by Section 1.5 of the Instrument.
- I have no prior involvement with the Property that is the subject of the Technical Report.
- I have read the Instrument and the sections of the Technical Report that I am responsible for have been prepared in compliance with the Instrument.
- As of the date of this certificate, to the best of my knowledge, information, and belief, the sections of the Technical Report that I am responsible for contain all scientific and technical information that is required to be disclosed to make the Technical Report not misleading.

Signed and dated this 6th day of December, 2013 in Montreal, Quebec.

Mireno Dhe Paganon, OIQ 118862, DEC 6, 2013

Mireno Dhe Paganon, Eng.
Process Engineer
GENIVAR Inc.

APPENDIX A

CTMP LABORATORY REPORT

Centre de technologie minérale et de plasturgie inc. (CTMP)
671, boulevard Frontenac Ouest, porte 7C
Thetford Mines (Québec) G6G 1N1
Téléphone : (418) 338-6410 Télécopieur : (418) 338-9584
ctmp@cegepth.qc.ca – www.ctmp.ca

RAPPORT D'ANALYSE

Projet : **Silica Matane (Langis) - Canadian Metal (CME)**

Numéro proposition : **R-5030 & R-5136**

Client : Canadian Metals
1200, avenue Mc Gill College, bureau 1240
Montréal (Québec) Canada H3B 4G7
Att : M. Stéphane Leblanc

Personne contact : Mireno Dhe Paganon / Claire Hayek (GENIVAR Inc.)

Représentant du CTMP : Alexandre-Sacha Leblond / Mathieu Brousseau

Date : 27/11/2013

Table des matières

1. Demande du client 1

2. Méthodes de travail utilisés par le CTMP 2

Phase 1 : Analyse géochimique 2

Préparation préliminaire des échantillons : 2

Préparation des pastilles d'analyse : 4

Analyse géochimique : 7

Phase 2 : Caractérisation physique de la silice 10

Séparation et récupération de la silice : 10

Détermination du temps de contact à l'attriteur : 10

Purification de la silice par des étapes de traitement successives: 12

Phase 2 : Analyse de sphéricité et de rondeur 13

Analyse de sphéricité et de rondeur avant concassage et broyage 13

Analyse de sphéricité et de rondeur après purification de la silice 13

Phase 3 : Essai de résistance thermique de la silice 14

Traitement thermique des échantillons 14

Choc mécanique et perte au feu: 14

Phase 4 : Essai pour sable de fractionnement (norme Frac Sand API 19C) 15

Essai de résistance à l'écrasement (Crush resistance test) : 16

Essais autres pour le sable de fractionnement : 16

3. Résultats 17

Phase 1 : Analyse géochimique 17

Résultats des oxydes majeurs 17

Résultats des métaux en traces 19

Résultats des triplicatas : 21

Phase 2 : Caractérisation physique de la silice 25

Détermination du temps de contact à l'attriteur 25

Purification de la silice par des étapes successives de traitement 25

Résultats de l'analyse de sphéricité et de rondeur avant et après concassage et broyage (norme Frac Sand API 19C): 35

Phase 3 : Essai de résistance thermique de la silice 36

Résultats essai choc thermique: 36

Résultats perte au feu: *37*

Phase 4 : Essai pour sable de fractionnement 37

4. Conclusions 38

5. Signatures 39

Annexe

Annexe A: Données des essais d'analyses géochimiques

A.1 : Analyse géochimque - Oxydes majeurs

A.2 : Analyse géochimque - Métaux en traces

A.3 : Analyse géochimque - Triplicatas oxydes majeurs

A.4 : Analyse géochimque - TriplicatasMétaux en traces

Annexe B: Données des essais de caractérisation physique

B.1 : Matériel Concassé

B.2 : Matériel d'alimentation de la chaîne de traitement, -600µm

B.3 : Produit du premier lavage, -600µm,+106µm

B.4 : Produit de l'attrition de 5 min, +106µm

B.5 : Produit non-magnétique

B.6 : Produit de l'attrition +106µm – Incidence du temps de contact

B7 : Compositions chimiques XRF aux différentes étapes de traitement

B8 : Distribution et récupération des oxydes aux différentes étapes

B9 : Compositions chimiques XRF pour différents temps d'attrition

Annexe C: Données des essais de sphéricité et de rondeur

C.1 : Analyse produit Attrité 10 min. envoi #3 avant WHIMS 20/40

C.2 : Analyse produit Attrité 10 min. envoi #3 avant WHIMS 30/50

C.3 : Analyse produit Attrité 10 min. envoi #3 avant WHIMS 40/70

C.4 : Analyse produit Non-magnétique attrité 5 min. après WHIMS 20/40

C.5 : Analyse produit Non-magnétique attrité 5 min. après WHIMS 30/50

C.6 : Analyse produit Non-magnétique attrité 5 min. après WHIMS 40/70

C.7 : Analyse produit Traitement thermique avant concassage attrité 5 min.20/40

C.8 : Analyse produit Traitement thermique avant concassage attrité 5 min.30/50

C.9 : Analyse produit Traitement thermique avant concassage attrité 5 min.40/70

C.10 : Analyse sphéricité et rondeur - Sommaire des résultats

Annexe D: Données des essais de choc thermique

D.1 : Essai de choc thermique (Norme SKW) - Résistance au choc thermique & perte au feu

Annexe E: Données des essais de résistance à l'écrasement

E.1 : Essai de résistance à l'écrasement - Résultats & calculs

Annexe F: Composition du matériel de référence BRSTG2

1. Demande du client

Canadian Metal (CME) entend exploiter un dépôt de silice localisé au sud de Matane afin de produire un grade dont la qualité lui permettra de se qualifier pour des utilisations dans l'industrie du verre, en fonderie, en transformation de ferrosilicium ou comme sable de fracturation.

Genivar agit comme aviseur technique auprès de CME pour le projet Langis. CME a mandaté le Centre de technologie minérale et de plasturgie inc. (CTMP) pour réaliser la caractérisation du dépôt Langis et d'évaluer le potentiel de purification de la silice.

2. Méthodes de travail utilisés par le CTMP

Phase 1 : Analyse géochimique

Préparation préliminaire des échantillons :

Pour les analyses géochimiques, 48 sacs numérotés ont été expédiés par le client. Les 48 échantillons ont été préparés individuellement par les étapes suivantes :

Les échantillons ont été concassés individuellement au concasseur à mâchoire :

- Marque : Denver
- Modèle : Crusher
- Dimension : 3¼''x4½''

Produit : granulats de 5-10 mm



Photo #01 – Concasseur à mâchoire Denver

La totalité du matériel concassé à l'étape précédente a été concassé une deuxième fois au concasseur giratoire :

- Marque : Denver
- Modèle : Gyratory crusher
- Dimension : 12''

Résultat : granulats de 0-5 mm



Photo #02 – Concasseur giratoire Denver

La totalité du produit de l'étape précédente a été concassé individuellement une troisième fois au concasseur à rouleaux :

- Marque : Denver
- Modèle : Roll crusher
- Dimension : 10''x6'' Rolls

Résultat : granulats de 1000-500 µm



Photo #03 – Concasseur à rouleaux Denver

Préparation des pastilles d'analyse :

Pour les 48 échantillons, des pastilles d'analyses ont été préparées pour les analyses géochimiques par fluorescence X (XRF). Deux types de pastilles ont été préparés :

- Pastilles fusionnées pour les oxydes majeurs;
- Pastilles pressées pour les métaux en traces.

Voici les étapes de préparation :

Les produits de l'étape préliminaire ont été séparés dans un séparateur (splitter) et ensuite pulvérisés (±50g) à 600µm :

- Marque : Retsch
- Modèle : PM400

Résultat : particules de 75µm et moins



Photo #04 – Pulvérisateur Retsch

Les échantillons sont ensuite chauffés dans un four à 1000°C durant une heure pour effectuer une perte au feu :

- Marque : Lindberg Blue M
- Modèle : Box furnace



Photo #05 – Four Linberg Blue M – Box Furnace

Pour produire les pastilles fusionnées, un échantillon de poudre pulvérisé préalablement brassé (0,6g) a été prélevé. Ensuite, 6g de fondant (50% borate de lithium, 50% métaborate de lithium) a été ajouté. Ce mélange a été fusionné 20 minutes au Fluxeur :

- Marque : Claisse
- Modèle : M4-30 Gas fusion

Produit : pastilles fusionnées utilisées au XRF pour les oxydes majeurs

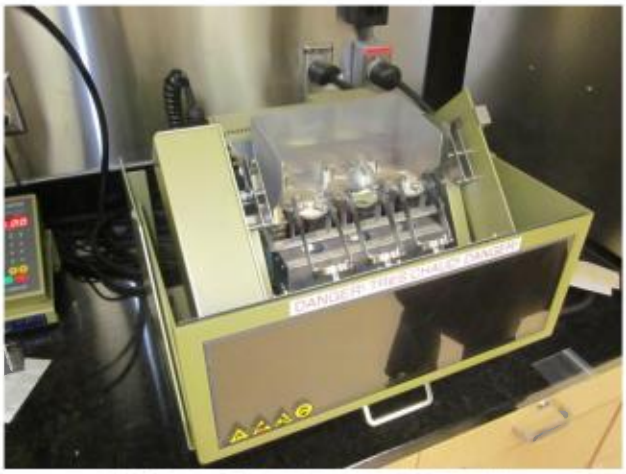


Photo #06 – Fluxeur Claisse M4-30 Gas fusion



Photo #07 – Pastille fusionnée

Pour produire les pastilles pressées, un échantillon de poudre pulvérisé préalablement homogénéisé (8g) a été prélevé, puis mélangé à 2g de liant (Cereox). Ce mélange a été pressé sur une presse de 12 tonnes pendant une minute :

- Marque : Craver
- Modèle : 4350.L

Produit : pastilles pressées utilisées au XRF pour les métaux en trace.



Photo #08 – Presse 12T Carver 4350.L



Photo #09 – Pastille pressée

Analyse géochimique :

Pour les 48 échantillons, les deux types de pastilles ont été analysés au XRF (Fluorescence à rayon X) :

- Marque : Bruker
- Modèle : S8 Tiger
- Type : WDXRF (Wavelenth dispersive)
- Puissance : 4 kW



Photo #10 – XRF Bruker S8 Tiger

Les résultats de ces analyses nous permettent de quantifier la teneur en métal totale dans le minerai. L'appareil convertit automatiquement par calcul cette teneur élémentaire en teneur en oxyde majeur et en métaux en trace. À titre d'exemple, le fer (Fe) est convertit en sa forme la plus abondante : l'hématite (Fe_2O_3). S'il y a de la magnétite (Fe_3O_4) en présence, celle-ci a été ramené sous forme hématite.

La procédure utilisée pour vérifier l'appareil XRF avant une analyse sur l'étendue en concentrations d'oxydes majeurs de 0,01 à 100% a été développée par Bruker. Tel qu'indiqué dans les deux tableaux suivants, avec la courbe de calibration et les standards de calibration actuels, les seuils de détection sont au mieux de 0,01%.

Tableau: Seuil de détection des oxydes majeurs

Oxyde	Étendue	
	Min. (%)	Max. (%)
Na_2O	0,02	11,00
MgO	0,02	100,00
Al_2O_3	0,04	90,00
SiO_2	0,4	100,00
P_2O_5	0,01	20,00
SO_3	0,05	55,00
K_2O	0,05	15,00
CaO	0,02	100,00
TiO_2	0,01	8,00
MnO	0,01	0,80
$Fe_2O_{3\,(t)}$	0,01	40,00

Tableau: Seuil de détection des éléments traces

Élément / composé	Teneur	
	Min (ppm)	Max (ppm)
Sc	1,6	60
V	1,4	340
Cr	3,3	24000
Co	2,2	700
Ni	1,5	2640
Cu	4,7	5400
Zn	3,8	1310
Ga	0,7	400
As	2,9	330
Rb	0,9	1300
Sr	0,9	1650
Y	6,5	800
Zr	4,9	550
Nb	0,6	700
Mo	1	700
Sn	3,1	1300
Sb	1,7	122
Cs	4,7	260
Ba	5	4000
La	5,2	1340
Ce	4	2230
Pb	1,5	5500
Th	12,6	1003
U	1,5	650

Les standards utilisés sont des matériaux de référence certifiée (MRC). La méthode utilisée consiste à vérifier l'état de l'appareil avec le standard de vérification BRSTG2 (voir composition et tolérance en Annexe F). Ensuite, avant chaque série de tests XRF, la dérive de la courbe de calibration a été vérifiée avec trois standards de contrôle de qualité : QC_GEOMAJ-01, QC_GEOMAJ-02 et QC_GEOMAJ-03. Les concentrations de ces échantillons témoins sont fournies dans le tableau qui suit. Une tolérance visée pour chaque élément doit être rencontrée afin de pouvoir passer à l'analyse des échantillons.

Tableau: Composition des témoins MRC de calibration

	QC_GEOMAJ-01	QC_GEOMAJ-02	QC_GEOMAJ-03
Oxyde :	Rock	Feldspar	Sillimanite
SiO2	64.890	29.208	34.840
Al2O3	16.567	8.035	58.800
TiO2	0.823	0.411	1.830
Fe2O3	4.857	4.619	2.060
Mn3O4	0.092	0.440	0.030
CaO	2.542	31.613	0.140
MgO	0.864	18.900	0.100
Na2O	3.149	2.023	0.050
K2O	5.320	4.032	0.180
P2O5	0.370	0.088	0.100
SO3	0.062	T	0.070
SUM	99.42	99.37	98.20
L.O.I.	2.82	31.8	0

Pour valider la courbe de calibration sur le bas de la courbe, l'échantillon MRC GEOMAJ-15 a été utilisé. L'échantillon GEOMAJ-06 a été sélectionné en début de projet comme témoin représentatif de la silice brute et a permis de confirmer la précision d'analyse. La composition de ces deux témoins est fournie au tableau qui suit.

Tableau: Composition des standards MRC

	GEOMAJ-15	GEOMAJ-06
Oxyde :	Silica	Sediment
SiO2	99.880	91.526
Al2O3	0.036	2.924
TiO2	0.017	0.216
Fe2O3	0.012	3.974
Mn3O4	T	0.134
CaO	0.006	0.721
MgO	T	0.124
Na2O	T	0.041
K2O	0.005	0.134
P2O5	T	0.062
SO3	T	0.021
SUM	99.96	99.88
L.O.I.	0.1	2.88

Des 48 échantillons (96 pastilles), six échantillons ont été effectués en triplicata afin d'évaluer la répétabilité des manipulations décrites à la section 2 et de mesure du XRF.

L'erreur de mesure sur les 18 pastilles fusionnées et 18 pastilles pressées est présentée aux pages 20 à 22.

Phase 2 : Caractérisation physique de la silice

Séparation et récupération de la silice :

Pour chaque carotte, les sacs d'échantillons pour les essais ont été mélangés, donnant trois échantillons. Chacun de ces échantillons a été concassé et broyé suivant la même méthode qu'en Phase 1. Ceux-ci ont été divisés en deux : une moitié pour les essais de caractérisation physique et l'autre moitié pour en réserve.

La portion retenue pour les essais de caractérisation physique a été mélangée et ensuite divisée en sacs de 2 kg pour être soumis aux étapes de traitement suivantes.

Détermination du temps de contact à l'attriteur :

Le temps optimum d'attrition a été déterminé à partir de l'échantillon 3.

- Prendre deux sacs et les tamiser à sec sur le tamis Gilson de 30 mesh (600µm).



Photo #11 – Tamis Gilson

- Laver le -600 µm pendant 5 minutes à l'eau sur un tamis Sweco 150 mesh (106 µm).



Photo #12 – Tamis Sweco

- Filtrer (Whatman 114, 25 µm) le contenu de chaque chaudière sur une plaque syphon et ensuite sécher et peser séparément les fractions retenues et passantes;



Photo #13 – Plaque filtrante

Du matériel passant 600 µm et retenu 106 µm (-600, +106 µm), réserver la masse requise de silice pour quatre essais d'attrition. Avec le matériel excédentaire, effectuer la distribution granulométrique et pulvériser le reste au Retsch pour analyse XRF;

- Pulvériser au Retsch la totalité de la fraction passante 100 µm et analyser au XRF;

- Séparer en quatre le matériel passant 600 µm et retenu 100 µm (-600, +106 µm) pour quatre essais d'attrition indépendants;

- Préparer le mélange de pulpe 75% s/s (i.e. 950g de silice dans 320g d'eau) totalisant un volume de pulpe de 750 ml dans le contenant rectangulaire de 1 litre;

- Mélanger avec l'appareil de flottation Metso à 1000 rpm avec l'hélice marine pendant différents temps de contact : 1, 3, 5 et 10 min, indépendamment.



Photo #14 – Cellule d'attrition Metso

On a procédé à un second lavage à l'eau pendant 1 minute sur un petit tamis 150 mesh (106µm) disposé sur une plaque syphon. Les fractions retenues sur la toile et sur le filtre (Whatman 114, 25 µm) ont été séchées et pesées. Un sous-échantillon représentatif de la fraction retenue sur la toile a été analysé pour la granulométrie et le reste a été pulvérisé au Retsch avant d'être passé au XRF. La fraction récupérée sur le filtre a été entièrement pulvérisée puis analysée au XRF.

Purification de la silice par des étapes de traitement successives:

Un temps d'attrition optimal de 5 minutes a été établi en 1.1. Les envois 1 et 2 ont été traités suivant la même procédure. La totalité de chaque envoi a été traitée suivant les étapes 1 à 8 décrites précédemment, sauf l'étape 7 qui consistait en une série d'attritions de 5 minutes.

Ensuite, pour enlever les oxydes de fer, le produit lavé retenu à 106µm a été repulpé et passé dans un séparateur magnétique humide à haute intensité (WHIMS) Outotec (modèle 3x4L). À 30% s/s, la pulpe s'écoulait bien sur un lit de billes d'acier AISI 420-C de ½ po. Avec cette taille de billes et un courant de 5.9 ampères, un champ magnétique d'environ 20 kGauss a été généré.



Photo #15 – Séparateur magnétique WHIMS

Chaque fraction a ensuite été filtrée (Whatman 114, 25 µm), séchée puis pesée. Un sous-échantillon représentatif de la fraction non-magnétique a été analysé pour la granulométrie et un autre échantillon a été pulvérisé au Retsch avant d'être passé au XRF. La fraction magnétique a été entièrement pulvérisée puis analysée au XRF.

Phase 2 : Analyse de sphéricité et de rondeur

Analyse de sphéricité et de rondeur avant concassage et broyage

Des morceaux de carottes ont été prélevés aléatoirement et passés au four à 1000°C pendant 15 minutes (Four Lindberg Blue M, Box furnace). Ensuite, les morceaux ont été refroidis dans l'eau pendant environ 2 heures.



Photo #16 –Échantillons à 1000°C



Photo #17 –Échantillons sortie du four

Les particules ont été libérées à l'aide de légers chocs mécaniques. Le produit a été attrité pendant 5 minutes, tamisé et séparé en fractions suivantes :

- -20/+40 mesh;
- -30/+50 mesh;
- -40/+70 mesh.

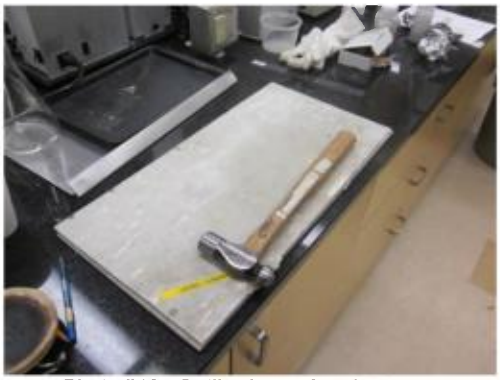


Photo #18 –Outils choc mécanique



Photo #19 –Libération des particules

Pour chacune de ces fractions, des photographies par microscopie optique ont été prises pour analyser la rondeur et la sphéricité des particules.

Analyse de sphéricité et de rondeur après purification de la silice

Pour cette analyse, nous avons prélevé nos échantillons dans le produit non-magnétique attrité 5 minutes après la séparation magnétique de l'envoi #1 et #3.

Les deux échantillons ont été tamisés individuellement et séparés en fractions suivantes :

- -20/+40 mesh;
- -30/+50 mesh;
- -40/+70 mesh.

Pour chacune de ces fractions de l'envoi #1 et #3, des photographies par microscopie optique ont été prises pour analyser la rondeur et la sphéricité des particules.

Phase 3 : Essai de résistance thermique de la silice

Traitement thermique des échantillons

Pour l'essai de résistance thermique de la silice, 12 échantillons ont été expédiés par le client. Trois de ces échantillons sont des blocs de surface de 4 pouces cube de dimension. Les 9 autres sont des sections de carottes de forage d'environ 2 pouces de diamètre et 4 pouces de long.

Les 12 échantillons ont été insérés individuellement dans un four à 1000°C pour une durée entre 20 et 50 minutes et, ensuite, refroidis à l'air ambiant. Le four utilisé est :

- Marque : Lindberg Blue M
- Modèle : Box furnace



Photo #20 – Four Linberg Blue M – Box Furnace

Choc mécanique et perte au feu:

Un calcul de poids a été fait avant et après le traitement thermique au four. La perte au feu a été calculée avec ces données.



Photo #21 –Échantillon section de carotte à 1000°C



Photo #22 –Échantillon section de carotteen refroidissement

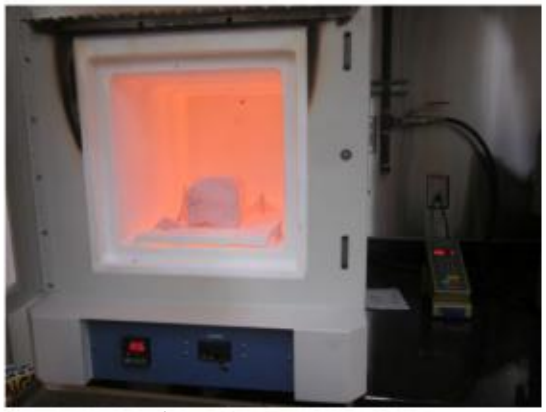


Photo #23 –Échantillon de surface à 1000°C



Photo #24 –Échantillon de surface en refroidissement

Chaque échantillon a subi un léger choc mécanique manuel. Ensuite, l'échantillon a été passé au tamis 12.5 mm afin de calculer le pourcentage de particules passantes pour l'analyse de l'essai.

Phase 4 : Essai pour sable de fractionnement (norme Frac Sand API 19C)

Suite aux analyses de rondeur et de la sphéricité, les fractions ayant les meilleurs résultats sont sélectionnées pour l'essai de résistance à l'écrasement.

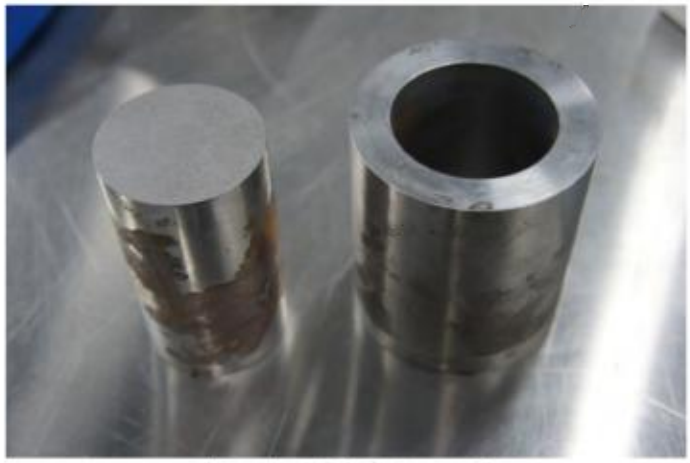


Photo #25 – Cellule de compression

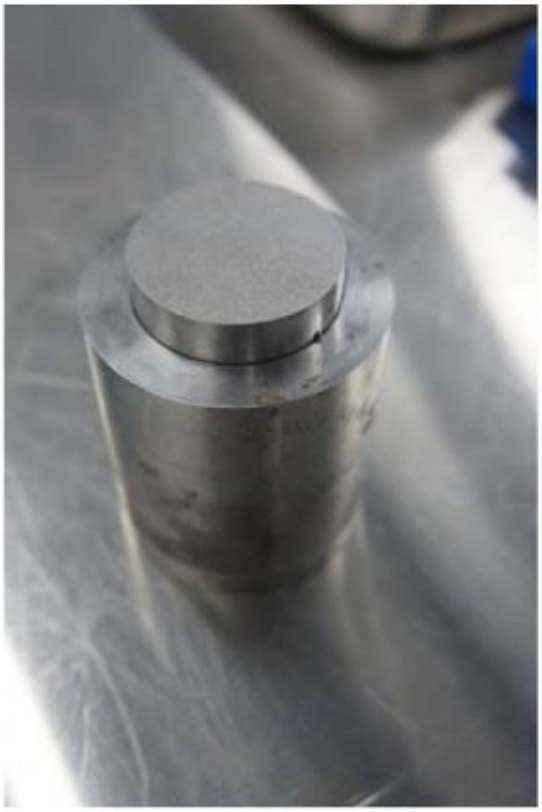


Photo #26 – Cellule de compression



Photo #27 –Presse hydaulique

Essai de résistance à l'écrasement (Crush resistance test) :

Les fractions 20/40 et 30/50 du produit non-magnétique attrité 5 minutes de l'envoi #3 ont été testées sur une presse hydraulique. La pression a été augmentée par étapes successives de 4000 psi à 8000 psi avec des intervalles de 1000 psi. Après chaque essai, un tamisage a été effectué pour calculer le pourcentage de particules broyées passant sur le tamis inférieur de la fraction testée.

Essais autres pour le sable de fractionnement :

Les tests suivant l'essai de résistance à l'écrasement ont été annulés, puisque les résultats de l'essai de résistance à l'écrasement étaient négatifs.

3. Résultats

L'analyse suivante est faite en fonction des données brutes de laboratoire présentes dans les annexes A à E.

Phase 1 : Analyse géochimique

Résultats des oxydes majeurs

Les valeurs suivantes ont été obtenues à partir des analyses XRF des pastilles fusionnées. Les résultats sont en **annexe A**.

Tableau 1 : Analyse d'oxydes majeurs pour les 18 échantillons

Échantillons	SiO_2 (%)	MgO (%)	CaO (%)	Fe_2O_3 (%)	Al_2O_3 (%)	MnO (%)	Na_2O (%)	K_2O (%)	TiO_2 (%)	SO_3 (%)	P_2O_5 (%)	P.A.F. (%)	Total Traces (%)	Total (%)
P179751	76,67	4,43	6,30	0,69	0,73	0,02	0,05	0,04	0,05	0,37	0,01	9,72	0,03	99,10
P179752	98,15 a	0,16	0,07	0,31	0,67	0,01	0,03	0,16	0,04	< 0,01	0,01	0,37	0,02	100,00
P179753	99,27 a	0,02	0,02	0,16	0,20	0,01	0,03	0,06	0,04	< 0,01	< 0,01	0,17	0,02	100,00
P179754	99,16 a	0,03	0,02	0,12	0,26	0,01	0,08	0,07	0,03	< 0,01	0,01	0,19	0,02	100,00
P179755	3,22	0,53	51,56	0,22	0,43	0,01	0,04	0,10	0,03	0,07	0,01	41,89	0,03	98,14
P179756	99,24 a	0,01	0,10	0,06	0,23	0,01	0,03	0,05	0,04	< 0,01	< 0,01	0,21	0,02	100,00
P179757	98,92 a	0,08	0,02	0,13	0,43	0,01	0,02	0,07	0,05	< 0,01	0,01	0,24	0,02	100,00
P179758	98,81 a	0,03	0,31	0,12	0,25	0,01	0,03	0,04	0,04	< 0,01	< 0,01	0,34	0,02	100,00
P179759	98,92 a	0,07	0,03	0,12	0,33	0,01	0,19	0,05	0,04	< 0,01	0,01	0,21	0,02	100,00
P179760	98,83 a	0,08	0,02	0,16	0,42	0,01	0,03	0,05	0,06	< 0,01	0,01	0,30	0,03	100,00
P179761	97,67 a	0,16	0,33	0,21	0,68	0,01	0,11	0,11	0,06	0,03	0,01	0,48	0,03	99,86
P179762	98,46 a	0,13	0,11	0,13	0,57	0,01	0,03	0,06	0,06	< 0,01	0,01	0,33	0,02	99,90
P179763	98,26 a	0,16	0,09	0,17	0,64	0,01	0,03	0,06	0,07	< 0,01	0,01	0,37	0,02	99,87
P179764	97,76 a	0,27	0,12	0,20	0,91	0,01	0,04	0,06	0,06	< 0,01	0,01	0,49	0,02	99,93
P179765	99,31 a	0,01	0,03	0,10	0,15	0,01	0,03	0,05	0,03	< 0,01	< 0,01	0,24	0,03	100,00
P179766	4,37	0,49	51,84	0,35	0,82	0,01	0,04	0,24	0,05	0,16	0,01	41,00	0,02	99,40
P179767	99,36 a	< 0,01	0,06	0,06	0,15	< 0,01	0,03	0,05	0,04	< 0,01	< 0,01	0,23	0,02	100,00
P179768	99,38 a	< 0,01	0,02	< 0,01	0,22	0,01	0,03	0,07	0,03	< 0,01	< 0,01	0,22	0,02	100,00
P179769	98,99 a	0,06	0,02	0,10	0,36	0,01	0,01	0,08	0,05	< 0,01	< 0,01	0,29	0,03	100,00
P179770	99,20 a	0,03	0,01	0,06	0,29	0,01	0,03	0,07	0,04	< 0,01	< 0,01	0,24	0,02	100,00
P179771	99,16 a	0,04	0,01	0,05	0,31	0,01	0,04	0,06	0,04	< 0,01	0,01	0,25	0,02	100,00
P179772	98,85 a	0,08	0,02	0,13	0,44	0,01	0,05	0,06	0,05	< 0,01	0,01	0,28	0,02	100,00
P179773	99,38 a	< 0,01	0,01	0,08	0,19	0,01	0,02	0,05	0,04	< 0,01	< 0,01	0,20	0,02	100,00
P179774	98,94 a	0,06	0,01	0,10	0,41	0,01	0,03	0,08	0,05	< 0,01	0,01	0,27	0,03	100,00

Échantillons	SiO_2 (%)	MgO (%)	CaO (%)	Fe_2O_3 (%)	Al_2O_3 (%)	MnO (%)	Na_2O (%)	K_2O (%)	TiO_2 (%)	SO_3 (%)	P_2O_5 (%)	P.A.F. (%)	Total Traces (%)	Total (%)
P179775	98,70 a	0,09	0,03	0,09	0,44	0,01	0,04	0,05	0,06	< 0,01	< 0,01	0,33	0,02	99,84
P179776	97,70 a	0,27	0,09	0,23	0,95	0,01	0,06	0,09	0,05	< 0,01	0,01	0,45	0,02	99,91
P179777	98,00 a	0,20	0,06	0,17	0,80	0,01	0,05	0,10	0,06	< 0,01	0,01	0,42	0,02	99,88
P179778	99,00 a	0,06	0,05	0,07	0,36	< 0,01	0,03	0,05	0,05	< 0,01	0,01	0,25	0,02	99,93
P179779	98,83 a	0,08	0,06	0,09	0,43	0,01	0,02	0,06	0,06	< 0,01	0,01	0,27	0,02	99,92
P179780	97,85 a	0,16	0,06	0,34	0,91	0,01	0,03	0,16	0,08	< 0,01	0,01	0,37	0,02	100,00
P179781	98,68 a	0,10	0,07	0,18	0,47	0,01	0,04	0,09	0,06	< 0,01	0,01	0,27	0,02	100,00
P179781-R	98,67 a	0,09	0,07	0,19	0,49	0,01	0,04	0,08	0,06	< 0,01	0,01	0,27	0,02	100,00
P179782	97,64 a	0,24	0,19	0,19	0,89	0,01	0,15	0,18	0,07	< 0,01	0,01	0,41	0,02	100,00
P179783	97,66 a	0,26	0,07	0,20	1,03	0,01	0,04	0,15	0,08	< 0,01	0,01	0,47	0,02	100,00
P179784	98,83 a	0,08	0,02	0,11	0,45	0,01	0,04	0,05	0,06	< 0,01	0,01	0,32	0,02	100,00
P179785	99,44 a	0,02	0,02	0,03	0,21	0,01	0,02	0,04	0,03	< 0,01	< 0,01	0,16	0,02	100,00
P179786	99,26 a	0,05	0,02	0,06	0,29	0,01	0,02	0,04	0,04	< 0,01	< 0,01	0,19	0,02	100,00
P179787	98,74 a	0,15	0,03	0,10	0,54	0,01	0,03	0,06	0,04	< 0,01	< 0,01	0,29	0,02	100,00
P179788	17,92	0,56	44,30	0,30	0,94	0,01	0,04	0,23	0,05	0,04	0,01	35,41	0,03	99,81
P179789	98,61 a	0,15	0,13	0,13	0,49	0,01	0,03	0,06	0,04	< 0,01	< 0,01	0,33	0,02	100,00
P179790	99,53 a	< 0,01	0,02	0,06	0,14	0,01	0,02	0,03	0,03	< 0,01	0,01	0,13	0,02	100,00
P179791	98,92 a	0,08	0,02	0,11	0,39	0,01	0,04	0,05	0,05	< 0,01	0,01	0,30	0,02	100,00
P179792	99,51 a	< 0,01	0,01	0,04	0,17	0,01	0,04	0,03	0,03	< 0,01	< 0,01	0,14	0,02	100,00
P179793	99,28 a	0,04	0,01	0,08	0,27	0,01	0,03	0,03	0,04	< 0,01	< 0,01	0,19	0,02	100,00
P179794	99,00 a	0,10	0,02	0,05	0,36	0,01	0,12	0,04	0,04	< 0,01	0,01	0,23	0,02	100,00
P179795	98,78 a	0,13	0,06	0,07	0,51	0,01	0,04	0,04	0,04	< 0,01	0,01	0,29	0,02	100,00
P179796	98,95 a	0,09	0,07	0,09	0,38	0,01	0,04	0,04	0,04	< 0,01	0,01	0,26	0,02	100,00
P179797	98,63 a	0,13	0,08	0,13	0,45	0,01	0,13	0,06	0,05	< 0,01	0,01	0,29	0,03	100,00
P179798	86,08 a	2,39	2,69	1,08	2,29	0,02	0,05	0,45	0,13	0,02	0,01	4,79	0,00	100,00

Les valeurs des oxydes majeurs peuvent être séparées en trois groupes :

- Le premier groupe comporte les échantillons ayant une faible teneur en SiO_2. Pour ces échantillons on observe une haute teneur en CaO et une grande perte au feu. Nous pouvons évaluer ces échantillons comme une intrusion de carbonate dans le sol.

  Voici les échantillons concernés :

- **P179755**
- **P179766**
- **P179788**

- Le deuxième groupe comporte les échantillons ayant une teneur en SiO_2 moins élevée que la majorité des échantillons. Pour ces échantillons on observe une teneur légèrement plus élevée en MgO, CaO, Fe_2O_3, Al_2O_3, SO_3 et une perte au feu plus élevée que la majorité des échantillons, mais plus bas que le premier groupe.

  Voici les échantillons concernés :
  - **P179751**
  - **P179798**

- Le troisième groupe comporte la majorité des échantillons, qui ont une teneur très élevée en SiO_2. Pour ces échantillons on observe une teneur légère en Fe_2O_3 et Al_2O_3.

  Voici les échantillons concernés :

- **P179752**	- **P179769**	- **P179784**
- **P179753**	- **P179770**	- **P179785**
- **P179754**	- **P179771**	- **P179786**
- **P179756**	- **P179772**	- **P179787**
- **P179757**	- **P179773**	- **P179789**
- **P179758**	- **P179774**	- **P179790**
- **P179759**	- **P179775**	- **P179791**
- **P179760**	- **P179776**	- **P179792**
- **P179761**	- **P179777**	- **P179793**
- **P179762**	- **P179778**	- **P179794**
- **P179763**	- **P179779**	- **P179795**
- **P179764**	- **P179780**	- **P179796**
- **P179765**	- **P179781**	- **P179797**
- **P179767**	- **P179782**	
- **P179768**	- **P179783**	

Résultats des métaux en traces

Les valeurs suivantes ont été obtenues à partir des analyses XRF des pastilles pressées. Les résultats sont en **annexe A**.

Tableau 2 : Analyse des éléments en traces pour les 18 échantillons

Échantillons	Sc (PPM)	V (PPM)	Cr (PPM)	Co (PPM)	Ni (PPM)	Cu (PPM)	Zn (PPM)	Ga (PPM)	As (PPM)	Rb (PPM)	Sr (PPM)	Y (PPM)	Nb (PPM)	Mo (PPM)	Sn (PPM)	Sb (PPM)	Cs (PPM)	Ba (PPM)	La (PPM)	Ce (PPM)	Pb (PPM)	Th (PPM)	U (PPM)	Zr (PPM)
P179751	4	4	56	< 2	7	6	4	1	36	< 1	25	52	5	6	< 3	13	< 5	14	10	< 4	7	< 13	3	ND
P179752	< 2	6	82	< 2	5	< 5	4	1	10	< 1	12	43	6	6	3	11	< 5	20	10	< 4	4	< 13	3	ND
P179753	< 2	2	76	< 2	3	< 5	< 4	1	7	< 1	11	53	6	6	4	12	< 5	13	11	< 4	3	< 13	3	ND
P179754	< 2	3	32	< 2	4	< 5	< 4	1	4	< 1	14	60	7	6	4	13	< 5	16	11	< 4	4	< 13	3	ND
P179755	39	5	< 3	< 2	6	8	6	2	3	1	170	11	2	6	< 3	8	5	13	15	< 4	9	< 13	4	ND
P179756	< 2	< 2	33	< 2	3	< 5	< 4	1	< 3	< 1	11	55	6	6	3	12	< 5	14	11	< 4	2	< 13	3	ND
P179757	< 2	3	37	< 2	4	< 5	< 4	2	6	< 1	15	46	6	6	3	13	< 5	13	11	< 4	7	< 13	3	ND
P179758	< 2	3	37	< 2	4	< 5	< 4	1	< 3	< 1	13	65	8	6	4	13	< 5	13	11	< 4	4	< 13	3	ND
P179759	< 2	4	34	< 2	4	5	< 4	1	3	< 1	18	73	7	6	< 3	12	< 5	13	11	< 4	5	< 13	3	ND
P179760	< 2	6	48	< 2	5	< 5	< 4	1	6	1	14	113	11	6	5	13	< 5	17	11	< 4	5	< 13	3	ND
P179761	< 2	5	44	< 2	5	5	< 4	1	3	1	37	78	8	6	4	12	< 5	28	11	4	6	< 13	3	NA
P179762	< 2	4	52	< 2	3	< 5	< 4	2	< 3	< 1	20	52	7	6	< 3	12	< 5	21	11	< 4	5	< 13	3	NA
P179763	< 2	3	59	< 2	3	< 5	< 4	1	3	< 1	20	71	8	6	5	14	< 5	16	11	< 4	6	< 13	3	NA
P179764	< 2	2	24	< 2	4	< 5	< 4	1	< 3	< 1	29	38	5	6	3	12	< 5	19	10	< 4	6	< 13	3	NA
P179765	< 2	2	37	< 2	3	< 5	< 4	1	< 3	< 1	8	104	9	6	3	14	< 5	13	11	< 4	2	< 13	3	ND
P179766	39	6	< 3	< 2	< 2	5	8	1	< 3	5	164	4	2	6	< 3	9	5	13	14	< 4	6	< 13	4	ND
P179767	< 2	3	68	< 2	5	< 5	< 4	1	< 3	< 1	7	43	6	6	4	13	< 5	15	11	< 4	< 2	< 13	3	ND
P179768	< 2	4	32	< 2	3	< 5	< 4	1	< 3	< 1	8	39	5	6	< 3	12	< 5	13	11	< 4	2	< 13	3	ND
P179769	< 2	3	77	< 2	6	< 5	< 4	1	4	< 1	13	111	11	6	4	13	< 5	17	11	< 4	3	< 13	3	ND
P179770	< 2	3	45	< 2	3	< 5	< 4	1	< 3	< 1	15	52	6	6	< 3	12	< 5	16	11	< 4	3	< 13	3	ND
P179771	< 2	4	45	< 2	2	< 5	< 4	1	< 3	< 1	24	57	7	6	3	11	< 5	14	11	< 4	4	< 13	3	ND
P179772	< 2	5	66	< 2	5	< 5	< 4	1	< 3	< 1	31	88	9	6	3	12	6	13	11	< 4	6	< 13	3	ND
P179773	< 2	3	75	< 2	2	< 5	< 4	1	< 3	< 1	11	53	7	6	3	12	< 5	14	11	< 4	2	< 13	3	ND
P179774	< 2	4	58	< 2	4	< 5	< 4	1	4	< 1	20	38	5	6	4	13	< 5	15	11	< 4	5	< 13	3	ND
P179775	< 2	4	42	< 2	4	< 5	< 4	1	< 3	< 1	15	91	9	6	< 3	12	6	18	11	< 4	4	< 13	3	NA
P179776	< 2	5	12	< 2	3	< 5	< 4	2	< 3	< 1	21	57	7	6	5	13	< 5	22	10	< 4	5	< 13	3	NA
P179777	< 2	3	27	< 2	4	< 5	< 4	2	4	1	19	68	8	6	3	13	< 5	20	11	< 4	5	< 13	3	NA
P179778	< 2	4	36	< 2	3	< 5	< 4	1	< 3	< 1	11	38	5	6	4	13	8	16	11	< 4	< 2	< 13	3	NA
P179779	< 2	5	41	< 2	3	< 5	< 4	1	< 3	< 1	12	43	6	6	5	12	< 5	13	11	5	3	< 13	3	NA
P179780	< 2	7	57	< 2	5	< 5	4	1	< 3	1	22	30	6	6	4	12	5	22	10	5	6	< 13	3	NA

Échantillons	Sc (PPM)	V (PPM)	Cr (PPM)	Co (PPM)	Ni (PPM)	Cu (PPM)	Zn (PPM)	Ga (PPM)	As (PPM)	Rb (PPM)	Sr (PPM)	Y (PPM)	Nb (PPM)	Mo (PPM)	Sn (PPM)	Sb (PPM)	Cs (PPM)	Ba (PPM)	La (PPM)	Ce (PPM)	Pb (PPM)	Th (PPM)	U (PPM)	Zr (PPM)
P179781	< 2	4	38	< 2	3	< 5	< 4	1	3	< 1	18	26	4	6	5	13	< 5	20	11	< 4	3	< 13	3	NA
P179782	< 2	7	51	< 2	4	< 5	4	2	3	1	25	27	5	6	4	14	< 5	26	10	5	4	< 13	3	NA
P179783	< 2	6	42	< 2	6	< 5	< 4	2	4	1	21	36	6	6	4	12	< 5	23	10	< 4	4	< 13	3	NA
P179784	< 2	4	42	< 2	4	< 5	< 4	1	< 3	< 1	16	61	7	6	5	13	< 5	16	11	< 4	5	< 13	3	NA
P179785	< 2	2	17	< 2	3	< 5	< 4	1	4	< 1	10	97	9	6	3	13	< 5	15	11	< 4	2	< 13	3	NA
P179786	< 2	3	32	< 2	3	< 5	< 4	1	4	< 1	14	46	6	6	5	13	10	16	11	< 4	3	< 13	3	NA
P179787	< 2	5	15	< 2	3	< 5	< 4	1	4	< 1	14	39	5	6	4	11	< 5	17	11	< 4	4	< 13	3	NA
P179788	32	8	< 3	< 2	3	< 5	8	2	< 3	5	144	< 6	2	6	< 3	9	10	13	14	< 4	4	< 13	4	NA
P179789	< 2	5	66	< 2	4	< 5	< 4	1	< 3	< 1	9	72	8	6	3	12	< 5	13	11	< 4	< 2	< 13	3	NA
P179790	< 2	3	42	< 2	4	< 5	< 4	1	< 3	< 1	9	48	6	6	5	12	< 5	13	11	< 4	2	< 13	3	NA
P179791	< 2	5	41	< 2	3	< 5	< 4	1	< 3	< 1	16	54	7	6	4	13	< 5	16	11	< 4	4	< 13	3	NA
P179792	< 2	2	27	< 2	3	< 5	< 4	0	< 3	< 1	10	73	8	6	3	12	< 5	13	11	< 4	2	< 13	3	NA
P179793	< 2	3	48	< 2	3	< 5	< 4	1	< 3	< 1	12	36	5	6	4	15	< 5	13	11	< 4	3	< 13	3	NA
P179794	2	2	35	< 2	3	< 5	< 4	1	< 3	< 1	15	35	5	6	4	13	8	14	11	< 4	5	< 13	3	NA
P179795	< 2	5	21	< 2	3	< 5	< 4	1	4	< 1	27	69	7	6	4	13	< 5	15	11	< 4	9	< 13	3	NA
P179796	< 2	3	34	< 2	3	< 5	< 4	1	< 3	< 1	30	74	8	6	5	13	< 5	13	11	< 4	6	< 13	3	NA
P179797	< 2	4	49	< 2	3	< 5	< 4	1	3	< 1	15	69	8	6	4	12	< 5	15	11	< 4	4	< 13	3	NA
P179798	2	17	84	< 2	8	6	7	3	< 3	12	28	28	7	6	3	12	5	62	9	15	8	< 13	3	NA

Dans cette analyse, il y a présence de certains éléments en trace à des teneurs plus grandes que 100 ppm, comme Yttrium (Y) sur les échantillons P179761, P179765 et P179769 et du Strontium (Sr) dans les échantillons P179755, P179766 et P179788. Cependant, pour l'ensemble des métaux en traces, il n'y a aucune donnée marquante.

Résultats des triplicatas :

Les valeurs suivantes ont été obtenues à partir des analyses XRF des pastilles fusionnées et pressées supplémentaires. Les résultats sont en **annexe A**.

Voici les tableaux des résultats pour les triplicatas des oxydes majeurs :

Tableau 3 : Triplicatas effectués pour évaluer l'erreur de mesure

Échantillons	SiO_2 (%)	MgO (%)	CaO (%)	Fe_2O_3 (%)	Al_2O_3 (%)	MnO (%)	Na_2O (%)	K_2O (%)	TiO_2 (%)	SO_3 (%)	P_2O_5 (%)	P.A.F. (%)	Total Traces (%)	Total (%)
P179752-a	98,15 (1)	0,16	0,07	0,31	0,67	0,01	0,03	0,16	0,04	< 0,01	0,01	0,37	0,02	100,00
P179752-b	98,08 (1)	0,16	0,07	0,32	0,69	0,01	0,03	0,16	0,05	< 0,01	0,01	0,39	0,03	100,00
P179752-c	98,16 (1)	0,17	0,07	0,30	0,66	0,01	0,05	0,16	0,05	< 0,01	0,01	0,33	0,03	100,00
P179761-a	97,78 (1)	0,16	0,33	0,21	0,68	0,01	0,11	0,11	0,06	0,03	0,01	0,48	0,03	100,00
P179761-b	97,82 (1)	0,16	0,33	0,21	0,66	0,01	0,08	0,11	0,07	< 0,01	0,01	0,51	0,03	100,00
P179761-c	97,90 (1)	0,15	0,33	0,20	0,70	0,01	0,08	0,10	0,07	< 0,01	0,01	0,42	0,03	100,00
P179770-a	99,20 (1)	0,03	0,01	0,06	0,29	0,01	0,03	0,07	0,04	< 0,01	< 0,01	0,24	0,02	100,00
P179770-b	99,24 (1)	0,03	0,01	0,08	0,28	0,01	0,02	0,07	0,04	< 0,01	0,01	0,19	0,02	100,00
P179770-c	99,22 (1)	0,04	0,02	0,07	0,31	0,01	0,04	0,07	0,04	< 0,01	0,01	0,15	0,02	100,00
P179772-a	98,84 (1)	0,08	0,02	0,13	0,44	0,01	0,05	0,06	0,05	< 0,01	0,01	0,28	0,03	100,00
P179772-b	98,91 (1)	0,09	0,02	0,13	0,40	0,01	0,05	0,06	0,05	< 0,01	0,01	0,24	0,03	100,00
P179772-c	98,98 (1)	0,08	0,02	0,12	0,41	0,01	0,04	0,06	0,05	< 0,01	0,01	0,19	0,03	100,00
P179780-a	97,85 (1)	0,16	0,06	0,34	0,91	0,01	0,03	0,16	0,08	< 0,01	0,01	0,37	0,02	100,00
P179780-b	97,83 (1)	0,17	0,06	0,36	0,86	0,01	0,04	0,16	0,08	< 0,01	0,01	0,40	0,02	100,00
P179780-c	97,88 (1)	0,17	0,06	0,34	0,90	0,01	0,03	0,16	0,08	< 0,01	0,01	0,34	0,02	100,00
P179794-a	99,00 (1)	0,10	0,02	0,05	0,36	0,01	0,12	0,04	0,04	< 0,01	0,01	0,23	0,02	100,00
P179794-b	99,05 (1)	0,10	0,01	0,07	0,39	0,01	0,05	0,04	0,04	< 0,01	< 0,01	0,22	0,02	100,00
P179794-c	99,18 (1)	0,08	0,01	0,05	0,35	0,01	0,03	0,03	0,04	< 0,01	0,01	0,19	0,02	100,00

Le tableau 4 présente les écarts types et la marge d'erreur calculée comme le produit de 1,96 (intervalle de confiance à 95%) et de la moyenne des écarts-type pour un oxyde donné.

Tableau 4 : Écarts-type et calcul de la marge d'erreur

Échantillons	SiO_2 (%)	MgO (%)	CaO (%)	Fe_2O_3 (%)	Al_2O_3 (%)	MnO (%)	Na_2O (%)	K_2O (%)	TiO_2 (%)	SO_3 (%)	P_2O_5 (%)	P.A.F. (%)	Total Traces (%)	Total (%)
P179752	0,044	0,006	0,000	0,010	0,015	0,000	0,012	0,000	0,006	NA	0,000	0,031	0,006	0,000
P179761	0,061	0,006	0,000	0,006	0,020	0,000	0,017	0,006	0,006	NA	0,000	0,046	0,000	0,000
P179770	0,020	0,006	0,006	0,010	0,015	0,000	0,010	0,000	0,000	NA	0,000	0,045	0,000	0,000
P179772	0,070	0,006	0,000	0,006	0,021	0,000	0,006	0,000	0,000	NA	0,000	0,045	0,000	0,000
P179780	0,025	0,006	0,000	0,012	0,026	0,000	0,006	0,000	0,000	NA	0,000	0,030	0,000	0,000
P179794	0,093	0,006	0,012	0,021	0,000	0,047	0,006	0,000	NA	NA	0,021	0,000	0,000	0,000
Moyenne	0,052	0,006	0,003	0,011	0,016	0,008	0,009	0,001	0,002	NA	0,003	0,033	0,001	0,000
Marge d'erreur	0,102	0,011	0,006	0,021	0,032	0,015	0,018	0,002	0,005	NA	0,007	0,064	0,002	NA

Ainsi, une teneur d'oxyde de fer à 300 ppm serait exprimée comme suit : 0,03±0,021%. On constate que la marge d'erreur est assez grande sur les impuretés aux concentrations mesurées. L'**annexe A** présente les seuils de détection de l'appareil pour une calibration standard :

- SiO_2 : 0,40 – 100,00%;
- Fe_2O_3 : 0,01 – 40,00%;
- Al_2O_3 : 0,04 – 90,00%;
- TiO_2 : 0,01 – 8,00%.

Voici les tableaux des résultats pour les triplicatas des métaux en traces :

Tableau 5 : Triplicatas sur les éléments en traces

Échantillons	Sc (PPM)	V (PPM)	Cr (PPM)	Co (PPM)	Ni (PPM)	Cu (PPM)	Zn (PPM)	Ga (PPM)	As (PPM)	Rb (PPM)	Sr (PPM)	Y (PPM)	Nb (PPM)	Mo (PPM)	Sn (PPM)	Sb (PPM)	Cs (PPM)	Ba (PPM)	La (PPM)	Ce (PPM)	Pb (PPM)	Th (PPM)	U (PPM)	Zr (PPM)
P179752-a	< 2	6	82	< 2	5	< 5	4	1	10	< 1	12	43	6	6	3	11	4	20	10	< 4	4	< 13	3	NA
P179752-b	< 2	4	113	< 2	5	< 5	< 4	1	10	< 1	12	43	6	6	4	13	4	21	10	< 4	4	< 13	3	NA
P179752-c	< 2	4	97	< 2	6	< 5	< 4	2	11	< 1	12	44	6	6	4	14	4	19	10	< 4	5	< 13	3	NA
P179761-a	< 2	5	44	< 2	5	5	< 4	1	3	1	37	78	8	6	4	12	4	28	11	4	6	< 13	3	NA
P179761-b	< 2	3	48	< 2	6	< 5	< 4	2	< 3	1	37	78	8	6	4	14	4	25	11	< 4	8	< 13	3	NA
P179761-c	< 2	5	47	< 2	4	5	< 4	1	3	1	37	78	9	6	4	14	4	29	11	7	7	< 13	3	NA
P179770-a	< 2	3	45	< 2	3	< 5	< 4	1	< 3	< 1	15	52	6	6	< 3	12	4	16	11	< 4	3	< 13	3	NA
P179770-b	< 2	4	44	< 2	3	< 5	< 4	1	< 3	< 1	16	53	7	6	3	11	4	16	11	< 4	2	< 13	3	NA
P179770-c	< 2	4	35	< 2	4	< 5	< 4	1	< 3	< 1	16	52	6	6	3	13	4	13	11	< 4	4	< 13	3	NA
P179772-a	< 2	5	66	< 2	5	< 5	< 4	1	< 3	< 1	31	88	9	6	3	12	6	13	11	< 4	6	< 13	3	NA
P179772-b	< 2	4	65	< 2	4	< 5	< 4	1	< 3	< 1	30	87	10	6	4	13	6	13	11	< 4	7	< 13	3	NA
P179772-c	< 2	4	65	< 2	5	< 5	< 4	1	4	< 1	31	87	9	6	< 3	13	4	13	11	< 4	6	< 13	3	NA
P179780-a	< 2	7	57	< 2	5	< 5	4	1	< 3	1	22	30	6	6	4	12	5	22	10	5	6	< 13	3	NA
P179780-b	< 2	6	55	< 2	3	< 5	4	2	3	1	22	30	6	6	4	13	7	24	10	< 4	6	< 13	3	NA
P179780-c	2	7	62	< 2	5	< 5	< 4	2	3	< 1	21	30	6	6	4	11	5	25	10	< 4	5	< 13	3	NA
P179794-a	2	2	35	< 2	3	< 5	< 4	1	< 3	< 1	15	35	5	6	4	13	8	14	11	< 4	5	< 13	3	NA
P179794-b	< 2	3	30	< 2	3	< 5	< 4	1	< 3	< 1	15	34	4	6	3	12	4	15	11	< 4	4	< 13	3	NA
P179794-c	< 2	4	32	< 2	4	< 5	< 4	1	3	< 1	15	34	5	6	4	12	8	14	11	< 4	4	< 13	3	NA

Tableau 6 : Écart type et marge d'erreur sur les métaux en trace

Échantillons	Sc (PPM)	V (PPM)	Cr (PPM)	Co (PPM)	Ni (PPM)	Cu (PPM)	Zn (PPM)	Ga (PPM)	As (PPM)	Rb (PPM)	Sr (PPM)	Y (PPM)	Nb (PPM)	Mo (PPM)	Sn (PPM)	Sb (PPM)	Cs (PPM)	Ba (PPM)	La (PPM)	Ce (PPM)	Pb (PPM)	Th (PPM)	U (PPM)	Zr (PPM)
P179752	NA	1,155	15,503	NA	0,577	NA	NA	0,577	0,577	NA	0,000	0,577	0,000	0,000	0,577	1,528	0,000	1,000	0,000	NA	0,577	NA	0,000	NA
P179761	NA	1,155	2,082	NA	1,000	0,000	NA	0,577	0,000	0,000	0,000	0,000	0,577	0,000	0,000	1,155	0,000	2,082	0,000	2,121	1,000	NA	0,000	NA
P179770	NA	0,577	5,508	NA	0,577	NA	NA	0,000	NA	NA	0,577	0,577	0,577	0,000	0,000	1,000	0,000	1,732	0,000	NA	1,000	NA	0,000	NA
P179772	NA	0,577	0,577	NA	0,577	NA	NA	0,000	NA	NA	0,577	0,577	0,577	0,000	0,707	0,577	1,155	0,000	0,000	NA	0,577	NA	0,000	NA
P179780	NA	0,577	3,606	NA	1,155	NA	0,000	0,577	0,000	0,000	0,577	0,000	0,000	0,000	0,000	1,000	1,155	1,528	0,000	NA	0,577	NA	0,000	NA
P179794	NA	1,000	2,517	NA	0,577	NA	NA	0,000	NA	NA	0,000	0,577	0,577	0,000	0,577	0,577	2,309	0,577	0,000	NA	0,577	NA	0,000	NA
Moyenne	NA	0,840	4,965	NA	0,744	0,000	0,000	0,289	0,192	0,000	0,289	0,385	0,385	0,000	0,310	0,973	0,770	1,153	0,000	2,121	0,718	NA	0,000	NA
Marge d'erreur	NA	1,647	9,732	NA	1,458	NA	NA	0,566	0,377	NA	0,566	0,754	0,754	NA	0,608	1,907	1,509	2,260	2,260	4,158	1,408	NA	NA	NA

Phase 2 : Caractérisation physique de la silice

Les données brutes associées à cette section sont présentées à l'Annexe B.

Détermination du temps de contact à l'attriteur

Les essais d'optimisation de temps d'attrition ont été réalisés sur l'envoi 3. Le temps optimal obtenu a été appliqué pour l'envoi 1 et 2. Le tableau 7 montre la distribution des oxydes pour différents temps d'attrition. La distribution d'un oxyde est calculée comme un ratio des produits teneur et %poids par rapport à l'alimentation : %distribution = cC/c0C0 . Ainsi, le pourcentage de distribution de la silice dans la fraction +106 µm représente une récupération, alors que le pourcentage de distribution des impuretés (Fe2O3, Al2O3, TiO2) dans le produit représente un taux d'enlèvement (ou taux de récupération) dans le rejet. Lorsque le temps d'attrition augmente entre 1 et 5 minutes, on voit que le pourcentage d'élimination des oxydes de fer et d'aluminium (i.e. récupération de ces oxydes sur la fraction -106 µm) augmente. Un temps d'attrition de 10 minutes ne donne pas d'amélioration signification dans l'élimination des impuretés. En tenant compte de l'erreur de mesure présentée au tableau 4, on peut conclure que l'enlèvement des oxydes de fer et d'aluminium n'est pas affecté par le temps d'attrition. Ceci s'explique par le fait que ces minéraux sont finement disséminés dans toute la matrice de silice. Par contre, on peut conclure que les teneurs d'alumine diminuent lorsque le temps d'attrition augmente : il passe de 0,19% (1 minute) à 0,13% (10 minutes).

Le tableau 8 montre que le temps de contact dans l'attriteur n'a pas d'incidence sur la distribution granulométrique du produit +106µm.

Il a été convenu de fixer un temps d'attrition de 5 minutes comme temps de séjour optimal pour l'étape d'attrition. Les essais d'attrition pour les Envois 1 et 2 ont donc été effectués avec un temps de contact de 5 minutes.

Purification de la silice par des étapes successives de traitement

Le tableau 9 montre le sommaire de distribution des oxydes à chaque étape de traitement. Pour une étape donnée, plus la distribution de la silice dans le produit est grande (i.e. récupération), plus l'opération est efficace à enlever les oxydes d'impureté. Conséquemment, la distribution du Fe_2O_3, du Al_2O_3 et du TiO_2 dans le produit sera plus faible. En moyenne, 76,2% du matériel concassé et passant sur une toile de 600 µm (F100-600µm) se retrouve dans le produit final (non-magnétique -600,+106µm), à une teneur moyenne de 99,4%. Après séparation magnétique, le produit non-magnétique contient une teneur moyenne d'oxyde de fer de 0.03% (300 ppm), de 0,16% d'oxyde d'aluminium et de 0,03% d'oxyde de titane. Au cumulatif, il reste en moyenne 26,9% du Fe_2O_3, 34,9% du Al_2O_3 et 50,6% du TiO_2 initialement présent dans l'alimentation F100-600µm.

En éliminant la fraction fine -106 µm, après l'étape de lavage initiale il ne reste en moyenne que 40,80% du Fe_2O_3, 46.20% du Al_2O_3 et 52.84% du TiO_2 initial. Ainsi, les teneurs moyennes des impuretés dans le matériel concassé -600 µm peuvent être réduites de 0,09% à 0,05% pour l'oxyde de fer, de 0,40% à 0,20% pour l'oxyde d'aluminium et de 0,05%

à 0,03% pour l'oxyde de titane. Un procédé de lavage efficace permettra donc d'alléger les étapes subséquentes. C'est étape est critique pour l'enlèvement des impuretés. Les résultats obtenus à partir de l'Envoi 3 diffèrent des autres envois à cause que les résultats d'analyse de cet envoi découlent de l'étape de détermination du temps de contact. En effet, comme le montrent les Figues 2-4B, les pourcentages de distribution des impuretés dans le produit sont plus élevés que pour les deux autres envois. Ceci s'explique par le fait que, pour un même temps de lavage, un lavage humide sur un tamis vibrant de 8'' (Section 1.1.1.2) est moins efficace que sur tamis Sweco de 36''.

L'étape d'attrition permet de détacher et disperser des impuretés et argiles cimentées à la surface des grains de sable. Le tableau 9 montre que l'étape d'attrition permet une augmentation de la teneur en silice d'une moyenne de 99,43% à 99,56% SiO_2. Les teneurs moyennes en impuretés après attrition peuvent être réduites de 0,05% à 0,03% pour l'oxyde de fer et de 0,20% à 0,16% pour l'oxyde d'aluminium. Les Figures 1-3B indiquent que cette étape est néanmoins très peu efficace à l'enlèvement des particules d'oxyde.

L'étape de séparation magnétique à haute intensité humide (WHIMS) permet une récupération spécifique de l'oxyde de fer. Le tableau 9 et les Figures 1-3B montrent qu'une petite fraction de matériel magnétique a été éliminée. La teneur moyenne après séparation magnétique indique 99.41% SiO_2 et, à l'intérieur de la marge d'erreur sur les mesures, les teneurs d'impuretés sont demeurées inchangées. Néanmoins, tout porte à croire que cette étape est critique à l'obtention d'une teneur en oxyde de fer en-dessous de 300 ppm. Une nouvelle calibration du XRF pour des teneurs en impuretés inférieures aux limites de détection actuelles serait nécessaire pour évaluer la performance de la séparation magnétique avec plus de précision.

Le tableau 10 et la Figure 5 montrent que les étapes de traitement ont très peu d'incidence sur la distribution granulométrique du produit. On remarque sur la Figure 5 C une baisse du coefficient d'uniformité (D_{60}/D_{10}) du premier lavage vers la séparation magnétique. La Figure 5A permet de constater que ceci est principalement dû au fait que la proportion de particule D_{60} diminue de grosseur avec l'avancement dans les étapes de traitement à cause d'un effet de cisaillement. Le cisaillement n'influence cependant pas la sphéricité des particules de silice, car l'indice AFS demeure inchangé entre les étapes.

Tableau 7 : Distribution des oxydes dans le produit +106µm après différents temps d'attrition

Temps d'attrition	Fraction	Poids (g)	Teneur (%)				Distribution (% basé sur feed Calc)					Ratio d'enrichissement	
			SiO_2	Fe_2O_3	Al_2O_3	TiO_2	Poids (%)	SiO_2	Fe_2O_3	Al_2O_3	TiO_2	Fe_2O_3	Al_2O_3
1 min	+106 µm	928,74	99,54	0,03	0,19	0,03	98,22	98,24	94,31	96,05	97,07		
	-106 µm	16,82	98,72	0,10	0,42	0,05	1,78	1,76	5,69	3,95	2,93	3,20	2,22
	Feed (calc)	945,56	99,53	0,031	0,189	0,030	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00		
	Feed (assayed)		99,46	0,05	0,20	0,03							
3 min	+106 µm	929,12	99,57	0,03	0,18	0,03	98,12	98,13	91,57	95,23	95,60		
	-106 µm	17,82	98,76	0,12	0,47	0,06	1,88	1,87	8,43	4,77	4,40	4,48	2,53
	Feed (calc)	946,94	99,55	0,027	0,185	0,026	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00		
	Feed (assayed)		99,46	0,05	0,20	0,03							
5 min	+106 µm	928,32	99,58	0,05	0,15	0,05	98,05	98,08	93,00	89,43	96,58		
	-106 µm	18,49	97,87	0,17	0,89	0,08	1,95	1,92	7,00	10,57	3,42	3,58	5,41
	Feed (calc)	946,81	99,54	0,047	0,164	0,046	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00		
	Feed (assayed)		99,46	0,05	0,20	0,03							
10 min	+106 µm	924,20	99,63	0,04	0,13	0,03	98,18	98,19	95,94	96,30	95,75		
	-106 µm	17,09	99,15	0,08	0,27	0,06	1,82	1,81	4,06	3,70	4,25	2,23	2,04
	Feed (calc)	941,29	99,62	0,036	0,133	0,026	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00		
	Feed (assayed)		99,46	0,05	0,20	0,03							

Tableau 8 : Distribution granulométrique dans les produits +106µm après différents temps d'attrition

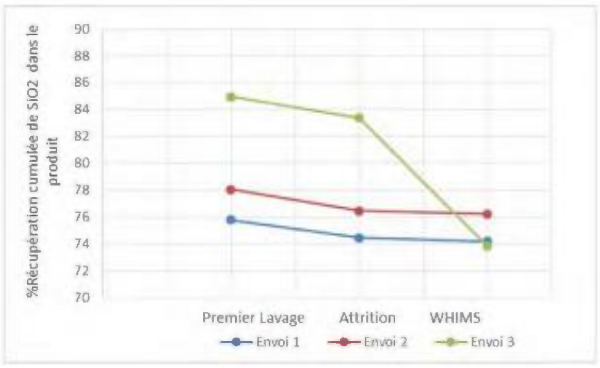
Cummulé passant (%)				
	Temps d'attrition			
Dimension	1 min	3 min	5 min	10 min
No.30	99,8	99,9	99,9	99,7
No. 40	85,0	86,5	82,8	81,6
No.50	68,9	71,0	65,1	63,3
No.70	53,8	55,7	49,8	48,0
No.100	28,2	29,3	25,8	24,8
No.140	3,6	3,7	3,4	3,2
Panne	0,0	0,0	0,0	0,0
AFS:	66,1	67,2	63,8	62,8

Tableau 9 : Distribution des oxydes dans le produit à chaque étape de traitement

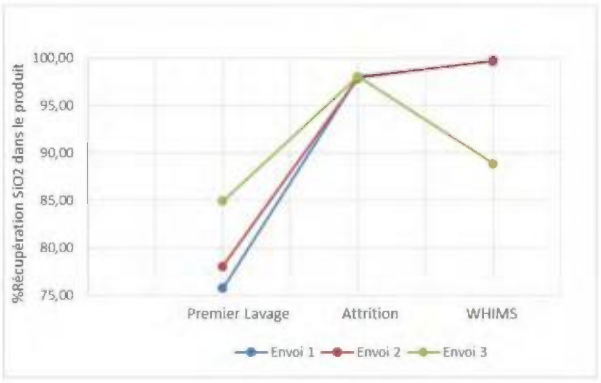
		Alimentation	Premier lavage			Attrition			Séparation Magnétique		
		-600 µm	-600 + 106µm			+106µm			Non-magnétique		
Envoi 1											
Fraction massique (%)	Alim.Étape		75,49			98,08			99,64		
	Alim. Initiale	100	75,49			74,04			73,75		
Oxyde		Teneur (%)	Teneur (%)	Distribution instantanée (%)	%Distribution Cumulée(%)	Teneur (%)	Distribution instantanée (%)	%Distribution Cumulée(%)	Teneur (%)	Distribution instantanée (%)	%Distribution Cumulée(%)
SiO_2		99,03	99,39	75,78	75,78	99,58	98,09	74,46	99,56	99,66	74,18
Fe_2O_3		0,09	0,05	35,48	35,48	0,03	89,99	20,88	0,03	75,13	20,81
Al_2O_3		0,40	0,21	42,64	42,64	0,15	94,56	29,87	0,16	98,39	31,75
TiO_2		0,04	0,03	50,66	50,66	0,03	95,03	49,68	0,03	98,58	49,50
Envoi 2											
Fraction massique (%)	Alim.Étape		77,78			97,87			99,77		
	Alim. Initiale	100	77,78			76,13			75,96		
Oxyde		Teneur (%)	Teneur (%)	Distribution instantanée (%)	%Distribution Cumulée(%)	Teneur (%)	Distribution instantanée (%)	%Distribution Cumulée(%)	Teneur (%)	Distribution instantanée (%)	%Distribution Cumulée(%)
SiO_2		98,91	99,46	78,06	78,06	99,53	97,91	76,45	99,47	99,78	76,23
Fe_2O_3		0,09	0,05	40,24	40,24	0,02	77,97	15,75	0,04	86,64	31,43
Al_2O_3		0,47	0,19	42,23	42,23	0,17	88,77	36,98	0,15	98,39	32,56
TiO_2		0,06	0,03	48,84	48,84	0,02	89,32	31,87	0,03	98,36	47,70
Envoi 3											
Fraction massique (%)	Alim.Étape		84,87			98,05			88,92		
	Alim. Initiale	100	84,87			83,21			73,99		
Oxyde		Teneur (%)	Teneur (%)	Distribution instantanée (%)	%Distribution Cumulée(%)	Teneur (%)	Distribution instantanée (%)	%Distribution Cumulée(%)	Teneur (%)	Distribution instantanée (%)	%Distribution Cumulée(%)
SiO_2		99,01	99,46	84,96	84,96	99,58	98,08	83,39	99,20	88,93	73,87
Fe_2O_3		0,08	0,05	60,90	60,90	0,05	93,00	53,74	0,01	56,30	10,62
Al_2O_3		0,32	0,20	71,82	71,82	0,15	89,43	52,81	0,17	88,09	53,22
TiO_2		0,04	0,03	70,62	70,62	0,05	96,58	41,04	0,02	86,94	41,04
Moyenne Arithmétique											
Oxyde		Teneur (%)	Teneur (%)	Distribution instantanée (%)	%Distribution Cumulée(%)	Teneur (%)	Distribution instantanée (%)	%Distribution Cumulée(%)	Teneur (%)	Distribution instantanée (%)	%Distribution Cumulée(%)
SiO_2		98,98	99,44	79,60	79,60	99,56	98,03	78,10	99,41	96,12	74,76
Fe_2O_3		0,09	0,05	45,54	45,54	0,03	86,99	30,12	0,03	72,69	20,95
Al_2O_3		0,40	0,20	52,23	52,23	0,16	90,92	39,89	0,16	94,96	39,18
TiO_2		0,05	0,03	56,71	56,71	0,03	93,64	40,86	0,03	94,63	46,08
Moyenne Cumulative											
Fraction massique (%)	Alim.Étape		78,13			97,98			99,16		
	Alim. Initiale	100	78,13			76,55			75,91		
Oxyde		Teneur (%)	Teneur (%)	Distribution instantanée (%)	%Distribution Cumulée(%)	Teneur (%)	Distribution instantanée (%)	%Distribution Cumulée(%)	Teneur (%)	Distribution instantanée (%)	%Distribution Cumulée(%)
SiO_2			99,43	78,38	78,38	99,56	98,01	76,89	99,41	99,21	76,20
Fe_2O_3			0,05	40,80	40,80	0,03	85,49	20,86	0,03	60,50	26,87
Al_2O_3			0,20	46,20	46,20	0,16	91,29	36,09	0,16	95,50	34,94
TiO_2			0,03	52,84	52,84	0,03	93,02	45.03	0,03	94,60	50,57

Tableau 10 : Distributions et indices granulométriques à chaque étape de traitement

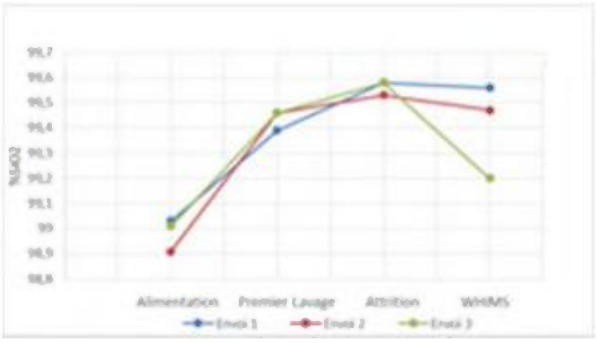
Cummulé passant (%)																
Dimension	-600µm				-600, +106 Alimentant attrition				+106 Produit Attrité				Produit Démagnétisé			
(U.S.A series)	Envoi 1	Envoi 2	Envoi 3	Moyenne	Envoi 1	Envoi 2	Envoi 3	Moyenne	Envoi 1	Envoi 2	Envoi 3	Moyenne	Envoi 1	Envoi 2	Envoi 3	Moyenne
No.30	100,0	100,0	99,9	99,9	99,8	99,8	99,9	99,8	99,9	99,8	99,9	99,9	99,8	99,9	99,9	99,9
No. 40	89,9	92,0	82,8	88,2	86,7	81,7	84,7	84,4	88,9	89,2	82,8	87,0	90,2	90,1	94,8	91,7
No.50	78,6	83,0	65,1	75,6	71,4	63,5	68,0	67,7	74,9	75,9	65,1	72,0	77,0	77,8	66,8	73,9
No.70	67,4	72,8	49,8	63,3	56,7	48,4	52,6	52,6	60,2	61,9	49,8	57,3	62,6	64,8	51,7	59,7
No.100	47,9	52,3	25,8	42,0	32,1	26,8	27,9	28,9	34,2	35,7	25,8	31,9	38,1	39,0	31,0	36,0
No.140	24,8	24,8	3,4	17,7	3,8	2,7	4,8	3,8	2,2	3,0	3,4	2,9	4,5	3,0	4,9	4,1
Panne	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0
AFS:	85,0	88,0	63,8	78,9	68,0	63,3	66,1	65,8	69,6	70,8	63,8	68,1	72,7	72,6	68,0	71,1
CU:	--				1,97	2,20	2,16	2,1	1,87	1,76	2,10	1,9	1,64	1,75	2,06	1,8



A : Récupération cumulée dans le produit

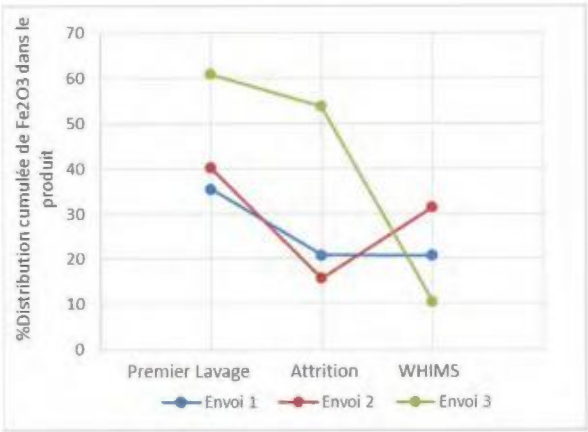


B : Récupération instantanée dans le produit

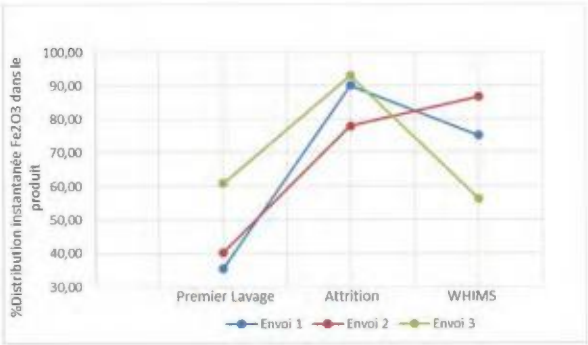


C : Teneur analysée dans le produit

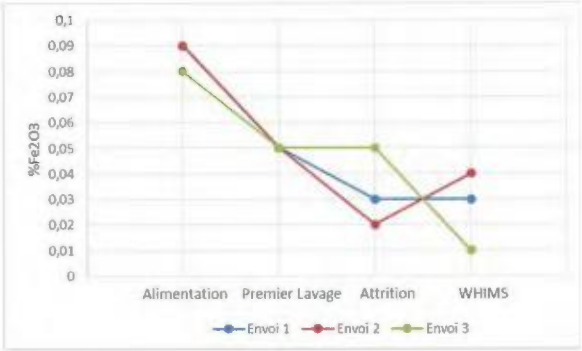
Figure 1 : Performance de purification du SiO_2 dans le produit



A : %Distribution cumulé du Fe_2O_3 dans le produit

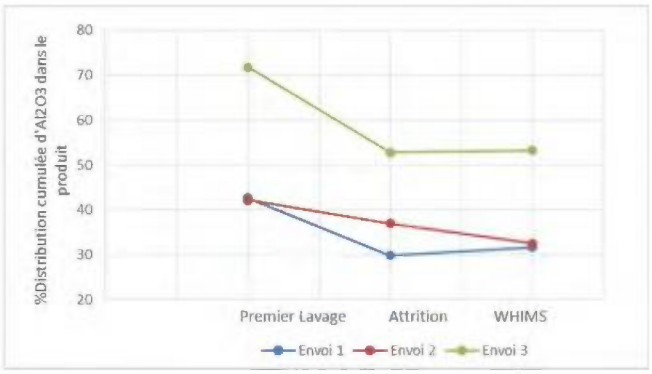


B : %Distribution instantanée en Fe_2O_3 dans le produit

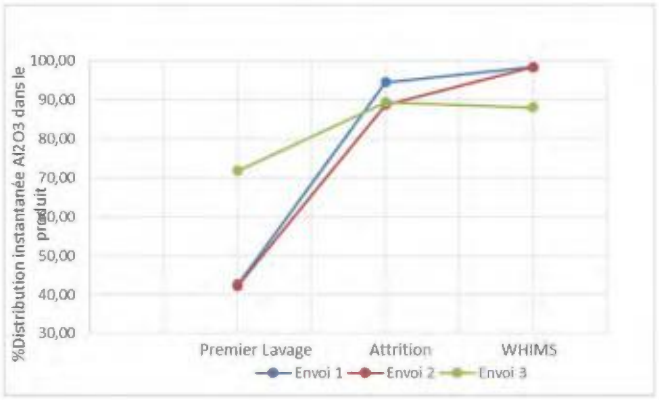


C : Teneur en Fe_2O_3 analysée dans le produit

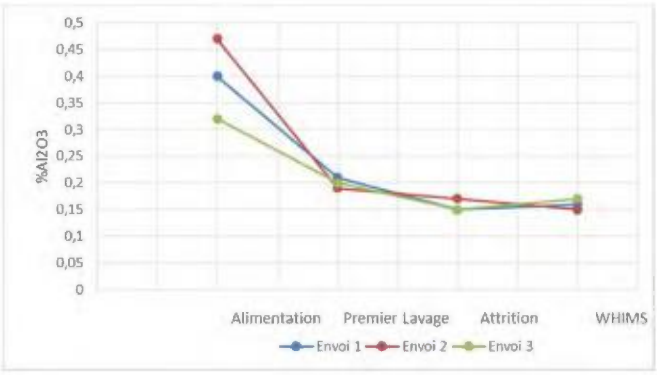
Figure 2 : Performance d'épuration du Fe_2O_3 dans le produit



A : %Distribution cumulé du Al_2O_3 dans le produit

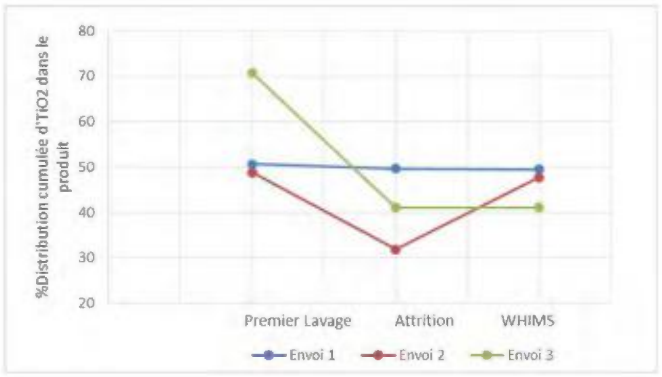


B : %Distribution instantanée en Al_2O_3 dans le produit

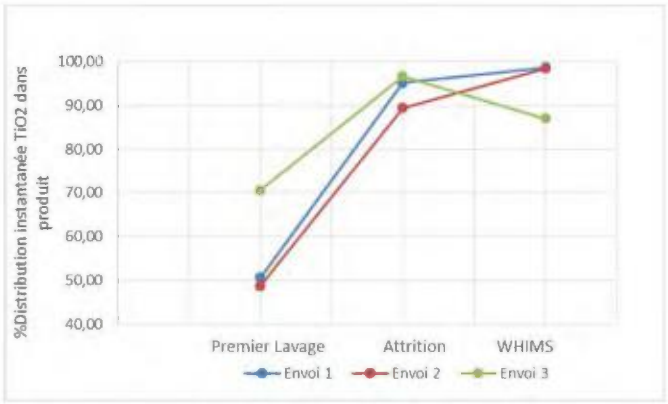


C : Teneur en Al_2O_3 analysée dans le produit

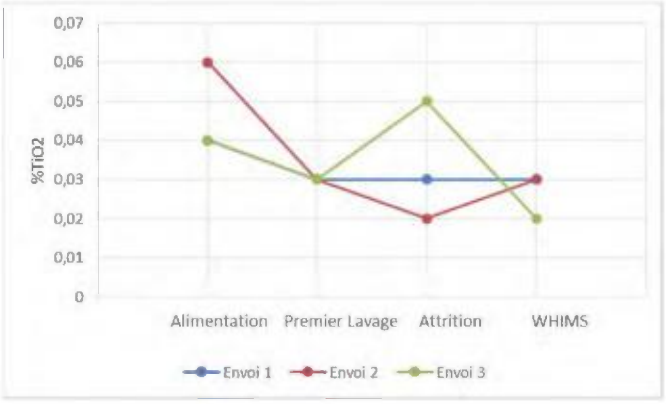
Figure 3 : Performance d'épuration du Al_2O_3 dans le produit



A : %Récupération instantanée en TiO_2 dans le produit

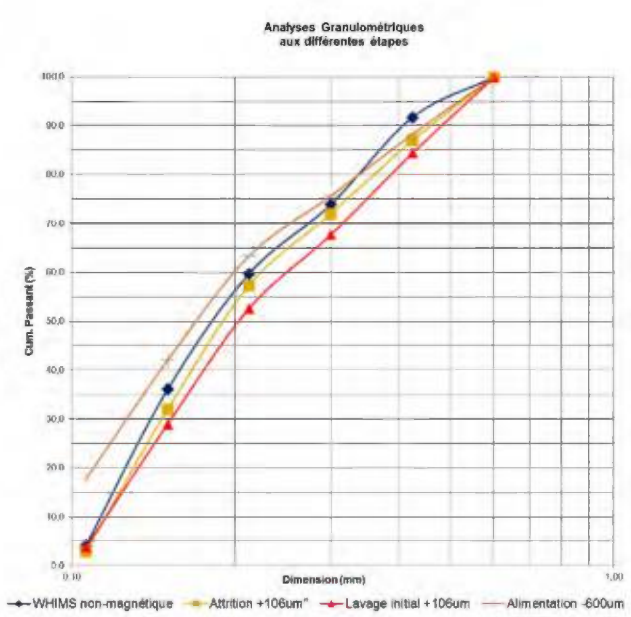


B : %Récupération instantanée en TiO_2 dans le produit

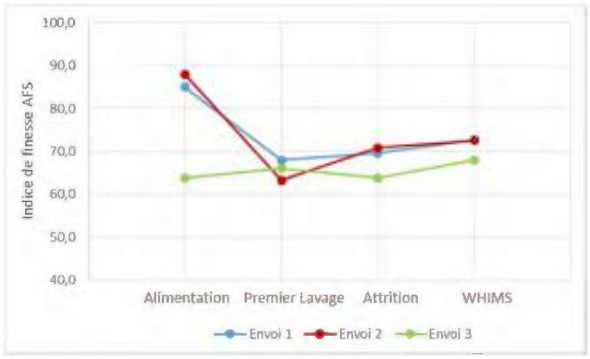


C : Teneur en TiO_2 analysée dans le produit

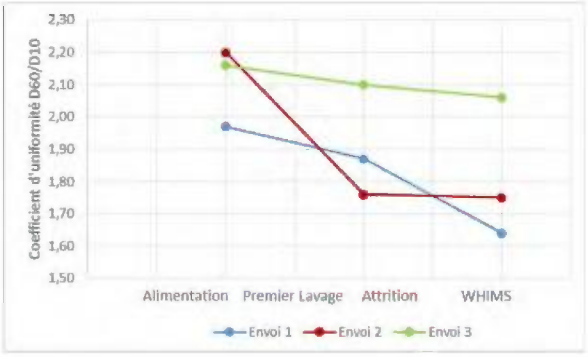
Figure 4 : Performance d'épuration du TiO_2 dans le produit



A : %Cumulé passant selon l'étape de traitement



B : Évolution de l'indice AFS d'une étape à l'autre



C : Évolution du coefficient d'uniformité (D_{60}/D_{10})

Figure 5 : Distribution granulométrique du produit aux différentes étapes

Résultats de l'analyse de sphéricité et de rondeur avant et après concassage et broyage (norme Frac Sand API 19C):

Trois essais d'analyse visuelle de sphéricité et de rondeur ont été effectués pour mieux observer les différents types de préparation des grains de silice. Voici les trois types de préparation dans lesquelles nous avons échantillonné les fractions analysées :

- Échantillon avant concassage, traité thermiquement et attrité 5 minutes;
- Échantillon après concassage, attrité 10 minutes sans séparation magnétique au WHIMS;
- Échantillon après concassage, attrité 5 minutes et Non-magnétique après la séparation magnétique au WHIMS;

Les essais suivants ont été réalisés en fonction de la norme sur les sables de fractionnement API 19C. Une analyse visuelle a été effectuée sur 20 particules aléatoires de chaque fraction selon la charte visuelle suivante :

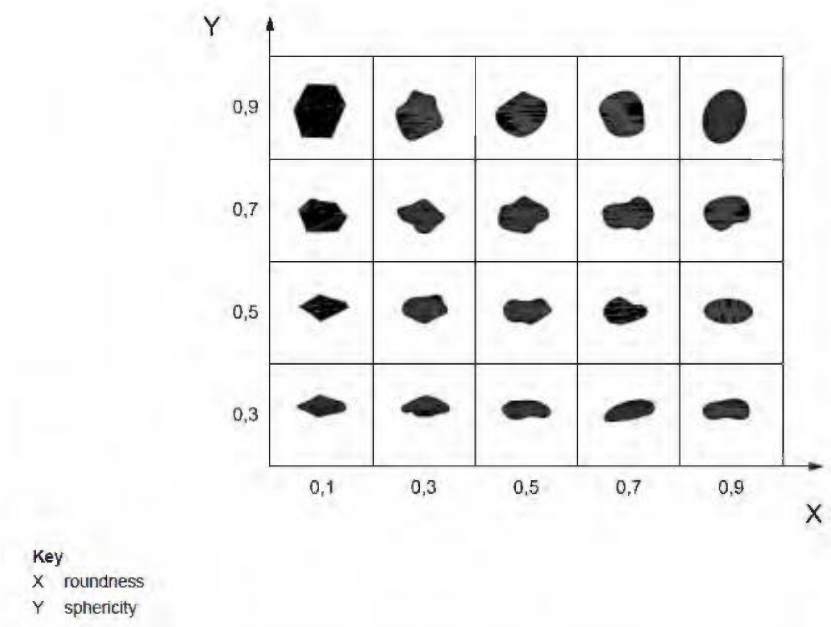


Figure 5 — Chart for visual estimation of sphericity and roundness

Voici les résultats pour la sphéricité et rondeur avant et après concassage et broyage (Voir **Annexe D**) :

Tableau 11 : Sphéricité et rondeur pour différentes classes granulométriques

	Produit	Attrité 10 min. envoi #3 avant WHIMS			Non-magnétique attrité 5 min. après WHIMS			Traitement thermique avant concassage attrité 5 min.		
	Fraction	20/40	30/50	40/70	20/40	30/50	40/70	20/40	30/50	40/70
Rondeur	**X**	0,4	0,5	0,4	0,4	0,5	0,4	0,3	0,4	0,4
Sphéricité	**Y**	0,6	0,7	0,6	0,7	0,7	0,6	0,7	0,6	0,7

Phase 3 : Essai de résistance thermique de la silice

Pour l'essai de résistance thermique, nous avons respecté la norme SKW. Pour l'ensemble des tests, les fractions retenues sur le tamis 12.5 mm sont toutes plus élevées que 80%. Les essais sont tous positifs. Les données de laboratoire sont présent à l'**annexe C**.

Résultats essai choc thermique:

Voici les résultats pour les essais de choc thermique.

Tableau 12 : Distributions granulométriques pour différents échantillons

Echantillon	Type échantillon	Fraction + 12,5 mm (g)	Fraction - 12,5 mm (g)	Fraction + 12,5 mm (%)	Fraction - 12,5 mm (%)	durée calcination (min)
P175880	bloc	2506,5	175,92	93,4	6,6	20,0
P175877	carotte	373,12	43,07	89,7	10,3	20,0
P175822	bloc	2496,40	161,17	93,9	6,1	45,0
P175881	bloc	2574,60	42,92	98,4	1,6	85,0
P175876	carotte	377,79	41,96	90,0	10,0	31,0
P175878	carotte	404,09	14,85	96,5	3,5	25,0
P175856	carotte	430,47	1,43	99,7	0,3	32,0
P175854	carotte	381,08	47,78	88,9	11,1	25,0
P175855	carotte	408,36	21,02	95,1	4,9	45,0
P175852	carotte	429,73	1,42	99,7	0,3	50,0
P175851	carotte	404,80	16,74	96,0	4,0	50,0
P175853	carotte	416,68	2,40	99,4	0,6	50,0

Résultats perte au feu:

Voici les résultats de perte au feu pour les essais de choc thermique :

Tableau 13 : Perte au feu des différents échantillons

Echantillon	Type échantillon	poids départ (g)	poids final (g)	LOI (%)
P175880	bloc	2687,4	2685,3	0,1
P175877	carotte	418,3	418,23	0,0
P175822	bloc	2671,3	2661,5	0,4
P175881	bloc	------	2717,8	------
P175876	carotte	424,1	423,4	0,2
P175878	carotte	420,8	419,6	0,3
P175856	carotte	432,6	432,0	0,1
P175854	carotte	430,3	430,0	0,1
P175855	carotte	431,3	430,1	0,3
P175852	carotte	432,5	431,4	0,3
P175851	carotte	423,3	421,9	0,3
P175853	carotte	420,2	419,2	0,2

Phase 4 : Essai pour sable de fractionnement

Pour les essais pour les sable de fractionnement, un seul test a été réalisé; celui de résistance à l'écrasement. Les essais ont été effectués sur les fractions 20/40 et 30/50 du produit non-magnétique attrité 5 minutes de l'envoi #3. Les résultats de ce test ont été négatifs et nous avons abandonné les tests des étapes suivantes. Les données de laboratoire sont présentes dans l'**annexe E.**

Voici les tableaux des résultats:

Tableau 14 : Fractions granulométriques du produit non-magnétique

A : Produit : N-mags whims 5.9A envoie #3 attrite 5 min Pr20-40

Essai	load on cell (lb force)	load on cell (psi)	stress on sand (psi)	poids départ (g)	Fraction + 50 (g)	Fraction - 50 (g)	Fraction + 50 (%)	Fraction - 50 (%)
1	12566	426	4000	37,08	27,20	9,73	73,7	26,3
2	15708	533	5000	37,08	24,94	12,00	67,5	32,5

B : Produit : N-mags whims 5.9A envoie #3 attrite 5 min Pr30-50

Essai	load on cell (lb force)	load on cell (psi)	stress on sand (psi)	poids départ (g)	Fraction + 70 (g)	Fraction - 70 (g)	Fraction + 70 (%)	Fraction - 70 (%)
1	12566	426	4000	32,49	19,44	13,01	59,9	40,1
2	6283	213	2000	32,49	25,38	7,04	78,3	21,7

4. Conclusions

Les analyses géochimiques permettent de constater que la majorité des échantillons ont une teneur élevé en SiO2 et on observe une teneur légère en Fe2O3 et Al2O3. Nous avons aussi évalué les métaux en traces, dont les valeurs sont négligeables.

Un procédé constitué d'un tamisage à 600 µm, d'une première étape de lavage à l'eau sur une toile de 106µm, d'une étape d'attrition de 5 minutes, d'une seconde étape de lavage à l'eau sur toile 106µm et d'une séparation magnétique humide à haute intensité permet une récupération de 76,2% silice à une teneur moyenne de 99.4%. Au total, à la suite de ces étapes de traitement, c'est en moyenne 73,1% de l'oxyde de fer, 65,1% de l'oxyde d'aluminium et 49,4% de l'oxyde de titane qui ont étés enlevés du matériel alimenté (F100-600µm). Après séparation magnétique, le produit non-magnétique contient une teneur moyenne d'oxyde de fer de 0.03% (300 ppm), de 0,16% d'oxyde d'aluminium et de 0,03% d'oxyde de titane. Une calibration à faibles teneurs en impureté et une seconde analyse des pastilles au XRF serait nécessaire pour confirmer la performance de cette chaîne de traitement. Les pourcentages de distributions instantanés indiquent que l'étape de lavage initiale est la plus performante pour enlever les impuretés. C'est aussi cette étape qui rejette le plus de particule fine probablement à cause du sur-concassage. Il serait intéressant de refaire cette expérience en incorporant une étape de tamisage sur une toile de 600 µm entre le concasseur giratoire et le concasseur à rouleaux. Cette étape permettrait non-seulement d'évaluer le taux de recyclage au concassage, mais aussi de mieux balancer la chaîne de traitement de la silice.

Pour les tests de sable de fractionnement selon la norme API 19C, les données sont négatives. Le test de sphéricité et de rondeur a donné des valeurs moyennes assez faibles. Le deuxième test de sable de fractionnement, la résistance à l'écrasement, nous permis de valider le résultat négatif de l'analyse de sphéricité et de rondeur. L'optimisation de la température et du temps de séjour dans le four pourrait permettre de réduire la formation d'agrégats non-sphérique.

L'essai de choc thermique ont été concluant pour l'ensemble des échantillons puisque le passant 12.5mm a été plus élevé que l'exigence de 80%.

5. Signatures

En signant ci-dessous, le Centre de technologie minérale et de plasturgie Inc. (CTMP) valide les données et le rapport d'analyse ci-dessus.

5 déc. 2013

Alexandre-Sacha Leblond Ing.
Chargé de projets – secteur minéral
Centre de technologie minérale et de plasturgie Inc.

Date

05-12-2013

Mathieu Brousseau Ing. Jr.
Chargé de projets – secteur minéral
Centre de technologie minérale et de plasturgie Inc.

Date

Annexe A

Données des essais
d'analyses géochimiques

Centre de technologie minérale et de plasturgie inc. (CTMP)
671, boulevard Frontenac Ouest, porte 7C
Thetford Mines (Québec) G6G 1N1
Téléphone : (418) 338-6410 Télécopieur : (418) 338-9584
ctmp@cegepth.qc.ca – www.ctmp.ca

Analyse géochimique - Oxydes majeurs

No. Projet: R-5030
Titre: Silica Matane (Langis)
Client: Canadian Metals
1200, avenue Mc gill College, bureau 1240
Montréal, Qc., H3B 4G7, Canada
a/s: M. Stéphane LEBLANC

Échantillons	SiO_2 (%)	MgO (%)	CaO (%)	Fe_2O_3 (%)	Al_2O_3 (%)	MnO (%)	Na_2O (%)	K_2O (%)	TiO_2 (%)	SO_3 (%)	P_2O_5 (%)	P.A.F. (%)	Total Traces (%)	Total (%)
P179751	76,67	4,43	6,30	0,69	0,73	0,02	0,05	0,04	0,05	0,37	0,01	9,72	0,03	99,10
P179752	98,15 a	0,16	0,07	0,31	0,67	0,01	0,03	0,16	0,04	< 0,01	0,01	0,37	0,02	100,00
P179753	99,27 a	0,02	0,02	0,16	0,20	0,01	0,03	0,06	0,04	< 0,01	< 0,01	0,17	0,02	100,00
P179754	99,16 a	0,03	0,02	0,12	0,26	0,01	0,08	0,07	0,03	< 0,01	0,01	0,19	0,02	100,00
P179755	3,22	0,53	51,56	0,22	0,43	0,01	0,04	0,10	0,03	0,07	0,01	41,89	0,03	98,14
P179756	99,24 a	0,01	0,10	0,06	0,23	0,01	0,03	0,05	0,04	< 0,01	< 0,01	0,21	0,02	100,00
P179757	98,92 a	0,08	0,02	0,13	0,43	0,01	0,02	0,07	0,05	< 0,01	0,01	0,24	0,02	100,00
P179758	98,81 a	0,03	0,31	0,12	0,25	0,01	0,03	0,04	0,04	< 0,01	< 0,01	0,34	0,02	100,00
P179759	98,92 a	0,07	0,03	0,12	0,33	0,01	0,19	0,05	0,04	< 0,01	0,01	0,21	0,02	100,00
P179760	98,83 a	0,08	0,02	0,16	0,42	0,01	0,03	0,05	0,06	< 0,01	0,01	0,30	0,03	100,00
P179761	97,67 a	0,16	0,33	0,21	0,68	0,01	0,11	0,11	0,06	0,03	0,01	0,48	0,03	99,86
P179762	98,46 a	0,13	0,11	0,13	0,57	0,01	0,03	0,06	0,06	< 0,01	0,01	0,33	0,02	99,90
P179763	98,26 a	0,16	0,09	0,17	0,64	0,01	0,03	0,06	0,07	< 0,01	0,01	0,37	0,02	99,87
P179764	97,76 a	0,27	0,12	0,20	0,91	0,01	0,04	0,06	0,06	< 0,01	0,01	0,49	0,02	99,93
P179765	99,31 a	0,01	0,03	0,10	0,15	0,01	0,03	0,05	0,03	< 0,01	< 0,01	0,24	0,03	100,00
P179766	4,37	0,49	51,84	0,35	0,82	0,01	0,04	0,24	0,05	0,16	0,01	41,00	0,02	99,40
P179767	99,36 a	< 0,01	0,06	0,06	0,15	< 0,01	0,03	0,05	0,04	< 0,01	< 0,01	0,23	0,02	100,00
P179768	99,38 a	< 0,01	0,02	< 0,01	0,22	0,01	0,03	0,07	0,03	< 0,01	< 0,01	0,22	0,02	100,00
P179769	98,99 a	0,06	0,02	0,10	0,36	0,01	0,01	0,08	0,05	< 0,01	< 0,01	0,29	0,03	100,00
P179770	99,20 a	0,03	0,01	0,06	0,29	0,01	0,03	0,07	0,04	< 0,01	< 0,01	0,24	0,02	100,00
P179771	99,16 a	0,04	0,01	0,05	0,31	0,01	0,04	0,06	0,04	< 0,01	0,01	0,25	0,02	100,00
P179772	98,85 a	0,08	0,02	0,13	0,44	0,01	0,05	0,06	0,05	< 0,01	0,01	0,28	0,02	100,00
P179773	99,38 a	< 0,01	0,01	0,08	0,19	0,01	0,02	0,05	0,04	< 0,01	< 0,01	0,20	0,02	100,00

Échantillons	SiO_2 (%)	MgO (%)	CaO (%)	Fe_2O_3 (%)	Al_2O_3 (%)	MnO (%)	Na_2O (%)	K_2O (%)	TiO_2 (%)	SO_3 (%)	P_2O_5 (%)	P.A.F. (%)	Total Traces (%)	Total (%)
P179774	98,94 [a]	0,06	0,01	0,10	0,41	0,01	0,03	0,08	0,05	< 0,01	0,01	0,27	0,03	100,00
P179775	98,70 [a]	0,09	0,03	0,09	0,44	0,01	0,04	0,05	0,06	< 0,01	< 0,01	0,33	0,02	99,84
P179776	97,70 [a]	0,27	0,09	0,23	0,95	0,01	0,06	0,09	0,05	< 0,01	0,01	0,45	0,02	99,91
P179777	98,00 [a]	0,20	0,06	0,17	0,80	0,01	0,05	0,10	0,06	< 0,01	0,01	0,42	0,02	99,88
P179778	99,00 [a]	0,06	0,05	0,07	0,36	< 0,01	0,03	0,05	0,05	< 0,01	0,01	0,25	0,02	99,93
P179779	98,83 [a]	0,08	0,06	0,09	0,43	0,01	0,02	0,06	0,06	< 0,01	0,01	0,27	0,02	99,92
P179780	97,85 [a]	0,16	0,06	0,34	0,91	0,01	0,03	0,16	0,08	< 0,01	0,01	0,37	0,02	100,00
P179781	98,68 [a]	0,10	0,07	0,18	0,47	0,01	0,04	0,09	0,06	< 0,01	0,01	0,27	0,02	100,00
P179781-R	98,67 [a]	0,09	0,07	0,19	0,49	0,01	0,04	0,08	0,06	< 0,01	0,01	0,27	0,02	100,00
P179782	97,64 [a]	0,24	0,19	0,19	0,89	0,01	0,15	0,18	0,07	< 0,01	0,01	0,41	0,02	100,00
P179783	97,66 [a]	0,26	0,07	0,20	1,03	0,01	0,04	0,15	0,08	< 0,01	0,01	0,47	0,02	100,00
P179784	98,83 [a]	0,08	0,02	0,11	0,45	0,01	0,04	0,05	0,06	< 0,01	0,01	0,32	0,02	100,00
P179785	99,44 [a]	0,02	0,02	0,03	0,21	0,01	0,02	0,04	0,03	< 0,01	< 0,01	0,16	0,02	100,00
P179786	99,26 [a]	0,05	0,02	0,06	0,29	0,01	0,02	0,04	0,04	< 0,01	< 0,01	0,19	0,02	100,00
P179787	98,74 [a]	0,15	0,03	0,10	0,54	0,01	0,03	0,06	0,04	< 0,01	< 0,01	0,29	0,02	100,00
P179788	17,92	0,56	44,30	0,30	0,94	0,01	0,04	0,23	0,05	0,04	0,01	35,41	0,03	99,81
P179789	98,61 [a]	0,15	0,13	0,13	0,49	0,01	0,03	0,06	0,04	< 0,01	< 0,01	0,33	0,02	100,00
P179790	99,53 [a]	< 0,01	0,02	0,06	0,14	0,01	0,02	0,03	0,03	< 0,01	0,01	0,13	0,02	100,00
P179791	98,92 [a]	0,08	0,02	0,11	0,39	0,01	0,04	0,05	0,05	< 0,01	0,01	0,30	0,02	100,00
P179792	99,51 [a]	< 0,01	0,01	0,04	0,17	0,01	0,04	0,03	0,03	< 0,01	< 0,01	0,14	0,02	100,00
P179793	99,28 [a]	0,04	0,01	0,08	0,27	0,01	0,03	0,03	0,04	< 0,01	< 0,01	0,19	0,02	100,00
P179794	99,00 [a]	0,10	0,02	0,05	0,36	0,01	0,12	0,04	0,04	< 0,01	0,01	0,23	0,02	100,00
P179795	98,78 [a]	0,13	0,06	0,07	0,51	0,01	0,04	0,04	0,04	< 0,01	0,01	0,29	0,02	100,00
P179796	98,95 [a]	0,09	0,07	0,09	0,38	0,01	0,04	0,04	0,04	< 0,01	0,01	0,26	0,02	100,00
P179797	98,63 [a]	0,13	0,08	0,13	0,45	0,01	0,13	0,06	0,05	< 0,01	0,01	0,29	0,03	100,00
P179798	86,08 [a]	2,39	2,69	1,08	2,29	0,02	0,05	0,45	0,13	0,02	0,01	4,79	0,00	100,00

Centre de technologie minérale et de plasturgie inc. (CTMP)
671, boulevard Frontenac Ouest, porte 7C
Thetford Mines (Québec) G6G 1N1
Téléphone : (418) 338-6410 Télécopieur : (418) 338-9584
ctmp@cegepth.qc.ca – www.ctmp.ca

Analyse géochimique - Métaux en traces

No. Projet: R-5030
Titre: Silica Matane (Langis)
Client: Canadian Metals
1200, avenue Mc gill College, bureau 1240
Montréal, Qc., H3B 4G7, Canada
a/s: M. Stéphane LEBLANC

Échantillons	Sc (PPM)	V (PPM)	Cr (PPM)	Co (PPM)	Ni (PPM)	Cu (PPM)	Zn (PPM)	Ga (PPM)	As (PPM)	Rb (PPM)	Sr (PPM)	Y (PPM)	Nb (PPM)	Mo (PPM)	Sn (PPM)	Sb (PPM)	Cs (PPM)	Ba (PPM)	La (PPM)	Ce (PPM)	Pb (PPM)	Th (PPM)	U (PPM)	Zr (PPM)
P179751	4	4	56	< 2	7	6	4	1	36	< 1	25	52	5	6	< 3	13	< 5	14	10	< 4	7	< 13	3	ND
P179752	< 2	6	82	< 2	5	< 5	4	1	10	< 1	12	43	6	6	3	11	< 5	20	10	< 4	4	< 13	3	ND
P179753	< 2	2	76	< 2	3	< 5	< 4	1	7	< 1	11	53	6	6	4	12	< 5	13	11	< 4	3	< 13	3	ND
P179754	< 2	3	32	< 2	4	< 5	< 4	1	4	< 1	14	60	7	6	4	13	< 5	16	11	< 4	4	< 13	3	ND
P179755	39	5	< 3	< 2	6	8	6	2	3	1	170	11	2	6	< 3	8	5	13	15	< 4	9	< 13	4	ND
P179756	< 2	< 2	33	< 2	3	< 5	< 4	1	< 3	< 1	11	55	6	6	3	12	< 5	14	11	< 4	2	< 13	3	ND
P179757	< 2	3	37	< 2	4	< 5	< 4	2	6	< 1	15	46	6	6	3	13	< 5	13	11	< 4	7	< 13	3	ND
P179758	< 2	3	37	< 2	4	< 5	< 4	1	< 3	< 1	13	65	8	6	4	13	< 5	13	11	< 4	4	< 13	3	ND
P179759	< 2	4	34	< 2	4	5	< 4	1	3	< 1	18	73	7	6	< 3	12	< 5	13	11	< 4	5	< 13	3	ND
P179760	< 2	6	48	< 2	5	< 5	< 4	1	6	1	14	113	11	6	5	13	< 5	17	11	< 4	5	< 13	3	ND
P179761	< 2	5	44	< 2	5	5	< 4	1	3	1	37	78	8	6	4	12	< 5	28	11	4	6	< 13	3	NA
P179762	< 2	4	52	< 2	3	< 5	< 4	2	< 3	< 1	20	52	7	6	< 3	12	< 5	21	11	< 4	5	< 13	3	NA
P179763	< 2	3	59	< 2	3	< 5	< 4	1	3	< 1	20	71	8	6	5	14	< 5	16	11	< 4	6	< 13	3	NA
P179764	< 2	2	24	< 2	4	< 5	< 4	1	< 3	< 1	29	38	5	6	3	12	< 5	19	10	< 4	6	< 13	3	NA
P179765	< 2	2	37	< 2	3	< 5	< 4	1	< 3	< 1	8	104	9	6	3	14	< 5	13	11	< 4	2	< 13	3	ND
P179766	39	6	< 3	< 2	< 2	5	8	1	< 3	5	164	4	2	6	< 3	9	5	13	14	< 4	6	< 13	4	ND
P179767	< 2	3	68	< 2	5	< 5	< 4	1	< 3	< 1	7	43	6	6	4	13	< 5	15	11	< 4	< 2	< 13	3	ND
P179768	< 2	4	32	< 2	3	< 5	< 4	1	< 3	< 1	8	39	5	6	< 3	12	< 5	13	11	< 4	2	< 13	3	ND
P179769	< 2	3	77	< 2	6	< 5	< 4	1	4	< 1	13	111	11	6	4	13	< 5	17	11	< 4	3	< 13	3	ND
P179770	< 2	3	45	< 2	3	< 5	< 4	1	< 3	< 1	15	52	6	6	< 3	12	< 5	16	11	< 4	3	< 13	3	ND
P179771	< 2	4	45	< 2	2	< 5	< 4	1	< 3	< 1	24	57	7	6	3	11	< 5	14	11	< 4	4	< 13	3	ND
P179772	< 2	5	66	< 2	5	< 5	< 4	1	< 3	< 1	31	88	9	6	3	12	6	13	11	< 4	6	< 13	3	ND
P179773	< 2	3	75	< 2	2	< 5	< 4	1	< 3	< 1	11	53	7	6	3	12	< 5	14	11	< 4	2	< 13	3	ND
P179774	< 2	4	58	< 2	4	< 5	< 4	1	4	< 1	20	38	5	6	4	13	< 5	15	11	< 4	5	< 13	3	ND
P179775	< 2	4	42	< 2	4	< 5	< 4	1	< 3	< 1	15	91	9	6	< 3	12	6	18	11	< 4	4	< 13	3	NA
P179776	< 2	5	12	< 2	3	< 5	< 4	2	< 3	< 1	21	57	7	6	5	13	< 5	22	10	< 4	5	< 13	3	NA
P179777	< 2	3	27	< 2	4	< 5	< 4	2	4	1	19	68	8	6	3	13	< 5	20	11	< 4	5	< 13	3	NA
P179778	< 2	4	36	< 2	3	< 5	< 4	1	< 3	< 1	11	38	5	6	4	13	8	16	11	< 4	< 2	< 13	3	NA
P179779	< 2	5	41	< 2	3	< 5	< 4	1	< 3	< 1	12	43	6	6	5	12	< 5	13	11	5	3	< 13	3	NA
P179780	< 2	7	57	< 2	5	< 5	4	1	< 3	1	22	30	6	6	4	12	5	22	10	5	6	< 13	3	NA

Échantillons	Sc (PPM)	V (PPM)	Cr (PPM)	Co (PPM)	Ni (PPM)	Cu (PPM)	Zn (PPM)	Ga (PPM)	As (PPM)	Rb (PPM)	Sr (PPM)	Y (PPM)	Nb (PPM)	Mo (PPM)	Sn (PPM)	Sb (PPM)	Cs (PPM)	Ba (PPM)	La (PPM)	Ce (PPM)	Pb (PPM)	Th (PPM)	U (PPM)	Zr (PPM)
P179781	< 2	4	38	< 2	3	< 5	< 4	1	3	< 1	18	26	4	6	5	13	< 5	20	11	< 4	3	< 13	3	NA
P179782	< 2	7	51	< 2	4	< 5	4	2	3	1	25	27	5	6	4	14	< 5	26	10	5	4	< 13	3	NA
P179783	< 2	6	42	< 2	6	< 5	< 4	2	4	1	21	36	6	6	4	12	< 5	23	10	< 4	4	< 13	3	NA
P179784	< 2	4	42	< 2	4	< 5	< 4	1	< 3	< 1	16	61	7	6	5	13	< 5	16	11	< 4	5	< 13	3	NA
P179785	< 2	2	17	< 2	3	< 5	< 4	1	4	< 1	10	97	9	6	3	13	< 5	15	11	< 4	2	< 13	3	NA
P179786	< 2	3	32	< 2	3	< 5	< 4	1	4	< 1	14	46	6	6	5	13	10	16	11	< 4	3	< 13	3	NA
P179787	< 2	5	15	< 2	3	< 5	< 4	1	4	< 1	14	39	5	6	4	11	< 5	17	11	< 4	4	< 13	3	NA
P179788	32	8	< 3	< 2	3	< 5	8	2	< 3	5	144	< 6	2	6	< 3	9	10	13	14	< 4	4	< 13	4	NA
P179789	< 2	5	66	< 2	4	< 5	< 4	1	< 3	< 1	9	72	8	6	3	12	< 5	13	11	< 4	< 2	< 13	3	NA
P179790	< 2	3	42	< 2	4	< 5	< 4	1	< 3	< 1	9	48	6	6	5	12	< 5	13	11	< 4	2	< 13	3	NA
P179791	< 2	5	41	< 2	3	< 5	< 4	1	< 3	< 1	16	54	7	6	4	13	< 5	16	11	< 4	4	< 13	3	NA
P179792	< 2	2	27	< 2	3	< 5	< 4	0	< 3	< 1	10	73	8	6	3	12	< 5	13	11	< 4	2	< 13	3	NA
P179793	< 2	3	48	< 2	3	< 5	< 4	1	< 3	< 1	12	36	5	6	4	15	< 5	13	11	< 4	3	< 13	3	NA
P179794	2	2	35	< 2	3	< 5	< 4	1	< 3	< 1	15	35	5	6	4	13	8	14	11	< 4	5	< 13	3	NA
P179795	< 2	5	21	< 2	3	< 5	< 4	1	4	< 1	27	69	7	6	4	13	< 5	15	11	< 4	9	< 13	3	NA
P179796	< 2	3	34	< 2	3	< 5	< 4	1	< 3	< 1	30	74	8	6	5	13	< 5	13	11	< 4	6	< 13	3	NA
P179797	< 2	4	49	< 2	3	< 5	< 4	1	3	< 1	15	69	8	6	4	12	< 5	15	11	< 4	4	< 13	3	NA
P179798	2	17	84	< 2	8	6	7	3	< 3	12	28	28	7	6	3	12	5	62	9	15	8	< 13	3	NA

Centre de technologie minérale et de plasturgie inc. (CTMP)
671, boulevard Frontenac Ouest, porte 7C
Thetford Mines (Québec) G6G 1N1
Téléphone : (418) 338-6410 Télécopieur : (418) 338-9584
ctmp@cegepth.qc.ca – www.ctmp.ca

Ananlyse géochimique - Triplicatas oxydes majeurs

No. Projet: R-5030
Titre: Silica Matane (Langis)
Client: Canadian Metals
1200, avenue Mc gill College, bureau 1240
Montréal, Qc., H3B 4G7, Canada
a/s: M. Stéphane LEBLANC

Échantillons	SiO_2 (%)	MgO (%)	CaO (%)	Fe_2O_3 (%)	Al_2O_3 (%)	MnO (%)	Na_2O (%)	K_2O (%)	TiO_2 (%)	SO_3 (%)	P_2O_5 (%)	P.A.F. (%)	Total Traces (%)	Total (%)
P179752-a	98,15 (1)	0,16	0,07	0,31	0,67	0,01	0,03	0,16	0,04	< 0,01	0,01	0,37	0,02	100,00
P179752-b	98,08 (1)	0,16	0,07	0,32	0,69	0,01	0,03	0,16	0,05	< 0,01	0,01	0,39	0,03	100,00
P179752-c	98,16 (1)	0,17	0,07	0,30	0,66	0,01	0,05	0,16	0,05	< 0,01	0,01	0,33	0,03	100,00
P179761-a	97,78 (1)	0,16	0,33	0,21	0,68	0,01	0,11	0,11	0,06	0,03	0,01	0,48	0,03	100,00
P179761-b	97,82 (1)	0,16	0,33	0,21	0,66	0,01	0,08	0,11	0,07	< 0,01	0,01	0,51	0,03	100,00
P179761-c	97,90 (1)	0,15	0,33	0,20	0,70	0,01	0,08	0,10	0,07	< 0,01	0,01	0,42	0,03	100,00
P179770-a	99,20 (1)	0,03	0,01	0,06	0,29	0,01	0,03	0,07	0,04	< 0,01	< 0,01	0,24	0,02	100,00
P179770-b	99,24 (1)	0,03	0,01	0,08	0,28	0,01	0,02	0,07	0,04	< 0,01	0,01	0,19	0,02	100,00
P179770-c	99,22 (1)	0,04	0,02	0,07	0,31	0,01	0,04	0,07	0,04	< 0,01	0,01	0,15	0,02	100,00
P179772-a	98,84 (1)	0,08	0,02	0,13	0,44	0,01	0,05	0,06	0,05	< 0,01	0,01	0,28	0,03	100,00
P179772-b	98,91 (1)	0,09	0,02	0,13	0,40	0,01	0,05	0,06	0,05	< 0,01	0,01	0,24	0,03	100,00
P179772-c	98,98 (1)	0,08	0,02	0,12	0,41	0,01	0,04	0,06	0,05	< 0,01	0,01	0,19	0,03	100,00
P179780-a	97,85 (1)	0,16	0,06	0,34	0,91	0,01	0,03	0,16	0,08	< 0,01	0,01	0,37	0,02	100,00
P179780-b	97,83 (1)	0,17	0,06	0,36	0,86	0,01	0,04	0,16	0,08	< 0,01	0,01	0,40	0,02	100,00
P179780-c	97,88 (1)	0,17	0,06	0,34	0,90	0,01	0,03	0,16	0,08	< 0,01	0,01	0,34	0,02	100,00
P179794-a	99,00 (1)	0,10	0,02	0,05	0,36	0,01	0,12	0,04	0,04	< 0,01	0,01	0,23	0,02	100,00
P179794-b	99,05 (1)	0,10	0,01	0,07	0,39	0,01	0,05	0,04	0,04	< 0,01	< 0,01	0,22	0,02	100,00
P179794-c	99,18 (1)	0,08	0,01	0,05	0,35	0,01	0,03	0,03	0,04	< 0,01	0,01	0,19	0,02	100,00

'(1) 100-autres

Écart type et marge d'erreur

Échantillons	SiO_2 (%)	MgO (%)	CaO (%)	Fe_2O_3 (%)	Al_2O_3 (%)	MnO (%)	Na_2O (%)	K_2O (%)	TiO_2 (%)	SO_3 (%)	P_2O_5 (%)	P.A.F. (%)	Total Traces (%)	Total (%)
P179752	0,044	0,006	0,000	0,010	0,015	0,000	0,012	0,000	0,006	NA	0,000	0,031	0,006	0,000
P179761	0,061	0,006	0,000	0,006	0,020	0,000	0,017	0,006	0,006	NA	0,000	0,046	0,000	0,000
P179770	0,020	0,006	0,006	0,010	0,015	0,000	0,010	0,000	0,000	NA	0,000	0,045	0,000	0,000
P179772	0,070	0,006	0,000	0,006	0,021	0,000	0,006	0,000	0,000	NA	0,000	0,045	0,000	0,000
P179780	0,025	0,006	0,000	0,012	0,026	0,000	0,006	0,000	0,000	NA	0,000	0,030	0,000	0,000
P179794	0,093	0,006	0,012	0,021	0,000	0,047	0,006	0,000	NA	NA	0,021	0,000	0,000	0,000
Moyenne	0,052	0,006	0,003	0,011	0,016	0,008	0,009	0,001	0,002	NA	0,003	0,033	0,001	0,000
Marge d'erreur	0,102	0,011	0,006	0,021	0,032	0,015	0,018	0,002	0,005	NA	0,007	0,064	0,002	NA

Centre de technologie minérale et de plasturgie inc. (CTMP)
671 boulevard Frontenac Ouest, porte 7C
Thetford Mines (Québec) G6G 1N1
Téléphone (418) 338-6410 Télécopieur (418) 338-9584
ctmp@cegepth.qc.ca – www.ctmp.ca

Ananlyse géochimique - Triplicatas métaux en traces

No. Projet: R-5030
Titre: Silica Matane (Langis)
Client: Canadian Metals
1200, avenue Mc gill College, bureau 1240
Montréal, Qc., H3B 4G7, Canada
a/s: M. Stéphane LEBLANC

Échantillons	Sc (PPM)	V (PPM)	Cr (PPM)	Co (PPM)	Ni (PPM)	Cu (PPM)	Zn (PPM)	Ga (PPM)	As (PPM)	Rb (PPM)	Sr (PPM)	Y (PPM)	Nb (PPM)	Mo (PPM)	Sn (PPM)	Sb (PPM)	Cs (PPM)	Ba (PPM)	La (PPM)	Ce (PPM)	Pb (PPM)	Th (PPM)	U (PPM)	Zr (PPM)
P179752-a	< 2	6	82	< 2	5	< 5	4	1	10	< 1	12	43	6	6	3	11	4	20	10	< 4	4	< 13	3	NA
P179752-b	< 2	4	113	< 2	5	< 5	< 4	1	10	< 1	12	43	6	6	4	13	4	21	10	< 4	4	< 13	3	NA
P179752-c	< 2	4	97	< 2	6	< 5	< 4	2	11	< 1	12	44	6	6	4	14	4	19	10	< 4	5	< 13	3	NA
P179761-a	< 2	5	44	< 2	5	5	< 4	1	3	1	37	78	8	6	4	12	4	28	11	4	6	< 13	3	NA
P179761-b	< 2	3	48	< 2	6	< 5	< 4	2	< 3	1	37	78	8	6	4	14	4	25	11	< 4	8	< 13	3	NA
P179761-c	< 2	5	47	< 2	4	5	< 4	1	3	1	37	78	9	6	4	14	4	29	11	7	7	< 13	3	NA
P179770-a	< 2	3	45	< 2	3	< 5	< 4	1	< 3	< 1	15	52	6	6	< 3	12	4	16	11	< 4	3	< 13	3	NA
P179770-b	< 2	4	44	< 2	3	< 5	< 4	1	< 3	< 1	16	53	7	6	3	11	4	16	11	< 4	2	< 13	3	NA
P179770-c	< 2	4	35	< 2	4	< 5	< 4	1	< 3	< 1	16	52	6	6	3	13	4	13	11	< 4	4	< 13	3	NA
P179772-a	< 2	5	66	< 2	5	< 5	< 4	1	< 3	< 1	31	88	9	6	3	12	6	13	11	< 4	6	< 13	3	NA
P179772-b	< 2	4	65	< 2	4	< 5	< 4	1	< 3	< 1	30	87	10	6	4	13	6	13	11	< 4	7	< 13	3	NA
P179772-c	< 2	4	65	< 2	5	< 5	< 4	1	4	< 1	31	87	9	6	< 3	13	4	13	11	< 4	6	< 13	3	NA
P179780-a	< 2	7	57	< 2	5	< 5	4	1	< 3	1	22	30	6	6	4	12	5	22	10	5	6	< 13	3	NA
P179780-b	< 2	6	55	< 2	3	< 5	4	2	3	1	22	30	6	6	4	13	7	24	10	< 4	6	< 13	3	NA
P179780-c	2	7	62	< 2	5	< 5	< 4	2	3	< 1	21	30	6	6	4	11	5	25	10	< 4	5	< 13	3	NA
P179794-a	2	2	35	< 2	3	< 5	< 4	1	< 3	< 1	15	35	5	6	4	13	8	14	11	< 4	5	< 13	3	NA
P179794-b	< 2	3	30	< 2	3	< 5	< 4	1	< 3	< 1	15	34	4	6	3	12	4	15	11	< 4	4	< 13	3	NA
P179794-c	< 2	4	32	< 2	4	< 5	< 4	1	3	< 1	15	34	5	6	4	12	8	14	11	< 4	4	< 13	3	NA

Écart type et marge d'erreur

Échantillons	Sc (PPM)	V (PPM)	Cr (PPM)	Co (PPM)	Ni (PPM)	Cu (PPM)	Zn (PPM)	Ga (PPM)	As (PPM)	Rb (PPM)	Sr (PPM)	Y (PPM)	Nb (PPM)	Mo (PPM)	Sn (PPM)	Sb (PPM)	Cs (PPM)	Ba (PPM)	La (PPM)	Ce (PPM)	Pb (PPM)	Th (PPM)	U (PPM)	Zr (PPM)
P179752	NA	1,155	15,503	NA	0,577	NA	NA	0,577	0,577	NA	0,000	0,577	0,000	0,000	0,577	1,528	0,000	1,000	0,000	NA	0,577	NA	0,000	NA
P179761	NA	1,155	2,082	NA	1,000	0,000	NA	0,577	0,000	0,000	0,000	0,000	0,577	0,000	0,000	1,155	0,000	2,082	0,000	2,121	1,000	NA	0,000	NA
P179770	NA	0,577	5,508	NA	0,577	NA	NA	0,000	NA	NA	0,577	0,577	0,577	0,000	0,000	1,000	0,000	1,732	0,000	NA	1,000	NA	0,000	NA
P179772	NA	0,577	0,577	NA	0,577	NA	NA	0,000	NA	NA	0,577	0,577	0,577	0,000	0,707	0,577	1,155	0,000	0,000	NA	0,577	NA	0,000	NA
P179780	NA	0,577	3,606	NA	1,155	NA	0,000	0,577	0,000	0,000	0,577	0,000	0,000	0,000	0,000	1,000	1,155	1,528	0,000	NA	0,577	NA	0,000	NA
P179794	NA	1,000	2,517	NA	0,577	NA	NA	0,000	NA	NA	0,000	0,577	0,577	0,000	0,577	0,577	2,309	0,577	0,000	NA	0,577	NA	0,000	NA
Moyenne	NA	0,840	4,965	NA	0,744	0,000	0,000	0,289	0,192	0,000	0,289	0,385	0,385	0,000	0,310	0,973	0,770	1,153	0,000	2,121	0,718	NA	0,000	NA
Marge d'erreur	NA	1,647	9,732	NA	1,458	NA	NA	0,566	0,377	NA	0,566	0,754	0,754	NA	0,608	1,907	1,509	2,260	NA	4,158	1,408	NA	NA	NA

Annexe B

Données des essais de caractérisation physique

B.1 : Matériel Concassé

Détail de la distribution granulométrique du matériel concassé pour l'Envoi 1

Dimension	Dimension	poids retenu	poids retenu	Cum. Retenu	Cum. Passant	AFS calculation	
(U.S.A series)	(mm)	(g)	(%)	(%)	(%)	Previous Sieve	Product
No. 8	2,360	1,66	1,4	1,4	98,6	7	10
No. 12	1,700	1,11	0,9	2,3	97,7	8	7
No. 16	1,180	1,27	1,1	3,4	96,6	12	13
No. 20	0,850	1,70	1,4	4,8	95,2	16	23
No. 30	0,600	4,74	4,0	8,8	91,2	20	79
No. 40	0,425	11,14	9,3	18,1	81,9	30	279
No. 50	0,300	12,57	10,5	28,6	71,4	40	420
No. 70	0,212	12,53	10,5	39,0	61,0	50	523
No. 100	0,150	20,75	17,3	56,4	43,6	70	1214
No. 140	0,106	25,00	20,9	77,3	22,7	100	2089
Panne		27,22	22,7	100,0	0,0	140	3184
						Sum:	7841
TOTAL		119,69	100,0			AFS:	78

Détail de la distribution granulométrique du matériel concassé pour l'Envoi 2

Dimension	Dimension	poids retenu	poids retenu	Cum. Retenu	Cum. Passant	Calcul AFS	
(U.S.A series)	(mm)	(g)	(%)	(%)	(%)	Previous Sieve	Product
No. 8	2,360	2,3	2,1	2,1	97,9	7	14,7
No. 12	1,700	1,1	1,0	3,1	96,9	8	8,3
No. 16	1,180	1,9	1,8	4,9	95,1	12	21,3
No. 20	0,850	2,5	2,3	7,2	92,8	16	36,8
No. 30	0,600	5,9	5,4	12,6	87,4	20	108,8
No. 40	0,425	12,2	11,3	23,9	76,1	30	338,9
No. 50	0,300	13,0	12,0	36,0	64,0	40	480,7
No. 70	0,212	11,9	11,0	47,0	53,0	50	550,1
No. 100	0,150	16,6	15,3	62,3	37,7	70	1072,7
No. 140	0,106	19,9	18,4	80,7	19,3	100	1840,9
Panne		20,9	19,3	100,0	0,0	140	2702,8
						Sum:	7175,9
TOTAL		108,26	100,0			AFS:	71,8

Détail de la distribution granulométrique du matériel concassé pour l'Envoi 3

Dimension	Dimension	poids retenu	poids retenu	Cum. Retenu	Cum. Passant	Calcul AFS	
(U.S.A series)	(mm)	(g)	(%)	(%)	(%)	Previous Sieve	Product
No. 8	2,360	3,14	2,6	2,6	97,4	7	18,2
No. 12	1,700	1,79	1,5	4,1	95,9	8	11,8
No. 16	1,180	2,63	2,2	6,3	93,7	12	26,1
No. 20	0,850	3,64	3,0	9,3	90,7	16	48,2
No. 30	0,600	6,48	5,4	14,6	85,4	20	107,2
No. 40	0,425	10,59	8,8	23,4	76,6	30	262,8
No. 50	0,300	10,82	9,0	32,3	67,7	40	358,0
No. 70	0,212	10,55	8,7	41,1	58,9	50	436,4
No. 100	0,150	18,29	15,1	56,2	43,8	70	1059,1
No. 140	0,106	26,52	21,9	78,1	21,9	100	2193,9
Panne		26,43	21,9	100,0	0,0	140	3061,1
						Sum:	7582,9
TOTAL		120,88	100,0			AFS:	75,8

B.2 : Matériel d'alimentation de la chaîne de traitement, -600µm

Détail de la distribution granulométrique du matériel d'alimentation (-600µm) pour l'Envoi 1

Dimension	Dimension	poids retenu	poids retenu	Cum. Retenu	Cum. Passant	Calcul AFS	
(U.S.A series)	(mm)	(g)	(%)	(%)	(%)	Previous Sieve	Product
No.30	0,600	0,02	0,0	0,0	100,0	20	0
No. 40	0,425	15,28	10,1	10,1	89,9	30	302
No.50	0,300	17,07	11,3	21,4	78,6	40	450
No.70	0,212	17,11	11,3	32,6	67,4	50	564
No.100	0,150	29,50	19,5	52,1	47,9	70	1362
No.140	0,106	34,97	23,1	75,2	24,8	100	2307
Panne		37,62	24,8	100,0	0,0	140	3475
TOTAL		151,57	100,0			Sum:	8462
						AFS:	85

Détail de la distribution granulométrique du matériel d'alimentation (-600µm) pour l'Envoi 2

Dimension	Dimension	poids retenu	poids retenu	Cum. Retenu	Cum. Passant		
(U.S.A series)	(mm)	(g)	(%)	(%)	(%)	Previous Sieve	Product
No.30	0,600	0,04	0,0	0,0	100,0	20	1
No. 40	0,425	9,80	8,0	8,0	92,0	30	239
No.50	0,300	11,05	9,0	17,0	83,0	40	359
No.70	0,212	12,58	10,2	27,2	72,8	50	511
No.100	0,150	25,29	20,5	47,7	52,3	70	1437
No.140	0,106	33,86	27,5	75,2	24,8	100	2749
Panne		30,55	24,8	100,0	0,0	140	3472
TOTAL		123,17	100			Sum:	8768
						AFS:	88

Détail de la distribution granulométrique du matériel d'alimentation (-600µm) pour l'Envoi 3

Dimension	Dimension	poids retenu	poids retenu	Cum. Retenu	Cum. Passant	Calcul AFS	
(U.S.A series)	(mm)	(g)	(%)	(%)	(%)	Previous Sieve	Product
No.30	0,600	0,21	0,2	0,2	99,8	20	3
No. 40	0,425	17,84	14,2	14,4	85,6	30	427
No.50	0,300	18,35	14,6	29,0	71,0	40	585
No.70	0,212	15,81	12,6	41,6	58,4	50	630
No.100	0,150	23,54	18,8	60,4	39,6	70	1314
No.140	0,106	21,06	16,8	77,2	22,8	100	1679
Panne		28,6	22,8	100,0	0,0	140	3195
TOTAL		125,44	100,0			Sum:	7833
						AFS:	78

B.3 : Produit du premier lavage, -600µm,+106µm

Détail de la distribution granulométrique du produit du premier lavage (-600µm, +106 µm) pour l'Envoi 1

Dimension	Dimension	poids retenu	poids retenu	Cum. Retenu	Cum. Passant		
(U.S.A series)	(mm)	(g)	(%)	(%)	(%)	Previous Sieve	Product
No.20	0,850					USA	
No.30	0,600	0,17	0,2	0,2	99,8	20	3
No. 40	0,425	14,16	13,2	13,3	86,7	30	395
No.50	0,300	16,39	15,3	28,6	71,4	40	610
No.70	0,212	15,82	14,7	43,3	56,7	50	736
No.100	0,150	26,37	24,5	67,9	32,1	70	1718
No.140	0,106	30,42	28,3	96,2	3,8	100	2831
Panne		4,1	3,8	100,0	0,0	140	537
TOTAL		107,45	100,0			Sum:	6831
						AFS:	68
						D10:	0,114
						D60:	0,225
						C.U.:	1,97

Détail de la distribution granulométrique du produit du premier lavage (-600µm, +106 µm) pour l'Envoi 2

Dimension	Dimension	poids retenu	poids retenu	Cum. Retenu	Cum. Passant	Calcul AFS	
(U.S.A series)	(mm)	(g)	(%)	(%)	(%)	Previous Sieve	Product
No.20	0,850					USA	
No.30	0,600	0,21	0,2	0,2	99,8	20	4
No. 40	0,425	19,92	18,1	18,3	81,7	30	543
No.50	0,300	19,99	18,2	36,5	63,5	40	727
No.70	0,212	16,65	15,1	51,6	48,4	50	757
No.100	0,150	23,79	21,6	73,2	26,8	70	1513
No.140	0,106	26,54	24,1	97,3	2,7	100	2412
Panne		2,9	2,7	100,0	0,0	140	374
TOTAL		110,04	100,0			Sum:	6329
						AFS:	63
						D10:	0,123
						D60:	0,27
						C.U.:	2,20

Détail de la distribution granulométrique du produit du premier lavage (-600µm, +106 µm) pour l'Envoi 3

Dimension	Dimension	poids retenu	poids retenu	Cum. Retenu	Cum. Passant	Calcul AFS	
(U.S.A series)	(mm)	(g)	(%)	(%)	(%)	Previous Sieve	Product
No.20	0,850					USA	
No.30	0,600	0,11	0,1	0,1	99,9	20	2
No. 40	0,425	16,03	15,1	15,3	84,7	30	454
No.50	0,300	17,69	16,7	32,0	68,0	40	669
No.70	0,212	16,30	15,4	47,4	52,6	50	770
No.100	0,150	26,22	24,8	72,1	27,9	70	1734
No.140	0,106	24,38	23,0	95,2	4,8	100	2304
Panne		5,1	4,8	100,0	0,0	140	675
TOTAL		105,83	100,0			Sum:	6608
						AFS:	66
						D10:	0,248
						D60:	0,122
						C.U.:	2,16

B.4 : Produit de l'attrition de 5 min, +106µm

Détail de la distribution granulométrique du produit d'attrition (+106 µm) pour l'Envoi 1

Dimension	Dimension	poids retenu	poids retenu	Cum. Retenu	Cum. Passant	Calcul AFS	
(U.S.A series)	(mm)	(g)	(%)	(%)	(%)	Previous Sieve	Product
No.20	0,850					USA	
No.30	0,600	0,14	0,1	0,1	99,9	20	2
No. 40	0,425	17,00	11,0	11,1	88,9	30	329
No.50	0,300	21,80	14,1	25,1	74,9	40	563
No.70	0,212	22,70	14,6	39,8	60,2	50	732
No.100	0,150	40,25	26,0	65,8	34,2	70	1818
No.140	0,106	49,65	32,0	97,8	2,2	100	3204
Panne		3,42	2,2	100,0	0,0	140	309
TOTAL		155,0	100,0			Sum:	6957
						AFS:	70
						D10:	0,114
						D60:	0,213
						C.U.:	1,87

Détail de la distribution granulométrique du produit d'attrition (+106 µm) pour l'Envoi 2

Dimension	Dimension	poids retenu	poids retenu	Cum. Retenu	Cum. Passant	Calcul AFS	
(U.S.A series)	(mm)	(g)	(%)	(%)	(%)	Previous Sieve	Product
No.20	0,850					USA	
No.30	0,600	0,19	0,2	0,2	99,8	20	4
No. 40	0,425	10,60	10,6	10,8	89,2	30	318
No.50	0,300	13,30	13,3	24,1	75,9	40	532
No.70	0,212	14,00	14,0	38,1	61,9	50	701
No.100	0,150	26,11	26,1	64,3	35,7	70	1830
No.140	0,106	32,71	32,7	97,0	3,0	100	3274
Panne		3,01	3,0	100,0	0,0	140	422
TOTAL		99,9	100,0			Sum:	7080
						AFS:	71
						D10:	0,114
						D60:	0,2
						C.U.:	1,76

Détail de la distribution granulométrique du produit d'attrition (+106 µm) pour l'Envoi 3

Dimension	Dimension	poids retenu	poids retenu	Cum. Retenu	Cum. Passant	Calcul AFS	
(U.S.A series)	(mm)	(g)	(%)	(%)	(%)	Previous Sieve	Product
No.30	0,600	0,14	0,1	0,1	99,9	20	2
No. 40	0,425	19,18	17,1	17,2	82,8	30	512
No.50	0,300	19,88	17,7	34,9	65,1	40	708
No.70	0,212	17,22	15,3	50,2	49,8	50	767
No.100	0,150	26,90	24,0	74,2	25,8	70	1677
No.140	0,106	25,11	22,4	96,6	3,4	100	2236
Panne		3,86	3,4	100,0	0,0	140	481
TOTAL		112,29	100,0			Sum:	6384
						AFS:	64
						D10:	0,126
						D60:	0,265
						CU:	2,1

B.5 : Produit non-magnétique

Détail de la distribution granulométrique du produit non-magnétique pour l'Envoi 1

Dimension	Dimension	poids retenu	poids retenu	Cum. Retenu	Cum. Passant	Calcul AFS	
(U.S.A series)	(mm)	(g)	(%)	(%)	(%)	Previous Sieve	Product
No.20	0,850					USA	
No.30	0,600	0,38	0,2	0,2	99,8	20	3
No. 40	0,425	24,17	9,7	9,8	90,2	30	290
No.50	0,300	32,98	13,2	23,0	77,0	40	527
No.70	0,212	36,07	14,4	37,4	62,6	50	721
No.100	0,150	61,20	24,5	61,9	38,1	70	1712
No.140	0,106	84,27	33,7	95,5	4,5	100	3368
Panne		11,16	4,5	100,0	0,0	140	624
TOTAL		250,23	100,0			Sum:	7245
						AFS:	72,4
						D10:	0,122
						D60:	0,2
						C.U.:	1,64

Détail de la distribution granulométrique du produit non-magnétique pour l'Envoi 2

Dimension	Dimension	poids retenu	poids retenu	Cum. Retenu	Cum. Passant	Calcul AFS	
(U.S.A series)	(mm)	(g)	(%)	(%)	(%)	Previous Sieve	Product
No.30	0,600	0,11	0,1	0,1	99,9	20	2
No. 40	0,425	12,41	9,8	9,9	90,1	30	295
No.50	0,300	15,47	12,3	22,2	77,8	40	491
No.70	0,212	16,44	13,0	35,2	64,8	50	652
No.100	0,150	32,56	25,8	61,0	39,0	70	1807
No.140	0,106	45,38	36,0	97,0	3,0	100	3598
Panne		3,74	3,0	100,0	0,0	140	415
TOTAL		126,11	100			Sum:	7260
						AFS:	72,6
						D10:	0,114
						D60:	0,2
						C.U.:	1,75

Détail de la distribution granulométrique du produit non-magnétique pour l'Envoi 3

Dimension	Dimension	poids retenu	poids retenu	Cum. Retenu	Cum. Passant	Calcul AFS	
U.S.A series	(mm)	(g)	(%)	(%)	(%)	Previous Sieve	Product
No.30	0,600	0,44	0,1	0,1	99,9	20	1
No. 40	0,425	36,38	5,1	5,2	94,8	30	0
No.50	0,300	198,15	28,0	33,2	66,8	40	1121
No.70	0,212	106,65	15,1	48,3	51,7	50	754
No.100	0,150	145,81	20,6	69,0	31,0	70	1444
No.140	0,106	192,62	27,3	96,2	3,8	100	2725
No.200	0,075	22,05	3,1	99,3	0,7	140	437
No.270	0,075	1,81	0,3	99,6	0,4	200	51
Panne		2,86	0,4	100,0	0,0	270	109
TOTAL		706,77	100,0			Sum:	6798
						AFS:	67,98
						D10:	0,126
						D60:	0,26
						cu	2,06

B.6 : Produit de l'attrition +106µm – Incidence du temps de contact

Détail de la distribution granulométrique du produit d'attrition (+106 µm) pour l'Envoi 3, 1min

Dimension	Dimension	poids retenu	poids retenu	Cum. Retenu	Cum. Passant	Calcul AFS	
(U.S.A series)	(mm)	(g)	(%)	(%)	(%)	Previous Sieve	Product
No.30	0,600	0,17	0,2	0,2	99,8	20	3
No. 40	0,425	16,61	14,8	15,0	85,0	30	444
No.50	0,300	18,06	16,1	31,1	68,9	40	644
No.70	0,212	16,95	15,1	46,2	53,8	50	756
No.100	0,150	28,70	25,6	71,8	28,2	70	1791
No.140	0,106	27,58	24,6	96,4	3,6	100	2459
Panne		4,08	3,6	100,0	0,0	140	509
TOTAL		112,15	100,0			Sum:	6607
						AFS:	66

Détail de la distribution granulométrique du produit d'attrition (+106 µm) pour l'Envoi 3, 3min

Dimension	Dimension	poids retenu	poids retenu	Cum. Retenu	Cum. Passant	Calcul AFS	
(U.S.A series)	(mm)	(g)	(%)	(%)	(%)	Previous Sieve	Product
No.30	0,600	0,07	0,1	0,1	99,9	20	1
No. 40	0,425	14,72	13,4	13,5	86,5	30	403
No.50	0,300	16,98	15,5	29,0	71,0	40	620
No.70	0,212	16,78	15,3	44,3	55,7	50	766
No.100	0,150	28,84	26,3	70,7	29,3	70	1843
No.140	0,106	28,10	25,7	96,3	3,7	100	2566
Panne		4,04	3,7	100,0	0,0	140	516
TOTAL		109,53	100,0			Sum:	6716
						AFS:	67

Détail de la distribution granulométrique du produit d'attrition (+106 µm) pour l'Envoi 3, 5min

Dimension	Dimension	poids retenu	poids retenu	Cum. Retenu	Cum. Passant	Calcul AFS	
(U.S.A series)	(mm)	(g)	(%)	(%)	(%)	Previous Sieve	Product
No.30	0,600	0,14	0,1	0,1	99,9	20	2
No. 40	0,425	19,18	17,1	17,2	82,8	30	512
No.50	0,300	19,88	17,7	34,9	65,1	40	708
No.70	0,212	17,22	15,3	50,2	49,8	50	767
No.100	0,150	26,90	24,0	74,2	25,8	70	1677
No.140	0,106	25,11	22,4	96,6	3,4	100	2236
Panne		3,86	3,4	100,0	0,0	140	481
TOTAL		112,29	100,0			Sum:	6384
						AFS:	64
						D10:	0,126
						D60:	0,265
						CU:	2,1

Détail de la distribution granulométrique du produit d'attrition (+106 µm) pour l'Envoi 3, 10min

Dimension	Dimension	poids retenu	poids retenu	Cum. Retenu	Cum. Passant	Calcul AFS	
(U.S.A series)	(mm)	(g)	(%)	(%)	(%)	Previous Sieve	Product
No.30	0,600	0,29	0,3	0,3	99,7	20	6
No. 40	0,425	18,77	18,1	18,4	81,6	30	544
No.50	0,300	18,91	18,3	36,7	63,3	40	731
No.70	0,212	15,87	15,3	52,0	48,0	50	767
No.100	0,150	24,00	23,2	75,2	24,8	70	1623
No.140	0,106	22,31	21,6	96,8	3,2	100	2155
Panne		3,36	3,2	100,0	0,0	140	454
TOTAL		103,51	100,0			Sum:	6280
						AFS:	63

B7 : Compositions chimiques XRF aux différentes étapes de traitement

Suivi de la composition chimique aux différentes étapes de traitement pour les trois envois (attrition 5min)

	Évolution de la composition du produit											
	Alimentation -600µm avant lavage			-600,+106µm avant attrition			+106µm après attrition			Non-magnétique après WHIMS		
Oxyde	Envoi 1	Envoi 2	Envoi 3	Envoi 1	Envoi 2	Envoi 3	Envoi 1	Envoi 2	Envoi 3	Envoi 1	Envoi 2	Envoi 3
SiO_2	99,03	98,91	99,01	99,39	99,46	99,46	99,58	99,53	99,58	99,56	99,47	99,20
Fe_2O_3	0,09	0,09	0,08	0,05	0,05	0,05	0,03	0,02	0,05	0,03	0,04	0,01
Al_2O_3	0,40	0,47	0,32	0,21	0,19	0,20	0,15	0,17	0,15	0,16	0,15	0,17
TiO_2	0,04	0,06	0,04	0,03	0,03	0,03	0,03	0,02	0,05	0,03	0,03	0,02
MgO	0,08	0,08	0,11	0,02	0,01	0,04	<0,01	0,02	<0,01	0,01	0,01	0,05
CaO	0,04	0,02	0,02	0,03	0,01	0,02	0,02	0,01	0,01	0,02	0,01	0,01
MnO	0,01	0,01	0,01	0,01	0,01	0,01	<0,01	0,01	0,01	<0,01	0,00	<0,01
Na_2O	0,03	0,04	0,16	0,05	0,03	0,02	0,06	0,08	0,04	0,04	0,09	0,04
K_2O	0,05	0,08	0,05	0,04	0,04	0,03	0,03	0,05	0,03	0,03	0,05	0,05
SO_3	<0,01	<0,01	<0,01	<0,01	<0,01	<0,01	<0,01	<0,01	<0,01	<0,02	0,00	<0,01
P_2O_5	0,01	0,01	0,01	0,01	0,01	0,01	<0,01	<0,01	<0,01	0,01	0,00	0,01
P.A.F.	0,22	0,23	0,19	0,17	0,16	0,15	0,10	0,09	0,13	0,11	0,15	0,12

		Évolution de la composition du rejet							
	-600,-106µm avant attrition			-106µm après attrition			Magnétique après WHIMS		
Oxyde	Envoi 1	Envoi 2	Envoi 3	Envoi 1	Envoi 2	Envoi 3	Envoi 1	Envoi 2	Envoi 3
SiO_2	97,86	97,88	98,77	98,65	97,64	97,87	95,30	94,92	93,47
Fe_2O_3	0,28	0,26	0,18	0,17	0,26	0,17	2,76	2,71	2,56
Al_2O_3	0,87	0,91	0,44	0,44	0,99	0,89	0,73	1,08	0,87
TiO_2	0,09	0,11	0,07	0,08	0,11	0,08	0,12	0,22	0,22
MgO	0,23	0,20	0,11	0,12	0,24	0,30	0,39	0,40	1,84
CaO	0,09	0,03	0,06	0,09	0,03	0,05	0,08	0,09	0,14
MnO	0,01	0,01	0,01	0,01	0,01	0,01	0,07	0,11	0,07
Na_2O	0,01	0,04	0,06	0,07	0,04	0,06	0,08	0,10	0,13
K_2O	0,11	0,15	0,04	0,08	0,17	0,06	0,06	0,09	0,09
SO_3	<0,01	<0,01	<0,01	<0,01	<0,01	<0,01	<0,01	0,00	0,00
P_2O_5	0,01	0,01	0,01	0,01	0,01	0,01	0,01	0,01	0,02
P.A.F.	0,44	0,40	0,25	0,28	0,50	0,50	0,40	0,27	0,59

B8 : Distribution et récupération des oxydes aux différentes étapes

Distribution et récupération des oxydes découlant du premier lavage sur un tamis Sweco 106µm

Fraction	Poids (g)	Contenu (%)				Distribution instantanée (% basé sur feed Calc)					Distribution Cumulée (%)					Ratio d'enrichissement	
		SiO2	Fe2O3	Al2O3	TiO2	Poids (%)	SiO2	Fe2O3	Al2O3	TiO2	Poids initial (%)	SiO2	Fe2O3	Al2O3	TiO2	Fe2O3	Al2O3
Envoi 1																	
+106 µm	9387	99,39	0,05	0,21	0,03	75,49	75,78	35,48	42,64	50,66	75,49	75,78	35,48	42,64	50,66		
-106 µm	3048	97,86	0,28	0,87	0,09	24,51	24,22	64,52	57,36	49,34	24,51	24,22	64,52	57,36	49,34	2,63	2,34
Feed (calc)	12435	99,01	0,106	0,372	0,045	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00						
Feed (assayed)		99,03	0,09	0,40	0,04												
Envoi 2																	
+106 µm	9387	99,46	0,05	0,19	0,03	77,78	78,06	40,24	42,23	48,84	77,78	78,06	40,24	42,23	48,84		
-106 µm	2681	97,88	0,26	0,91	0,11	22,22	21,94	59,76	57,77	51,16	22,22	21,94	59,76	57,77	51,16	2,69	2,60
Feed (calc)	12068	99,11	0,097	0,350	0,048	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00						
Feed (assayed)		98,91	0,09	0,47	0,06												
Envoi 3																	
+106 µm	4661	99,46	0,05	0,20	0,03	84,87	84,96	60,90	71,82	70,62	84,87	84,96	60,90	71,82	70,62		
-106 µm	831	98,77	0,18	0,44	0,07	15,13	15,04	39,10	28,18	29,38	15,13	15,04	39,10	28,18	29,38	2,58	1,86
Feed (calc)	5492	99,36	0,070	0,236	0,036	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00						
Feed (assayed)		99,01	0,08	0,20	0,03												

Distribution et récupération des oxydes découlant du deuxième lavage sur un tamis Sweco 106µm, suivant une attrition de 5 min

Fraction	Poids (g)	Contenu (%)				Distribution instantanée (% basé sur feed Calc)					Distribution Cumulée (%)					Ratio d'enrichissement	
		SiO2	Fe2O3	Al2O3	TiO2	Poids (%)	SiO2	Fe2O3	Al2O3	TiO2	Poids initial (%)	SiO2	Fe2O3	Al2O3	TiO2	Fe2O3	Al2O3
Envoi 1																	
+106 µm	8081	99,58	0,03	0,15	0,03	98,08	98,09	89,99	94,56	95,03	74,04	74,46	20,88	29,87	49,68		
-106 µm	159	98,65	0,17	0,44	0,08	1,92	1,91	10,01	5,44	4,97	25,96	25,54	79,12	59,64	52,79	5,20	2,83
Feed (calc)	8240	99,56	0,033	0,156	0,031	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00							
eed (assayed)		99,39	0,05	0,21	0,03												
Envoi 2																	
+106 µm	8056	99,53	0,02	0,17	0,02	97,87	97,91	77,97	88,77	89,32	76,13	76,45	15,75	36,98	31,87		
-106 µm	175	97,64	0,26	0,99	0,11	2,13	2,09	22,03	11,23	10,68	23,87	23,55	84,25	63,02	68,13	10,36	5,28
Feed (calc)	8231	99,49	0,025	0,187	0,022	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00						
eed (assayed)		99,46	0,05	0,19	0,03												
Envoi 3																	
+106 µm	928	99,58	0,05	0,15	0,05	98,05	98,08	93,00	89,43	96,58	83,21	83,39	53,74	52,81	103,86		
-106 µm	18	97,87	0,17	0,89	0,08	1,95	1,92	7,00	10,57	3,42	16,79	16,61	46,26	47,19	-3,86	3,58	5,41
Feed (calc)	947	99,54	0,047	0,164	0,046	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00						
eed (assayed)		99,46	0,05	0,20	0,03												

Distribution et récupération des oxydes découlant de la séparation magnétique WHIMS

Fraction	Poids (g)	Contenu (%)				Distribution instantanée (% basé sur feed Calc)					Distribution Cumulée (%)					Ratio d'enrichissement	
		SiO2	Fe2O3	Al2O3	TiO2	Poids (%)	SiO2	Fe2O3	Al2O3	TiO2	Poids initial (%)	SiO2	Fe2O3	Al2O3	TiO2	Fe2O3	Al2O3
Envoi 1																	
Non-mag	7967,00	99,56	0,03	0,16	0,03	99,64	99,66	75,13	98,39	98,58	73,77	74,18	20,81	31,75	49,50		
Mag	28,66	95,30	2,76	0,73	0,12	0,36	0,34	24,87	1,61	1,42	26,23	25,82	79,19	68,25	50,50	69,37	4,50
Feed (calc)	7995,66	99,54	0,040	0,162	0,030	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00						
Feed (assayed)		99,58	0,03	0,15	0,03												
Envoi 2																	
Non-mag	8025,00	99,47	0,04	0,15	0,03	99,77	99,78	86,64	98,39	98,36	75,96	76,23	31,43	30,76	50,97		
Mag	18,27	94,92	2,71	1,08	0,22	0,23	0,22	13,36	1,61	1,64	24,04	23,77	68,57	69,24	57,10	58,83	7,10
Feed (calc)	8043,27	99,46	0,046	0,152	0,030	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00						
Feed (assayed)		99,53	0,02	0,17	0,02												
Envoi 3																	
Non-mag	8025,00	99,20	0,01	0,17	0,02	99,77	99,79	63,18	98,85	97,56	83,02	83,17	11,92	59,72	36,35		
Mag	18,27	93,47	2,56	0,87	0,22	0,23	0,21	36,82	1,15	2,44	16,98	16,83	88,08	40,28	63,65	56,89	5,07
Feed (calc)	8043,27	99,19	0,016	0,172	0,020	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00						
Feed (assayed)		99,58	0,05	0,15	0,05												

B9 : Compositions chimiques XRF pour différents temps d'attrition

Suivi de la composition chimique pour différents temps d'attrition (envoi 3)

		Composition suivant le deuxième lavage après différents temps d'attrition							
	Alimentation	1 min		3 min		5 min		10 min	
Oxyde	+106µm	+106µm	-106µm	+106µm	-106µm	+106µm	-106µm	+106µm	-106µm
SiO_2	99,4566667	99,54	98,72	99,565	98,76	99,575	97,87	99,625	99,15
Fe_2O_3	0,05	0,03	0,1	0,025	0,12	0,045	0,17	0,035	0,08
Al_2O_3	0,19666667	0,185	0,42	0,18	0,47	0,15	0,89	0,13	0,27
TiO_2	0,03	0,03	0,05	0,025	0,06	0,045	0,08	0,025	0,06
MgO	0,05	0,02	0,16	0,01	0,14	<0,01	0,30	<0,01	0,08
CaO	0,03	0,02	0,05	0,03	0,04	0,01	0,05	0,01	0,04
MnO	<0,01	<0,01	0,01	<0,01	0,01	<0,01	0,01	<0,01	0,01
Na_2O	0,02	0,06	0,14	0,04	0,04	0,04	0,06	0,05	0,04
K_2O	0,03	0,03	0,05	0,03	0,04	0,03	0,06	0,03	0,04
SO_3	<0,01	<0,01	<0,01	<0,01	<0,01	<0,01	<0,01	<0,01	<0,01
P_2O_5	<0,01	<0,01	0,01	<0,01	0,01	<0,01	0,01	<0,01	<0,01
P.A.F.	0,15	0,18	0,29	0,13	0,31	0,13	0,50	0,11	0,23

Annexe C

Données des essais de sphéricité et de rondeur

Centre de technologie minérale et de plasturgie inc. (CTMP)
671, boulevard Frontenac Ouest, porte 7C
Thetford Mines (Québec) G6G 1N1
Téléphone : (418) 338-6410 Télécopieur : (418) 338-9584
ctmp@cegepth.qc.ca ~ www.ctmp.ca

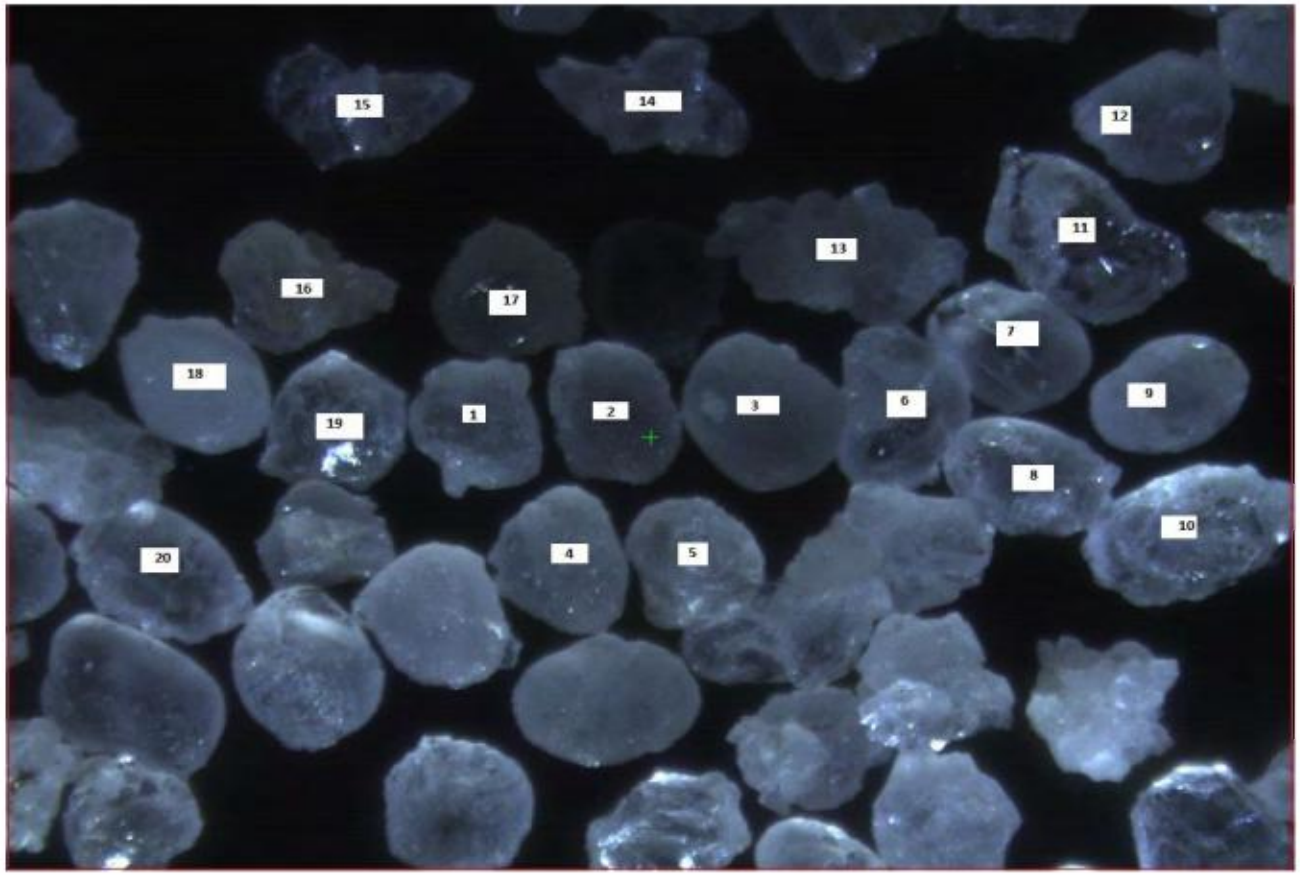
Essai de sphéricité et de rondeur

Selon la norme API RP 19C

Attrité, 10 miné, envoi 3
Produit : Produit 20-40
Photos : Pr20-40Ph12-5X-A

Particule																																					
No.1		No.2		No.3		No.4		No.5		No.6		No.7		No.8		No.9		No.10		No.11		No.12		No.13		No.14		No.15		No.16		No.17		No.18		No.19		No.20		moy	
X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y
0,5	0,7	0,5	0,9	0,7	0,9	0,5	0,7	0,5	0,7	0,7	0,7	0,7	0,9	0,3	0,5	0,9	0,7	0,3	0,7	0,3	0,3	0,3	0,9	0,3	0,3	0,3	0,3	0,1	0,5	0,3	0,5	0,5	0,7	0,5	0,7	0,3	0,7	0,3	0,5	0,4	0,6

X : rondeur Y : sphéricité



Centre de technologie minérale et de plasturgie inc. (CTMP)
671, boulevard Frontenac Ouest, porte 7C
Thetford Mines (Québec) G6G 1N1
Téléphone : (418) 338-6410 Télécopieur : (418) 338-9584
ctmp@cegepth.qc.ca - www.ctmp.ca

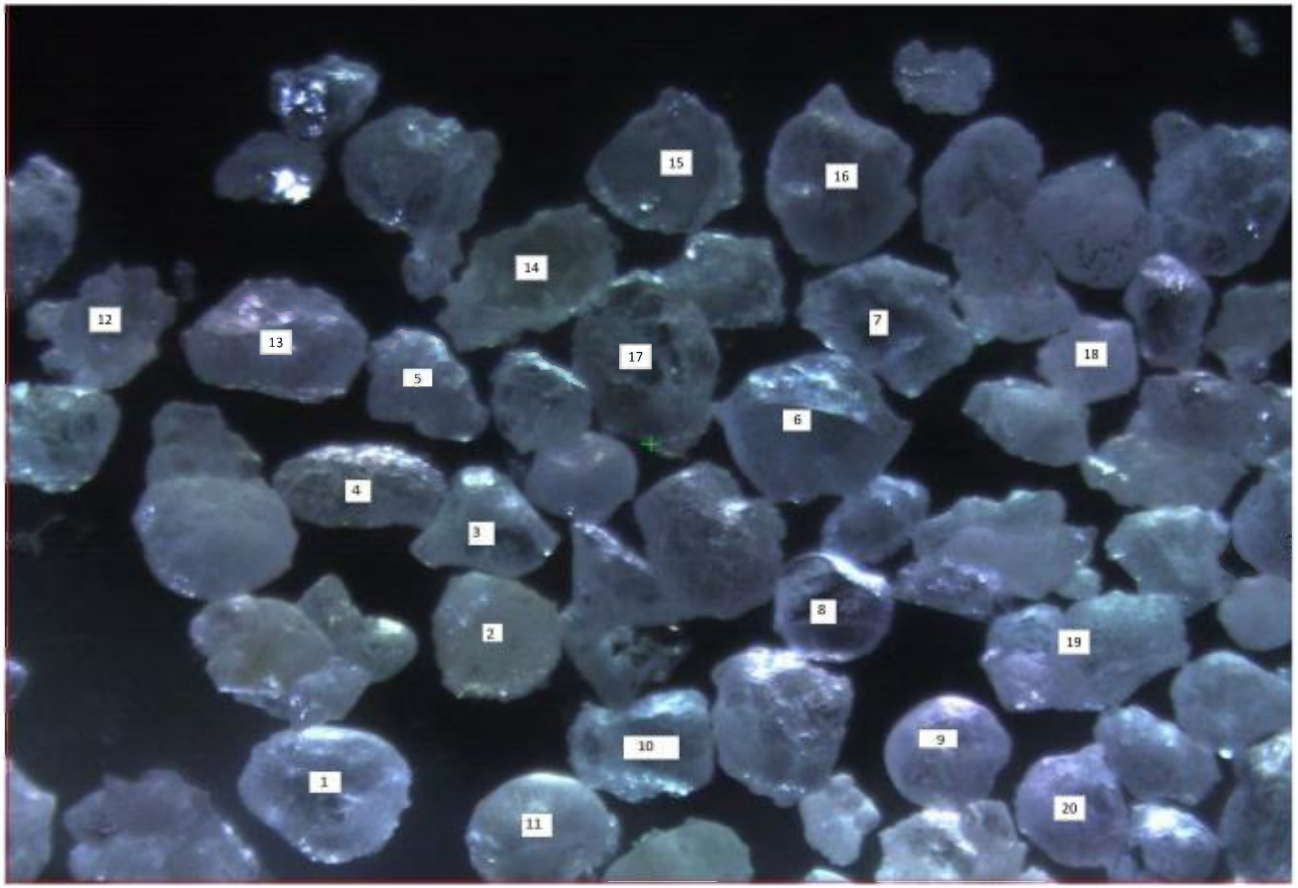
Essai de sphéricité et de rondeur

Selon la norme API RP 19C

Attrité, 10 miné, envoi 3
Produit : Produit 30-50
Photos : Pr30-50Ph12-5X-A, Pr30-50Ph12-5X-C

Particule																																							
No.1		No.2		No.3		No.4		No.5		No.6		No.7		No.8		No.9		No.10		No.11		No.12		No.13		No.14		No.15		No.16		No.17		No.18		No.19		No.20		moy	
X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y
0,5	0,7	0,5	0,9	0,3	0,5	0,5	0,3	0,3	0,5	0,5	0,7	0,1	0,5	0,5	0,9	0,7	0,9	0,5	0,5	0,7	0,9	0,1	0,7	0,5	0,7	0,5	0,5	0,5	0,9	0,5	0,7	0,5	0,7	0,3	0,9	0,3	0,3	0,7	0,9	0,5	0,7

X : rondeur Y : sphéricité



Centre de technologie minérale et de plasturgie inc. (CTMP)
671, boulevard Frontenac Ouest, porte 7C
Thetford Mines (Québec) G6G 1N1
Téléphone : (418) 338-6410 Télécopieur : (418) 338-9584
ctmp@cegepth.qc.ca ~ www.ctmp.ca

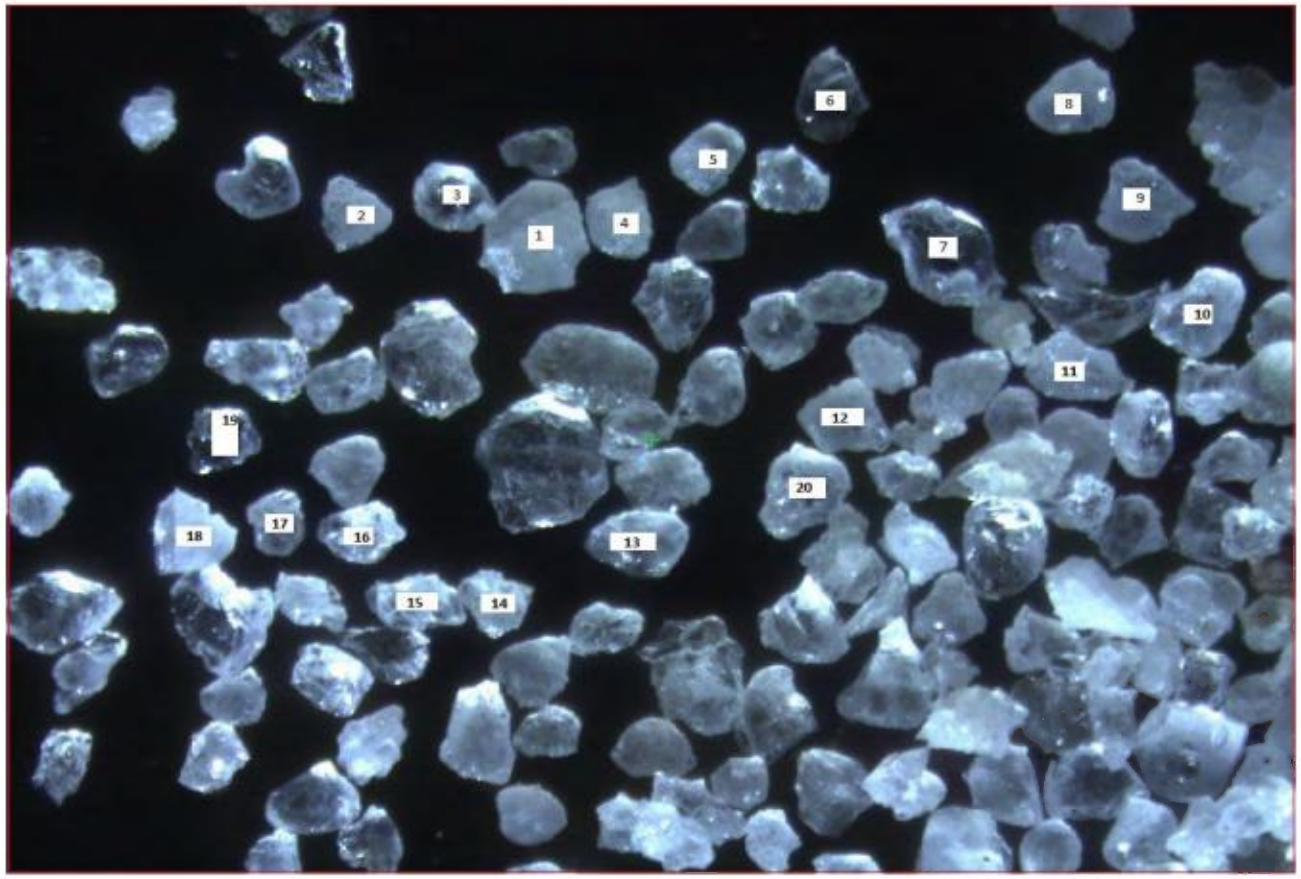
Essai de sphéricité et de rondeur

Selon la norme API RP 19C

Attrité, 10 miné, envoi 3
Produit : Produit 40-70
Photos : Pr40-70Ph12-5X-A

Particule																																					
No.1		No.2		No.3		No.4		No.5		No.6		No.7		No.8		No.9		No.10		No.11		No.12		No.13		No.14		No.15		No.16		No.17		No.18		No.19		No.20		moy	
X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y
0,1	0,7	0,3	0,5	0,5	0,9	0,5	0,7	0,5	0,7	0,3	0,5	0,1	0,5	0,5	0,9	0,5	0,7	0,5	0,7	0,5	0,5	0,3	0,5	0,5	0,7	0,3	0,5	0,3	0,5	0,3	0,5	0,7	0,7	0,3	0,7	0,5	0,7	0,5	0,7	0,4	0,6

X : rondeur Y : sphéricité



Centre de technologie minérale et de plasturgie inc. (CTMP)
671, boulevard Frontenac Ouest, porte 7C
Thetford Mines (Québec) G6G 1N1
Téléphone : (418) 338-6410 Télécopieur : (418) 338-9584
ctmp@cegepth.qc.ca ~ www.ctmp.ca

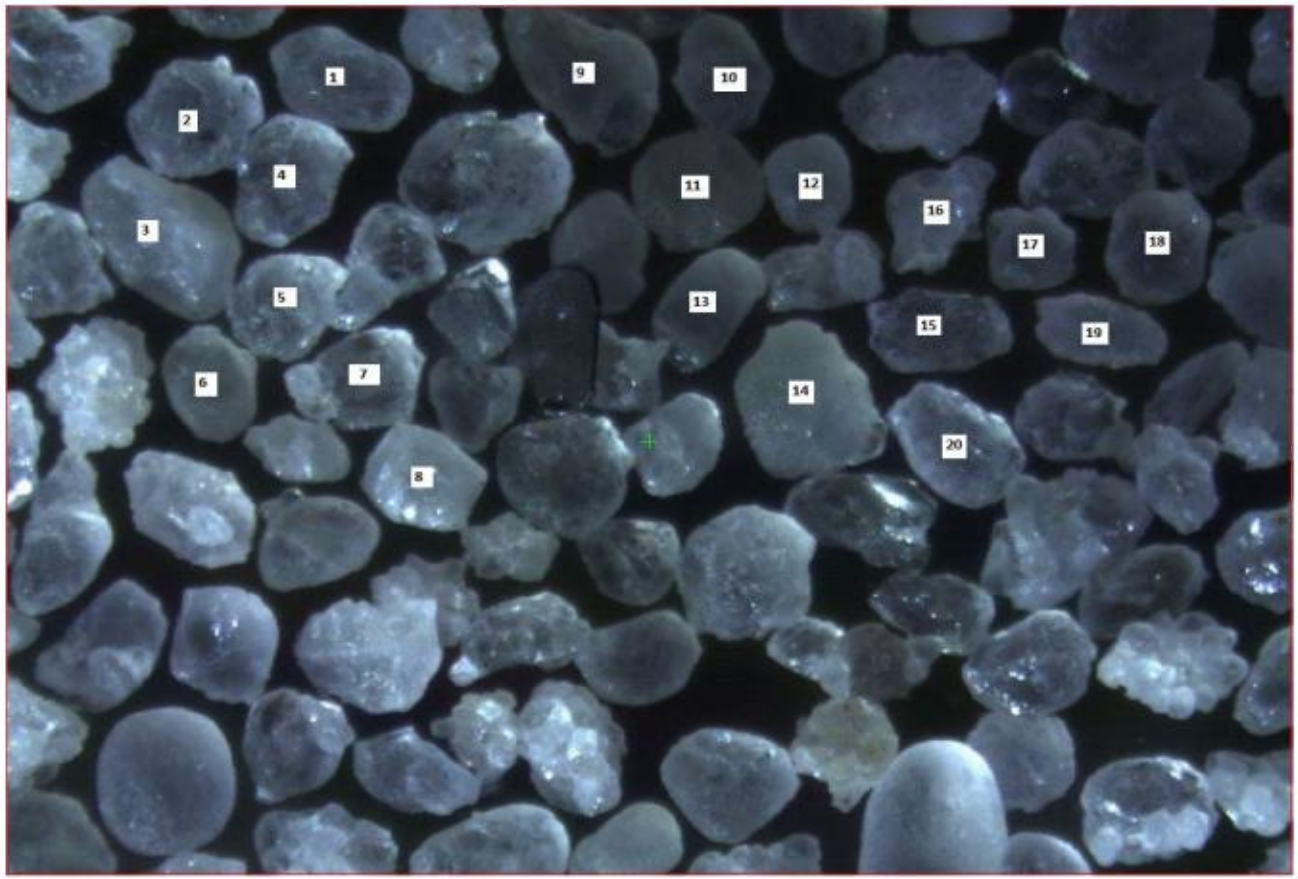
Essai de sphéricité et de rondeur

Selon la norme API RP 19C

2013-11-14 Sphericity and roundness
Produit : Produit 20-40
Photos : N-mags whims 5.9A envoie #3 attrite 5 min Pr20-40(12,5X)-2

Particule																																							
No.1		No.2		No.3		No.4		No.5		No.6		No.7		No.8		No.9		No.10		No.11		No.12		No.13		No.14		No.15		No.16		No.17		No.18		No.19		No.20		moy	
X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y
0,7	0,7	0,5	0,9	0,3	0,5	0,3	0,7	0,5	0,9	0,5	0,7	0,1	0,7	0,1	0,7	0,7	0,5	0,3	0,7	0,7	0,9	0,7	0,9	0,7	0,7	0,3	0,7	0,3	0,7	0,1	0,5	0,3	0,7	0,5	0,9	0,5	0,7	0,7	0,7	0,4	0,7

X : rondeur Y : sphéricité



Centre de technologie minérale et de plasturgie inc. (CTMP)
671, boulevard Frontenac Ouest, porte 7C
Thetford Mines (Québec) G6G 1N1
Téléphone : (418) 338-6410 Télécopieur : (418) 338-9584
ctmp@cegepth.qc.ca ~ www.ctmp.ca

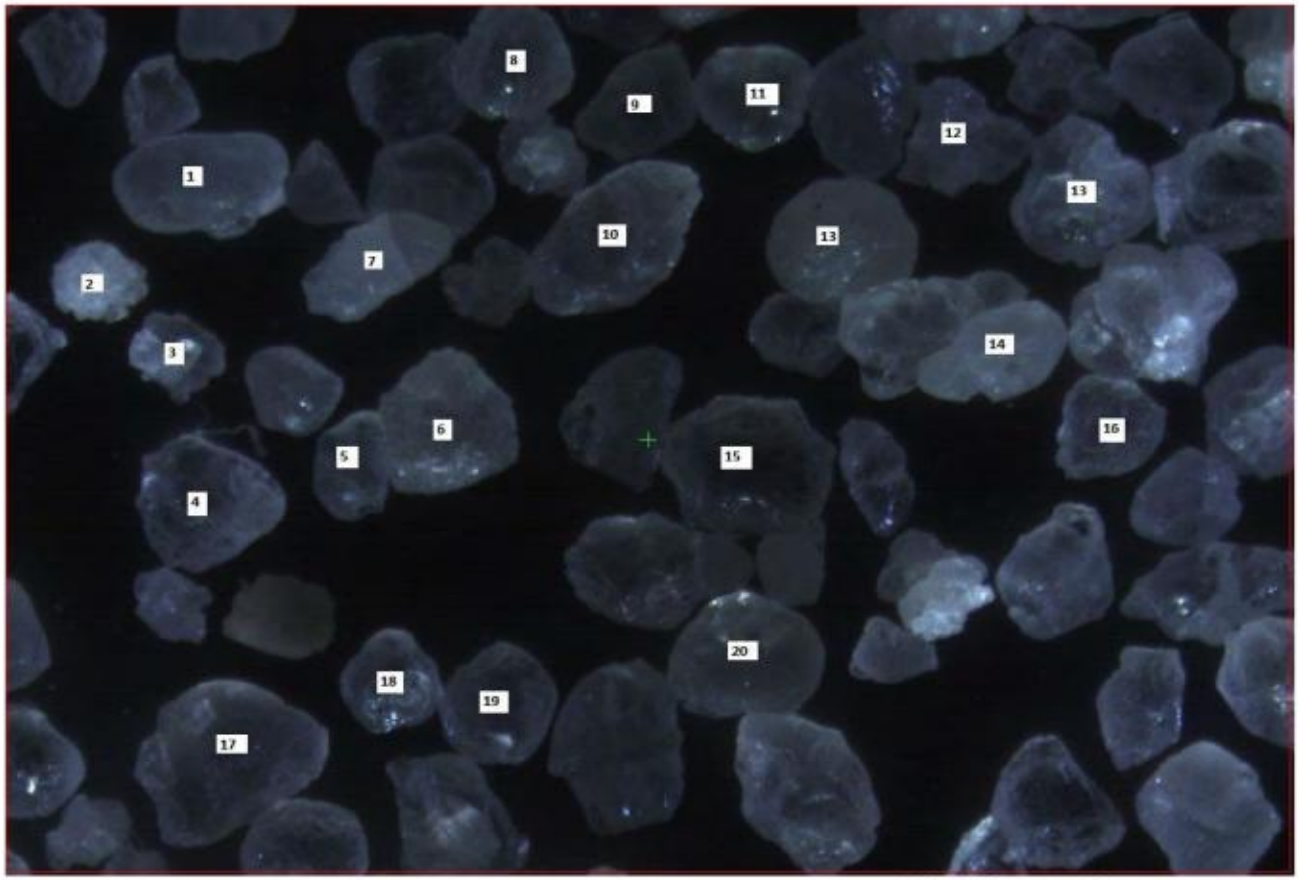
Essai de sphéricité et de rondeur

Selon la norme API RP 19C

2013-11-14 Sphericity and roundness
Produit : Produit 30-50
Photos : N-mags whims 5.9A envoie #3 attrite 5 min Pr30-50(12,5X-2)

Particule																																							
No.1		No.2		No.3		No.4		No.5		No.6		No.7		No.8		No.9		No.10		No.11		No.12		No.13		No.14		No.15		No.16		No.17		No.18		No.19		No.20		moy	
X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y
0,7	0,7	0,5	0,9	0,3	0,7	0,5	0,7	0,7	0,5	0,5	0,7	0,5	0,5	0,7	0,9	0,5	0,5	0,5	0,5	0,7	0,9	0,1	0,5	0,5	0,7	0,7	0,5	0,3	0,7	0,3	0,7	0,5	0,7	0,7	0,9	0,7	0,9	0,7	0,9	0,5	0,7

X : rondeur Y : sphéricité



Centre de technologie minérale et de plasturgie inc. (CTMP)
671, boulevard Frontenac Ouest, porte 7C
Thetford Mines (Québec) G6G 1N1
Téléphone : (418) 338-6410 Télécopieur : (418) 338-9584
ctmp@cegepth.qc.ca ~ www.ctmp.ca

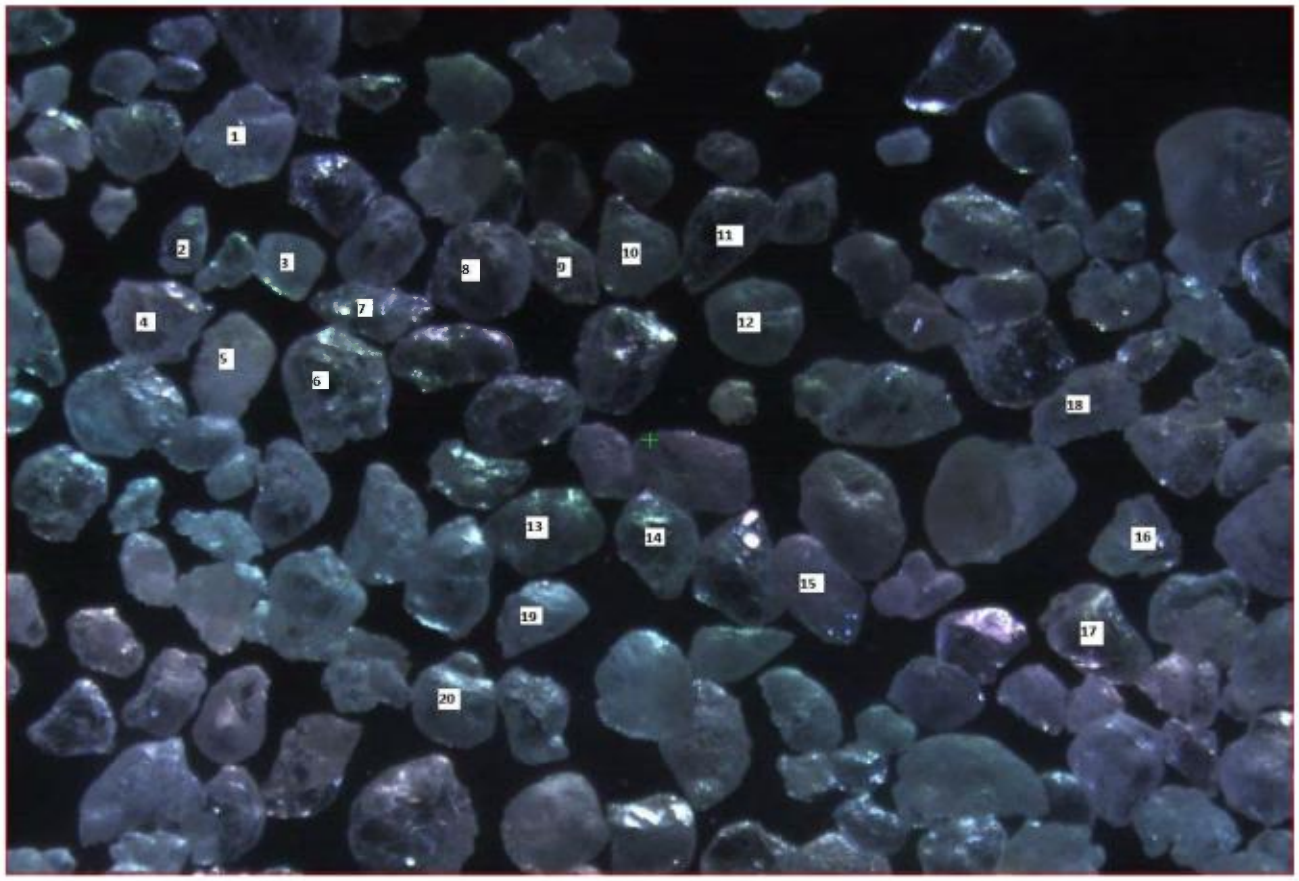
Essai de sphéricité et de rondeur

Selon la norme API RP 19C

2013-11-14 Sphericity and roundness
Produit : Produit 40-70
Photos : N-mags whims 5.9A envoie #3 attrite 5 min Pr40-70(12,5X-1)

Particule																																							
No.1		No.2		No.3		No.4		No.5		No.6		No.7		No.8		No.9		No.10		No.11		No.12		No.13		No.14		No.15		No.16		No.17		No.18		No.19		No.20		moy	
X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y
0,3	0,7	0,3	0,5	0,5	0,7	0,3	0,7	0,3	0,5	0,3	0,7	0,3	0,3	0,5	0,9	0,5	0,5	0,3	0,7	0,3	0,5	0,7	0,9	0,7	0,7	0,5	0,5	0,5	0,5	0,3	0,5	0,5	0,5	0,3	0,5	0,3	0,5	0,5	0,7	0,4	0,6

X : rondeur Y : sphéricité



Centre de technologie minérale et de plasturgie inc. (CTMP)
671, boulevard Frontenac Ouest, porte 7C
Thetford Mines (Québec) G6G 1N1
Téléphone : (418) 338-6410 Télécopieur : (418) 338-9584
ctmp@cegepth.qc.ca - www.ctmp.ca

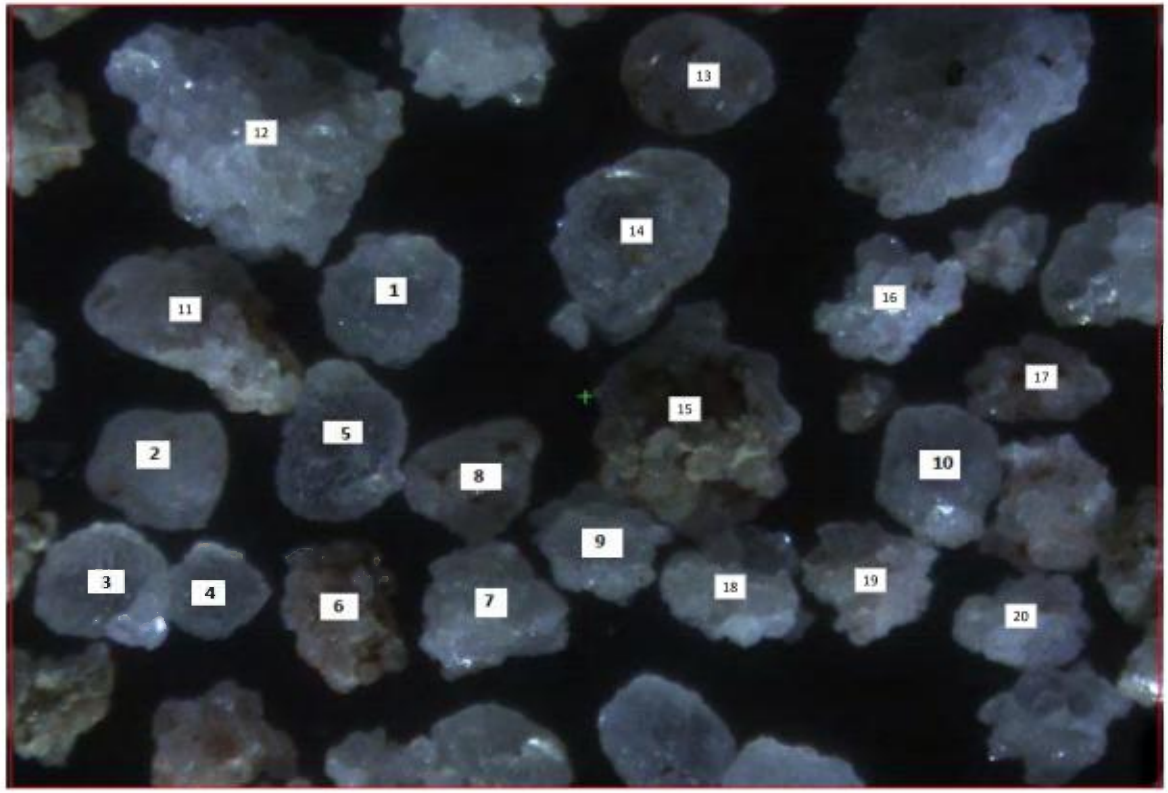
Essai de sphéricité et de rondeur

Selon la norme API RP 19C

Thermique + attrition 5 min.
Produit : Produit 20-40
Photos : Pr20-40Ph12-5X-01

Particule																																							
No.1		No.2		No.3		No.4		No.5		No.6		No.7		No.8		No.9		No.10		No.11		No.12		No.13		No.14		No.15		No.16		No.17		No.18		No.19		No.20		moy	
X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y
0,5	0,9	0,5	0,9	0,5	0,7	0,5	0,7	0,5	0,7	0,1	0,5	0,1	0,5	0,3	0,7	0,1	0,7	0,3	0,7	0,5	0,3	0,3	0,7	0,9	0,9	0,5	0,7	0,1	0,7	0,1	0,5	0,3	0,5	0,3	0,7	0,1	0,7	0,3	0,7	0,3	0,7

X : rondeur Y : sphéricité



Centre de technologie minérale et de plasturgie inc. (CTMP)
671, boulevard Frontenac Ouest, porte 7C
Thetford Mines (Québec) G6G 1N1
Téléphone : (418) 338-6410 Télécopieur : (418) 338-9584
ctmp@cegepth.qc.ca - www.ctmp.ca

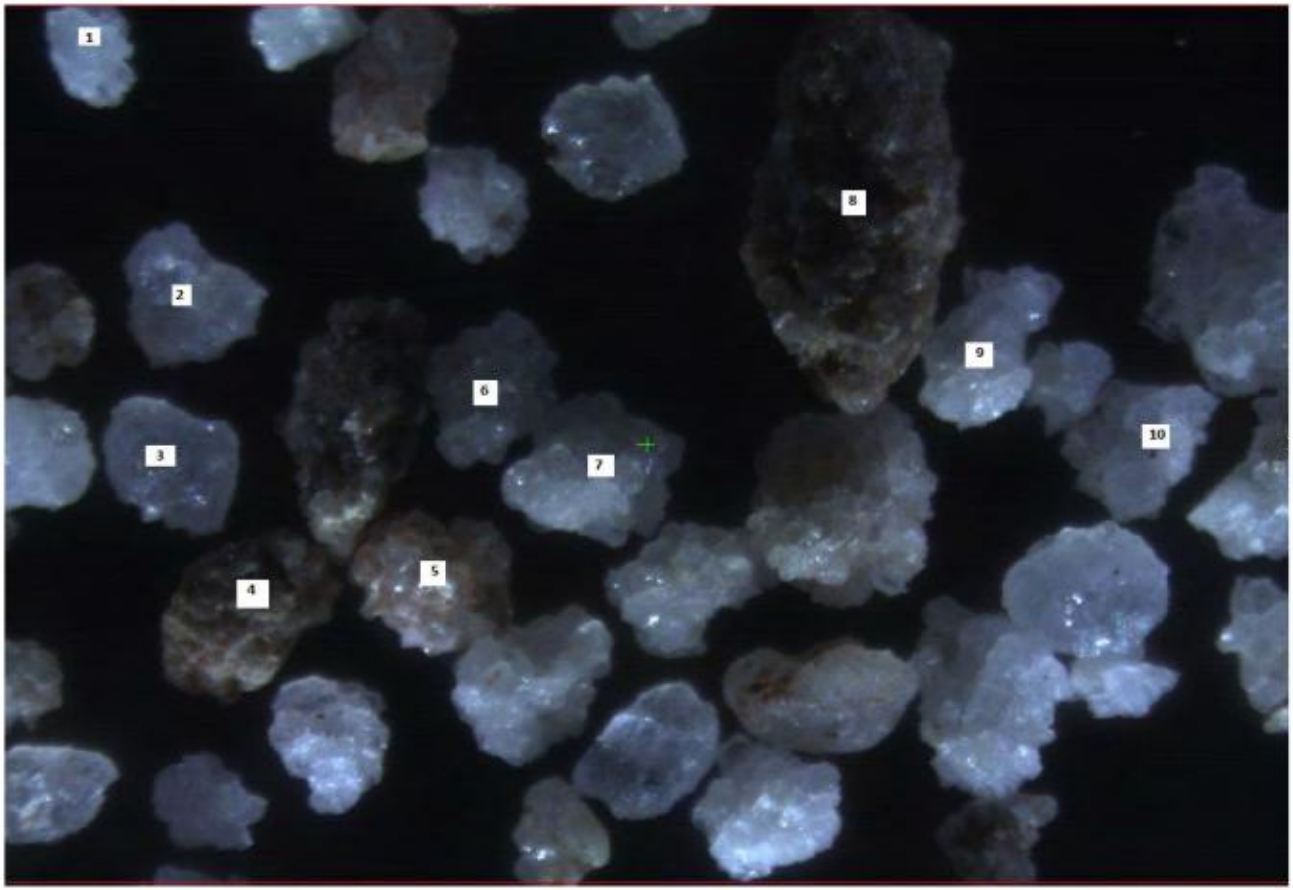
Essai de sphéricité et de rondeur

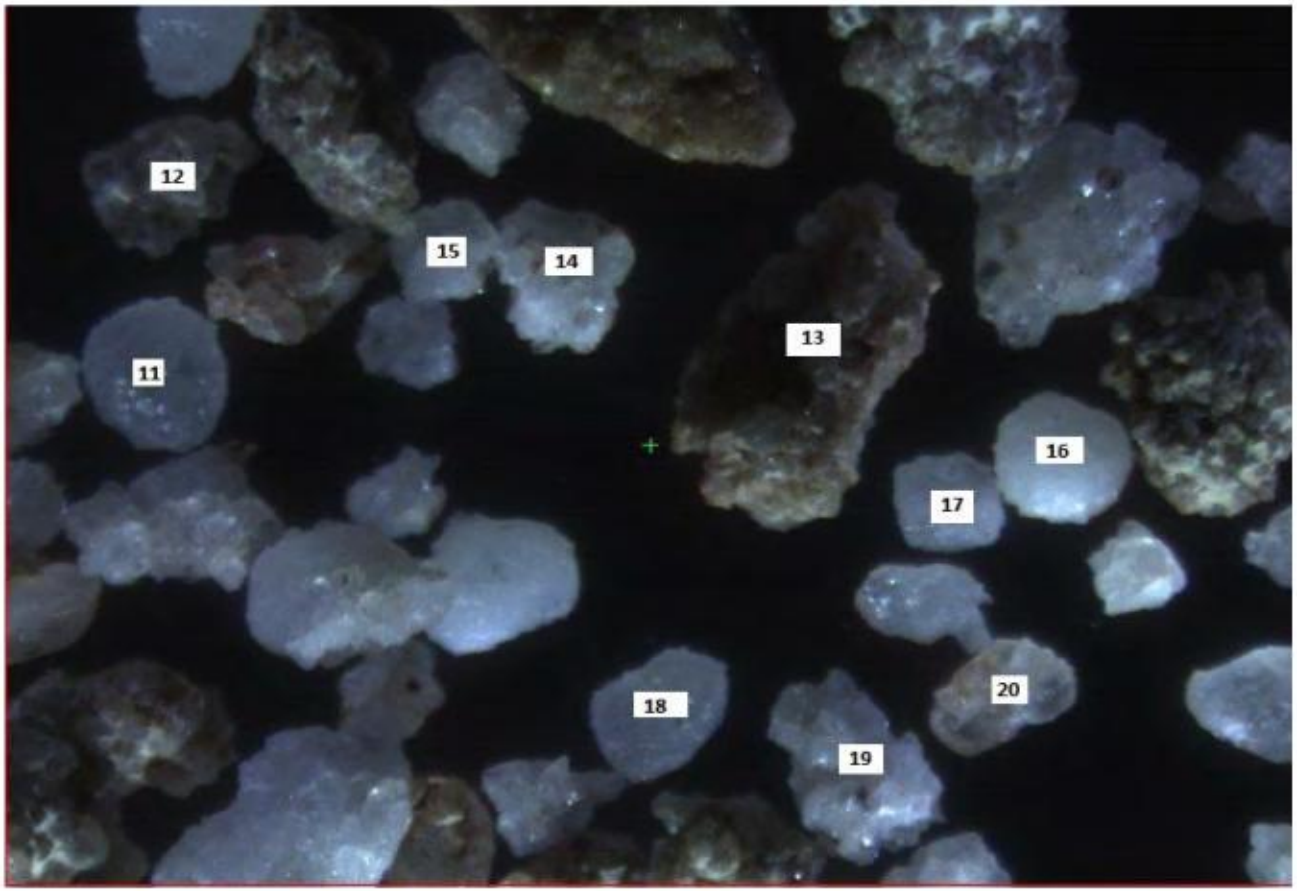
Selon la norme API RP 19C

Thermique + attrition 5 min.
Produit : Produit 30-50
Photos : Pr30-50Ph12-5X-01

Particule																																							
No.1		No.2		No.3		No.4		No.5		No.6		No.7		No.8		No.9		No.10		No.11		No.12		No.13		No.14		No.15		No.16		No.17		No.18		No.19		No.20		moy	
X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y
0,3	0,5	0,1	0,5	0,3	0,5	0,3	0,5	0,1	0,7	0,1	0,7	0,3	0,7	0,1	0,3	0,3	0,3	0,1	0,3	0,7	0,9	0,1	0,5	0,1	0,3	0,5	0,7	0,5	0,7	0,9	0,9	0,7	0,9	0,7	0,7	0,1	0,5	0,7	0,5	0,4	0,6

X : rondeur Y : sphéricité




12
15
14
13
11
16
17
18
20
19

Centre de technologie minérale et de plasturgie inc. (CTMP)
671, boulevard Frontenac Ouest, porte 7C
Thetford Mines (Québec) G6G 1N1
Téléphone : (418) 338-6410 Télécopieur : (418) 338-9584
ctmp@cegepth.qc.ca ~ www.ctmp.ca

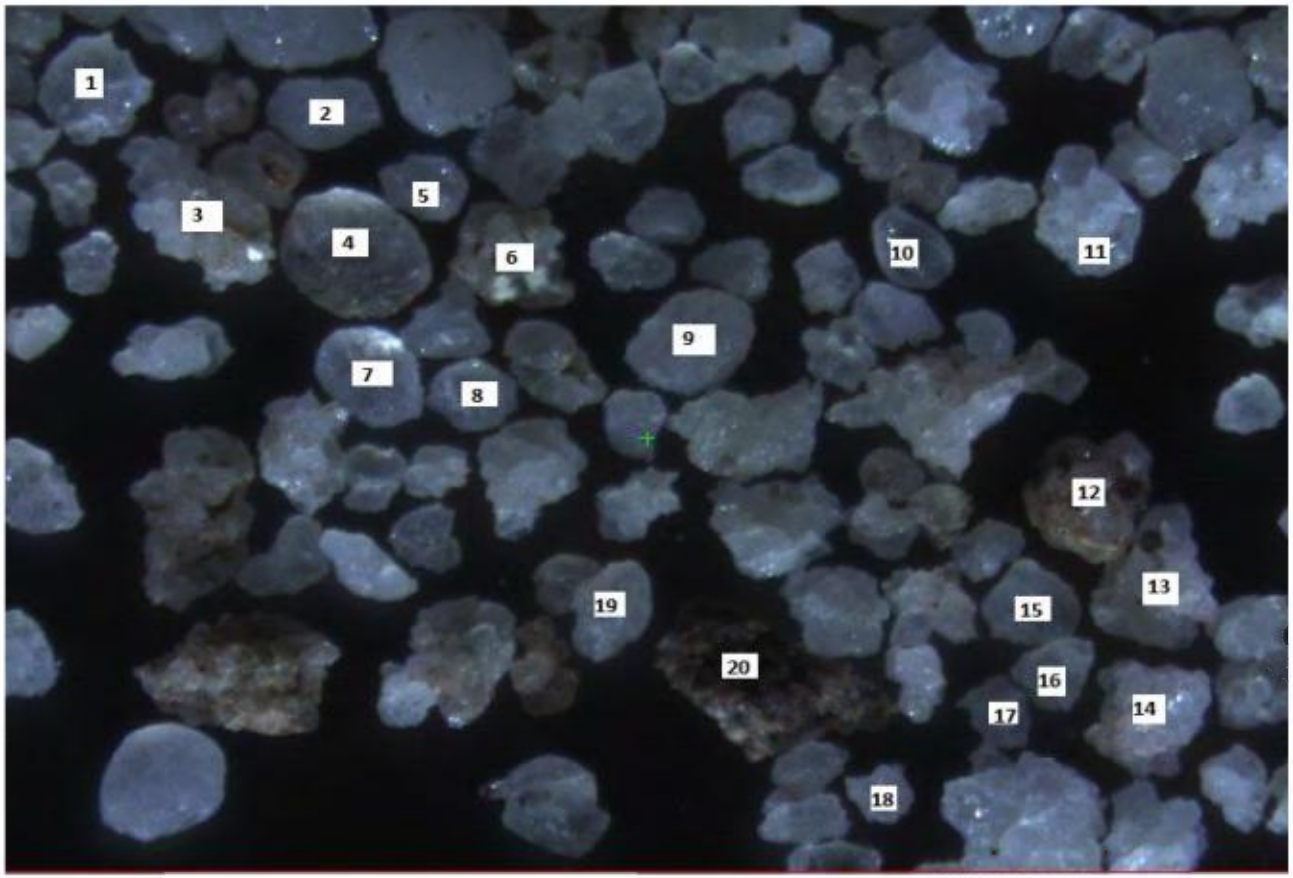
Essai de sphéricité et de rondeur

Selon la norme API RP 19C

Thermique + attrition 5 min.
Produit : Produit 40-70
Photos : Pr40-70Ph12-5X-01

Particule																																					
No.1		No.2		No.3		No.4		No.5		No.6		No.7		No.8		No.9		No.10		No.11		No.12		No.13		No.14		No.15		No.16		No.17		No.18		No.19		No.20		moy	
X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y
0,3	0,7	0,5	0,5	0,1	0,3	0,7	0,9	0,5	0,9	0,1	0,7	0,7	0,9	0,7	0,9	0,7	0,7	0,7	0,7	0,5	0,5	0,3	0,5	0,1	0,5	0,1	0,5	0,5	0,9	0,5	0,7	0,3	0,5	0,3	0,5	0,5	0,7	0,1	0,5	0,4	0,7

X : rondeur Y : sphéricité



Centre de technologie minérale et de plasturgie inc. (CTMP)
671, boulevard Frontenac Ouest, porte 7C
Thetford Mines (Québec) G6G 1N1
Téléphone : (418) 338-6410 Télécopieur : (418) 338-9584
ctmp@cegepth.qc.ca – www.ctmp.ca

Essai de sphéricité et de rondeur

Selon la norme API RP 19C

Sommaire des résultats

	Produit	Attrité 10 min. envoi #3 avant WHIMS			Non-magnétique attrité 5 min. après WHIMS			Traitement thermique avant concassage attrité 5 min.		
	Fraction	20/40	30/50	40/70	20/40	30/50	40/70	20/40	30/50	40/70
Rondeur	X	0,4	0,5	0,4	0,4	0,5	0,4	0,3	0,4	0,4
Sphéricité	Y	0,6	0,7	0,6	0,7	0,7	0,6	0,7	0,6	0,7

Annexe D

Données des essais de choc thermique

Centre de technologie minérale et de plasturgie inc. (CTMP)
671, boulevard Frontenac Ouest, porte 7C
Thetford Mines (Québec) G6G 1N1
Téléphone : (418) 338-6410 Télécopieur : (418) 338-9584
ctmp@cegepth.qc.ca – www.ctmp.ca

Essai de Choc thermique

Selon la norme SKW

No. Projet: R-5030

Titre: Silica Matane (Langis)

Client: Canadian Metals
1200, avenue Mc gill College, bureau 1240
Montréal, Qc., H3B 4G7, Canada
a/s: M. Stéphane LEBLANC

Date: 2013-11-11

Résistance au choc thermique

Echantillon	Type échantillon	Fraction + 12,5 mm (g)	Fraction - 12,5 mm (g)	Fraction + 12,5 mm (%)	Fraction - 12,5 mm (%)	durée calcination (min)
P175880	bloc	2506,5	175,92	93,4	6,6	20,0
P175877	carotte	373,12	43,07	89,7	10,3	20,0
P175822	bloc	2496,40	161,17	93,9	6,1	45,0
P175881	bloc	2574,60	42,92	98,4	1,6	85,0
P175876	carotte	377,79	41,96	90,0	10,0	31,0
P175878	carotte	404,09	14,85	96,5	3,5	25,0
P175856	carotte	430,47	1,43	99,7	0,3	32,0
P175854	carotte	381,08	47,78	88,9	11,1	25,0
P175855	carotte	408,36	21,02	95,1	4,9	45,0
P175852	carotte	429,73	1,42	99,7	0,3	50,0
P175851	carotte	404,80	16,74	96,0	4,0	50,0
P175853	carotte	416,68	2,40	99,4	0,6	50,0

Calcination à 1000 degrés celsius

Perte au feu (LOI)

Echantillon	Type échantillon	poids départ (g)	poids final (g)	LOI (%)
P175880	bloc	2687,4	2685,3	0,1
P175877	carotte	418,3	418,23	0,0
P175822	bloc	2671,3	2661,5	0,4
P175881	bloc	------	2717,8	------
P175876	carotte	424,1	423,4	0,2
P175878	carotte	420,8	419,6	0,3
P175856	carotte	432,6	432,0	0,1
P175854	carotte	430,3	430,0	0,1
P175855	carotte	431,3	430,1	0,3
P175852	carotte	432,5	431,4	0,3
P175851	carotte	423,3	421,9	0,3
P175853	carotte	420,2	419,2	0,2

Annexe E

Données des essais de résistance à l'écrasement

Centre de technologie minérale et de plasturgie inc. (CTMP)
671, boulevard Frontenac Ouest, porte 7C
Thetford Mines (Québec) G6G 1N1
Téléphone : (418) 338-6410 Télécopieur : (418) 338-9584
ctmp@cegepth.qc.ca – www.ctmp.ca

Essai de résistance à l'écrasement (Crush test)

Selon la norme API RP 19C

No. Projet: R-5136 (R-5030)
Titre: Silica Matane (Langis)
Client: Canadian Metals
1200, avenue Mc gill College, bureau 1240
Montréal, Qc., H3B 4G7, Canada
a/s: M. Stéphane LEBLANC

Produit : N-mags whims 5.9A envoie #3 attrite 5 min Pr20-40

Essai	load on cell (lb force)	load on cell (psi)	stress on sand (psi)	poids départ (g)	Fraction + 50 (g)	Fraction - 50 (g)	Fraction + 50 (%)	Fraction - 50 (%)
1	12566	426	4000	37,08	27,20	9,73	73,7	26,3
2	15708	533	5000	37,08	24,94	12,00	67,5	32,5

Produit : N-mags whims 5.9A envoie #3 attrite 5 min Pr30-50

Essai	load on cell (lb force)	load on cell (psi)	stress on sand (psi)	poids départ (g)	Fraction + 70 (g)	Fraction - 70 (g)	Fraction + 70 (%)	Fraction - 70 (%)
1	12566	426	4000	32,49	19,44	13,01	59,9	40,1
2	6283	213	2000	32,49	25,38	7,04	78,3	21,7

Calculs

Supposons qu'on veut appliquer une force de 15 708 lbs avec la presse

Force(psi) presse = 15 708 lbs ÷ aire cylindre presse
Force(psi) presse = 15 708 lbs ÷ 29.465 po^2
Force (psi) presse = 533

Force(psi) échant. = Force (lbs) presse ÷ aire cylindre échant.
Force(psi) échant. = 15 708 lbs po^2 ÷ 3.1416 po^2
Force (psi) échant. = 5000

Presse
diamétre cylindre presse = 6.125 po
Aire cylindre presse = 29,465 po^2

diamètre cylindre échantillon = 2 po
aire cylindre échantillon = 3.1416 po^2

Bulk density = qty matériel (g) ÷ volume cylindre (cm^3)

Bulk density (Pr 20/40) = 21,81 ÷ 14,53 = 1,50 g/cm^3

Bulk density (Pr 30/50) = 1,32 g/cm^3

$m_p = 24.7 \times \rho_{bulk}$ (Norme API 19C, p. 25)

masse (Pr 20/40) (cylindre) = 24,7 x bulk density = 24,7 X 1,50 = 37,08 g

masse (Pr 20/40) (cylindre) = 32,49 g

Annexe F

Composition du matériel de référence BRSTG2

S8 Analytical Acceptance Test

Instrument#: **6610** **Site:** **Centre de Technologie Minerale**

S8-Check

This measurement tests all relevant parameters of the basic instrument configuration. The glass sample STG2 in a 34 mm sample holder has to be measured as "Control sample" using "S8-Check-Vac34"

Note

Use this method for stability check or precision check.

	Measurement of glass-sample STG2 at Bruker AXS Karlsruhe	Measurement of glass-sample STG2 after installation	max. deviation Bruker AXS / Installed system
Sample	S8-Check-STG		
Date	4/17/2012 2:45:49 PM		
Measurement	S8-Check-Vac34		
Calibration	S8-Check-Vac34		
Operator	Admin		
Na_2O	13.8	13,8	**± 0.5**
Al_2O_3	1.19	1,19	**± 0.03**
SiO_2	71.6	71.7	**± 1.5**
CaO	5.00	5,00	**± 0.2**
Fe_2O_3	0.0597	0,0598	**± 0.002**
Sb_2O_3	0.58	0,58	**± 0.02**

Conclusion:
The above mentioned Spectrometer System passed this Analytical Acceptance Test.

Signatures: Site Date 23 mai 2012.

(Customer representative) (Bruker AXS representative)

APPENDIX B

GENERAL CHEMICAL AND PHYSICAL REQUIRMENTS OF SILICA

General chemical and physical specifications for different uses of silica

Possible Uses	Candidate Category	SiO_2 Min (%)	Fe_2O_3 Max (%)	Al_2O_3 Max (%)	TiO_2 Max (%)	LOI Max (%)	Particle size (mm)	Notes with respect to test results received for the Langis Silica
Candidate Category: **A** = Candidate, **B** = Potential Canadidate with further processing, **C** = Non-Candidate								
Lump Silica								
Silicon Metal[1][2][3][6]	C	99.5	0.10	0.20	0.006	<0,04	50 - 100	TiO_2 requirement too low for Langis
Silicon Chemical[1][2]	C	99.8	0.05	0.10	0.005		10 - 90	TiO_2 requirement too low for Langis
Ferrosilicon[1][2][3][6]	A	98.7	0.30	0.60	0.05		20 - 120	Good for Langis
Flux agent in smelting[1][2][3]	A	90.0 - 95.0	1.5	1.5			5 - 25	Good for Langis
Silica Sand								
Glass sand (colored)[1][2]	A	98.9	0.15	0.15	0.10		0.100 - 0.500	Good for Langis
Glass sand (clear)[1][2][4][5][9]	B	99.5	0.035	0.10	0.02		0.100 - 0.500	Close, but need further treatment to reduce Fe_2O_3, Al_2O_3, TiO_2
Glass sand (flat)[1][2][4][5][9]	C	99.5	0.007	0.20	0.02		0.100 - 0.500	Fe_2O_3 too high in Langis snad
Fiberglass (insulation)[1][2][5]	A	98.1	0.50	0.52	0.05		0.100 - 0.400	Good for Langis
Fiberglass (fabrics)[1][2]	A	99.2	0.04	0.60	0.05		0.100 - 0.400	Good for Langis
Foundry sand[1][2][4][7][9]	B	88.0 - 99.0	Variable	Variable	Variable		0.080 - 0.850	Potential for Langis. R & S okay. 0.4% Max L.O.I. AFS to be adjusted.
Frac sand[1][2][3][4][9]	B						0.400 - 0.850	Potential for low quality frac sand. R&S and crush resistance not good.
Silicon carbide (SiC)[1][2][3]	B	99.3 - 99.7	0.03 - 0.20	0.08 - 0.25			0.150	Potential for Langis. Need to reduce Fe_2O_3.
Sodium silicate[1][2][3]	B	99.4	0.05	0.20	0.05		0.150 - 0.840	Potential for Langis. Check <0.05% CaO & MgO
Other uses								
Abrasive Sand[4]	B	78 - 99	0.05				0.420 - 0.850	Good for Langis for sand blasting Grade No. 1.
Silica Flour[3][4]	C	99.3	0.05	0.06	0.013		<0.075	Al2O3, TiO2 are too high in Langis sand; check for lack of color; refractive index; <0.01% CaO & MgO
Golf Course Sand[8][9]	B						0.100 - 1.000	Potential for Langis. Check for Color; BD 1.25 to 1.4 g/cm3, capillary pore space 15 to 25%; hydraulic conductivity 24 to 43 cm/h; water retention 11.9 to 18.6 cm/m

Notes:

1. This table illustrates general recommended limits for the composition and grading of silica for different potential uses. There are no specific industry-wide specifications or requirments for the quality of silica sand. Chemical and physical specifications are mostly dictated by end users.

2. Further laboratory tests will be required for more detailed physical characterizations such as ***refractoriness*** and ***permeability*** for foundry sand, as well as ***crush resistance*** and ***acid solubility*** for frac sand.

Sources:

(1) Jacob J-L.; Les Ressources Quebecoises en Silice
(2) Sidex; Exploring for Silica in Quebec
(3) Dumont M.; Canadian Minerals Yearbook 2006
(4) McLaws I.J.; Uses and Specifications of Silica Sand
(5) McLaws I.J.; Silica Sands in the Fort McMurray area, Alberta
(6) Zayed A.M.; Review on the Current Quality Standards of Quartz and Silicon Feedstock for High-Tech Industries
(7) Dawson M.; Silica Sand Foundry Requirements and Classification
(8) Murdoch C.L., Hensley D.L.; Physical Properties of Hawaiian Golf Course Sands
(9) GWP Consultants; A Study of Silica Sand Quality and End Uses in Surrey and Kent

Géoforbes Services inc.

Sondage : PL-13-01

Titre minier : 2387524
Canton : Langis
Rang :
Lot :
Du : 16/09/2013
Au : 17/09/2013

Section : 1000E
Niveau :
Place de travail : carothèque Lac-au-Saumon

Foré par : Forage Dibar/A. Roy
Décrit par : Etienne Forbes

Date de description : 18/09/2013

Collet

Azimut : 0.00°
Plongée : -90.00°
Longueur : 75.00 m

UTM NAD83Z19

Est	623,045.16
Nord	5,387,246.08
Élévation	251.78

Moyennes - Composites

Zone	De	À	Longueur	SiO2 (%)	CaO (%)	Fe2O3 (%)	Al2O3 (%)
Zone 1	12.10	41.05	28.95	98.69	0.11	0.15	0.42
Zone 2	14.30	23.00	8.70	99.22	0.05	0.11	0.23
Zone 3	14.30	32.00	17.70	99.05	0.08	0.12	0.28

REÇU AU MRNF
27 JAN. 2014
DIRECTION DES TITRES MINIERS

Description

1375257

GÉOLOGUE / GÉOLOGIST
ÉTIENNE FORBES #611
QUÉBEC

Dimension de la carotte : NQ
Cimenté : Non
Entreposé : Oui

Déviation

Type	Profondeur	Azimut	Plongée	Invalide	Description
Flexit	9.00	137.20°	-89.00°	Non	
Flexit	75.00	137.20°	-86.80°	Non	

Description			Analyse						
			De	À	N° d'échantillon	Longueur	SiO2 (%)	CaO (%)	Fe2O3 (%)	Al2O3 (%)
0.00	8.30	MO **Mort terrain** Mort terrain								
8.30	12.17	S1A; S1; ROUGE **Grès quartzitique; Grès; Rouge** Alternance de lits grès gris blanchâtre jusqu'à 50 cm d'épaisseur et de lits de grès rouge 1-3 cm d'épaisseur et pseudo-lits rouge avec mica gris vert(chlorite, glauconite). granulométrie fine à très fine sur certains lits de 7-10 cm. Entre 10.8 et 11.3, horizon de grès conglomératique à biotite et trace de calcite (cailloux arrondi annulaire, stromatolithe?) Horizon repère.	11.10 12.10	12.10 14.30	P179751 P179752	1.00 2.20	76.67 98.15	6.30 0.07	0.69 0.31	0.73 0.67
12.17	41.00	S1A; BLANC **Grès quartzitique 10°; Blanc** Grès gris blanc locallement gris jaunâtre (limonite). présence d'une faille entre 13 et 14 m avec perte de récupération de ½ m associée à une forte limonitisation. Entre 17.5 et 19.5 m présence de lits entrecroisés avec stratification entre 90 et 75° CA.Trace de taches brun-rouge et noir surtout entre 21.6 et 28 m (bitume?) Pas de réaction à l'acide HCl.	14.30 17.00 20.00 23.00 26.00 29.00 32.00 35.00 38.05 41.05	17.00 20.00 23.00 26.00 29.00 32.00 35.00 38.05 41.05 42.38	P179753 P179754 P179756 P179757 P179758 P179759 P179761 P179762 P179763 P179764	2.70 3.00 3.00 3.00 3.00 3.00 3.00 3.05 3.00 1.33	99.27 99.16 99.24 98.92 98.81 98.92 97.67 98.46 98.26 97.76	0.02 0.02 0.10 0.02 0.31 0.03 0.33 0.11 0.09 0.12	0.16 0.12 0.06 0.13 0.12 0.12 0.21 0.13 0.17 0.20	0.20 0.26 0.23 0.43 0.25 0.33 0.68 0.57 0.64 0.91
41.00	46.64	S1; ROUGE **Grès; Rouge** Contact progressif entre 41.0 et 41.35. Grès rouge avec quelques passées gris mauve entre 42.35 à 43 m.								
46.64	49.15	S1A; BLANC **Grès quartzitique; Blanc** Grès blanc, grain fin, massif (homogène). Stratification à 70° CA. légèrement limonitisé.								
49.15	50.55	S1; ROUGE **Grès; Rouge** Contact diffus. Grès rouge, mais est rouge à cause d'une hémaisation quasi parallèle à l'axe du trou.								
50.55	51.40	S1A; BLANC **Grès quartzitique; Blanc**								

Description			Analyse						
			De	À	N° d'échantillon	Longueur	SiO2 (%)	CaO (%)	Fe2O3 (%)	Al2O3 (%)
		Contact progressif. Grès blanc avec fracture avec hématisation et limonitisation parallèle à l'axe du sondage.								
51.40	54.00	S1; ROUGE **Grès; Rouge** idem à 49.15 et 50.55 m.								
54.00	55.34	S1A; BLANC **Grès quartzitique; Blanc** Contact supérieur diffus. Grès blanc à grain fin, homogène, excepté entre 54.55 à 54.68, trace de dissémination de taches grises (bitume?)								
55.34	60.40	S1; ROUGE **Grès; Rouge** Contact franc rouge hématite foncé (paléosurface?) Alternance de lits de grès homogène roseâtre (56.41-55.83, 56.68-57.0) À partir de 57m, la carotte devient plus riches en hématite rouge et à partir de 59.3m, la proportion de particule argileuse augmente jusqu'25%.								
60.40	69.75	S1 **Grès** Alternance de grès sale (avec particules silteuse), et de grès gris pâle (61.75-62.28m, 63.94-64.13m, 66.16-66.48m)								
69.75	75.00	S6D **Argilite** De 69.75 à 72.0: Noir et grain plus grossier (siltstone) De 72.0 à 75 m: noir, mais grain plus fin, cassure lustré, grasse (graphiteux?)								
75.00		**Fin du sondage** **Nombre d'échantillons : 12** **Nombre d'échantillons QAQC : 6** **Longueur totale échantillonnée : 31.28**								

Géoforbes Services inc.

Sondage : PL-13-02

Titre minier : 2387524
Canton : Langis
Rang :
Lot :
Du : 17/09/2013
Au : 17/09/2013

Section : 1100E
Niveau :
Place de travail : Carothèque Lac-Au-Saumon

Foré par : Forage Dibar/A. Roy
Décrit par : Etienne Forbes

Date de description : 19/09/2013

Collet

Azimut : 0.00°
Plongée : -90.00°
Longueur : 56.08 m

UTM NAD83 Z19

Est	623,083.70
Nord	5,387,384.72
Élévation	244.29

Moyennes - Composites

Zone	De	À	Longueur	SiO2 (%)	CaO (%)	Fe2O3 (%)	Al2O3 (%)
Zone 2	10.80	33.00	22.20	99.15	0.02	0.08	0.29
Zone 1	10.80	51.00	40.20	98.72	0.05	0.13	0.48
Zone 3	39.00	43.25	4.25	98.91	0.06	0.08	0.40
Zone 4	46.50	51.00	4.50	98.22	0.12	0.18	0.66

Description

GÉOLOGUE / GEOLOGIST
ÉTIENNE FORBES # 611
QUÉBEC

Dimension de la carotte : NQ
Cimenté : Non
Entreposé : Oui

Déviation

Type	Profondeur	Azimut	Plongée	Invalide	Description
Flexit	9.00	147.90°	-85.10°	Non	
Flexit	56.00	147.20°	-84.50°	Non	

Description			Analyse							
			De	À	N° d'échantillon	Longueur	SiO2 (%)	CaO (%)	Fe2O3 (%)	Al2O3 (%)
0.00	3.26	MO **Mort terrain** Mort-terrain et casing								
3.26	14.20	S1A; BLANC; ROSE **Grès quartzitique; Blanc; Rosé** Grès blanc, localement rosé par bande (hématite). De 6.12 à 6.45 et 7.59 à 8.10m: présence de lits foncé de grès impur conglomératique, à hématite, bitotite et calcite (trace de). De 8.10 à 8.75 et 12.08 à 12.72: lits de grès plus rouge, i.e. à alternance de grès rouge et gris (60% rouge, 40% gris) stratification 90° C/A. Le grès blanc contient au moins 0.5-1% de grains d'hématite rouge.	10.80 12.00	12.00 14.20	P179765 P179767	1.20 2.20	99.31 99.36	0.03 0.06	0.10 0.06	0.15 0.15
14.20	33.00	S1A; BLANC **Grès quartzitique; Blanc** Contact progressif Grès blanc, légèrement rosé jusqu'à 15.6 m avec présences de fines laminations à hématite. De 18 à 33.0 m: Présence de trace à 1% de taches rouge vin (hématisation) généralement 0.5-3mm et rarement jusqu'à 2 cm de diamètre.	14.20 16.00 18.00 21.00 24.00 27.00 30.00	16.00 18.00 21.00 24.00 27.00 30.00 33.00	P179768 P179769 P179770 P179771 P179772 P179773 P179774	1.80 2.00 3.00 3.00 3.00 3.00 3.00	99.38 98.99 99.20 99.16 98.85 99.38 98.94	0.02 0.02 0.01 0.01 0.02 0.01 0.01	< 0.01 0.10 0.06 0.05 0.13 0.08 0.10	0.22 0.36 0.29 0.31 0.44 0.19 0.41
33.00	39.00	S1; ROSE **Grès; Rosé** Contact progressif Grès rosé, généralement assez uniforme avec présence de grains fins d'hématite ou grains de quartz hématisé (2-3%). Plus rouge, hématisé de par et d'autre de fractures. De 38.0 à 38.68: alternance de lits de grès rouge et blanc crème définissant un pendage de 80° CA	33.00 36.00	36.00 39.00	P179776 P179777	3.00 3.00	97.70 98.00	0.09 0.06	0.23 0.17	0.95 0.80
39.00	43.25	S1A; BLANC **Grès quartzitique; Blanc** Grès blanc crème avec légère teinte jaune (limonite), très homogène, grain très fin.	39.00 41.00 43.23	41.00 43.23 46.50	P179778 P179779 P179780	2.00 2.23 3.27	99.00 98.83 97.85	0.05 0.06 0.06	0.07 0.09 0.34	0.36 0.43 0.91
43.25	46.50	S1; ROUGE **Grès; Rouge** Contact progressif jusqu'à 44.6m avec présence de								

Description			Analyse						
			De	À	N° d'échantillon	Longueur	SiO2 (%)	CaO (%)	Fe2O3 (%)	Al2O3 (%)
		grès homogène plus rosé que rouge. De 44.6 à 46.0m: la stratification devient parallèle à quasi parallèle au CA et présence de nez de plis et textures de déformations synsédimentaire (non anguleux) (photos)								
46.50	51.00	S1A; BLANC	46.50	49.00	P179781	2.50	98.68	0.07	0.18	0.47
		Grès quartzitique; Blanc	49.00	51.00	P179782	2.00	97.64	0.19	0.19	0.89
		Contact progressif Grès blanc idem à 37.35 à 43.25m.								
51.00	56.08	S1; ROUGE	51.00	52.00	P179783	1.00	97.66	0.07	0.20	1.03
		Grès; Rouge Contact progressif avec grès plutôt rosé jusqu'à 53.6m. De 53.6 à 56.08: Grès rouge idem à 43.25 à 46.5m.								
56.08		**Fin du sondage** **Nombre d'échantillons : 17** **Nombre d'échantillons QAQC : 10** **Longueur totale échantillonnée : 41.20**								

Géoforbes Services inc.

Sondage : PL-13-03

Titre minier : 2387524
Canton : Langis
Rang :
Lot :
Du : 17/10/2013
Au : 18/09/2013

Section : 1200
Niveau :
Place de travail : Carothèque Lac-Au-Saumon

Foré par : Forage Dibar/A. Roy
Décrit par : Etienne Forbes

Date de description : 20/11/2013

Collet

Azimut : 0.00°
Plongée : -90.00°
Longueur : 45.00 m

UTM NAD83 Z19

Est	623,120.39
Nord	5,387,523.75
Élévation	237.24

Moyennes - Composites

Zone	De	À	Longueur	SiO2 (%)	CaO (%)	Fe2O3 (%)	Al2O3 (%)

Description

GÉOLOGUE / GÉOLOGIST
ETIENNE FORBES #611
QUÉBEC

Etienne Forbes

Dimension de la carotte : NQ

Cimenté : Non

Entreposé : Oui

Déviation

Type	Profondeur	Azimut	Plongée	Invalide	Description
Flexit	6.00	138.00°	-89.60°	Non	
Flexit	45.00	138.10°	-88.40°	Non	

Description			Analyse							
			De	À	N° d'échantillon	Longueur	SiO2 (%)	CaO (%)	Fe2O3 (%)	Al2O3 (%)
0.00	3.00	MO **Mort terrain** Mort-terrain et casing								
3.00	4.12	S1A; BLANC; ROSE **Grès quartzitique; Blanc; Rosé** Grès blanc rosé, alternance de lit blanc et rose pâle, grain fin à moyen.								
4.12	22.20	S1A; BLANC **Grès quartzitique; Blanc** Contact progressif Grès blanc, grain fin à moyen, lit un peu plus rosé (6.8-7.0m). Très fractruré avec présence d'une alteration crème à jaune (limonite) Carotte non récupéré de 5.2 à 6m. Faible qualité de récupération (faille-fractures). Stratification 85°CA.								
22.20	35.90	S1; ROSE **Grès; Rosé** Contact progressif Le grès devient progressivement plus rosé avec augmentation d'hématite ou quartz hématisé dans la matrice. Entre 26 et 29.0m, présences de taches mm d'hématite (trace).								
35.90	45.00	S1; ROUGE **Grès; Rouge** Contact progressif Grès plus rouge que rose, plus d'hématisation								
45.00		**Fin du sondage** **Nombre d'échantillons : 0** **Nombre d'échantillons QAQC : 0** **Longueur totale échantillonnée : 0.00**								

Géoforbes Services inc.

Sondage : PL-13-04

Titre minier : 2387524
Canton : Langis
Rang :
Lot :
Du : 18/09/2013
Au : 18/09/2013

Section : 1200
Niveau :
Place de travail : Carothèque Lac-Au-Saumon

Foré par : Forage Dibar/A. Roy
Décrit par : Etienne Forbes

Date de description : 25/09/2013

Collet

Azimut : 0.00°
Plongée : -90.00°
Longueur : 53.65 m

UTM NAD83Z19

Est	623,160.38
Nord	5,387,434.02
Élévation	238.58

Moyennes - Composites

Zone	De	À	Longueur	SiO2 (%)	CaO (%)	Fe2O3 (%)	Al2O3 (%)

Description

GÉOLOGUE / GEOLOGIST
ÉTIENNE FORBES # 611
QUÉBEC

Dimension de la carotte : NQ
Cimenté : Non
Entreposé : Oui

Déviation

Type	Profondeur	Azimut	Plongée	Invalide	Description
Flexit	6.00	138.20°	-88.10°	Non	
Flexit	53.50	137.60°	-87.30°	Non	

Description			Analyse						
			De	À	N° d'échantillon	Longueur	SiO2 (%)	CaO (%)	Fe2O3 (%)	Al2O3 (%)
0.00	3.90	MO **Mort terrain** Mort-terrain et casing								
3.90	16.00	S1A; BLANC; ROSE **Grès quartzitique; Blanc; Rosé** Grès blanc siliceux - grain fin-moyen, à taches d'hématite ou quartz hématisé, Lits très hématisé rouge sang entre 7.2 et 7.4m et 8.79 à 9.05 m (paléosurface?) De 14.60 à 15.05 m, présence d'un lit noir, rouge conglomératique avec présence de clastes et petits stromatolites (anneaux de croissance), légère réaction locale à HCl dilué (calcite). Bel horizon repère!								
16.00	39.25	S1A; BLANC **Grès quartzitique; Blanc** Contact franc Grès blanc siliceux, grain fin à moyens, altération discontinue à limonite et présences de taches d'hématisation (1-3%). Litage à 80° Lit rose de 37.2 à 38 m. l'hématisation est indistinctement présente dans la matrice.								
39.25	53.65	S1; ROSE **Grès; Rosé** Contact progressif Grès à matrice légèrement plus rosé, incluant des lits à taches d'hématite 1-3 mm de diamètre (2-3%). Sondage arrêté trop tôt!								
53.65		**Fin du sondage** **Nombre d'échantillons : 0** **Nombre d'échantillons QAQC : 0** **Longueur totale échantillonnée : 0.00**								

Géoforbes Services inc.

Sondage : PL-13-05

Titre minier : 2387524
Canton : Langis
Rang :
Lot :
Du : 18/09/2013
Au : 19/09/2013

Section : 1200
Niveau :
Place de travail : Carothèque Lac-Au-Saumon

Foré par : Forage Dibar/A. Roy
Décrit par : Etienne Forbes

Date de description : 20/09/2013

Collet

Azimut : 0.00°
Plongée : -90.00°
Longueur : 57.00 m

UTM NAD83 Z19

Est	623,216.28
Nord	5,387,350.95
Élévation	249.16

Moyennes - Composites

Zone	De	À	Longueur	SiO2 (%)	CaO (%)	Fe2O3 (%)	Al2O3 (%)
Zone 1	2.00	9.00	7.00	99.10	0.02	0.07	0.37
Zone 3	32.00	44.00	12.00	99.33	0.02	0.06	0.24
Zone 2	32.00	53.30	21.30	99.09	0.04	0.08	0.33

Description

GÉOLOGUE / GEOLOGIST
ÉTIENNE FORBES # 611
QUÉBEC

Dimension de la carotte : NQ
Cimenté : Non
Entreposé : Oui

Déviation

Type	Profondeur	Azimut	Plongée	Invalide	Description
Flexit	6.00	137.90°	-89.00°	Non	
Flexit	56.50	138.20°	-88.10°	Non	

Description			Analyse						
			De	À	N° d'échantillon	Longueur	SiO2 (%)	CaO (%)	Fe2O3 (%)	Al2O3 (%)
0.00	1.94	MO **Mort terrain** Mort-terrain et casing.								
1.94	14.36	S1A; BLANC **Grès quartzitique; Blanc** Grès blanc, grain fin et très homogène jusqu'à 4.35m. Sous 4.35m, il y a présence de fines lamination (80° CA) au contact presque indistinct et la matrice devient peu à peu rose pâle. présence très localisé de grains et granules de trace d'hématite.	2.00 4.35 6.00	4.35 6.00 9.00	P179785 P179786 P179787	2.35 1.65 3.00	99.44 99.26 98.74	0.02 0.02 0.03	0.03 0.06 0.10	0.21 0.29 0.54
14.36	29.00	S1; ROUGE **Grès; Rouge** Contact sur 25 cm, fracturé avec présence de limonite, teinte verdâtre et silicification (grain non visible). Faille? Grès généralement rouge avec bancs plus blanc rosé localement (19.0-20.23m, 22.46-23.49m, 24.0-24.57m, 25.60-27.27m. Granulométrie plus grossière (conglomeratique) associée aux zones rouge riche en hématite et minéral vert (glauconite?)								
29.00	53.64	S1A; BLANC **Grès quartzitique; Blanc** Contact assez franc. Grès blanc, locallement jaunâtre (limonite), à grain fin, à fine lamination grises locallement (90° CA). Grès très siliceux et très pur!	29.00 32.00 35.00 38.00 41.00 44.00 47.00 50.00 53.30	32.00 35.00 38.00 41.00 44.00 47.00 50.00 53.30 55.00	P179789 P179790 P179792 P179793 P179794 P179795 P179796 P179797 P179798	3.00 3.00 3.00 3.00 3.00 3.00 3.00 3.30 1.70	98.61 99.53 99.51 99.28 99.00 98.78 98.95 98.63 86.08	0.13 0.02 0.01 0.01 0.02 0.06 0.07 0.08 2.69	0.13 0.06 0.04 0.08 0.05 0.07 0.09 0.13 1.08	0.49 0.14 0.17 0.27 0.36 0.51 0.38 0.45 2.29
53.64	57.00	S1; ROUGE **Grès; Rouge** Contact marqué par présence de bandes rose, grise 40° CA, silicifié et présence de fragments et sables rouge (faille, fracture) Grès rouge foncé à grain fins et parfois grain grossier, présence de 5-10% de fragments de feuillets verts (argilite verte?). De 54.36 à 54.42m: Boue rouge (fracture remplie)								

57.00	**Fin du sondage**
	Nombre d'échantillons : 12
	Nombre d'échantillons QAQC : 4
	Longueur totale échantillonnée : 33.00

Géoforbes Services inc.

Sondage : **PL-13-06**

Titre minier : 2387524
Canton : Langis
Rang :
Lot :
Du : 19/09/2013
Au : 19/09/2013

Section : 1000E
Niveau :
Place de travail : Carothèque Lac-Au-Saumon

Foré par : Forage Dibar/A. Roy
Décrit par : Etienne Forbes

Date de description : 26/09/2013

Collet

Azimut : 0.00°
Plongée : -90.00°
Longueur : 39.00 m

UTM NAD83 Z19

Est	622,994.85
Nord	5,387,331.62
Élévation	251.50

Moyennes - Composites

Zone	De	À	Longueur	SiO2 (%)	CaO (%)	Fe2O3 (%)	Al2O3 (%)

Description

GÉOLOGUE / GEOLOGIST
ÉTIENNE FORBES # 611
QUÉBEC

Dimension de la carotte : NQ
Cimenté : Non
Entreposé : Oui

Déviation

Type	Profondeur	Azimut	Plongée	Invalide
Flexit	6.00	156.40°	-89.40°	Non
Flexit	39.00	156.10°	-88.40°	Non

Type	Profondeur	Azimut	Plongée	Invalide

Description			Analyse						
			De	À	N° d'échantillon	Longueur	SiO2 (%)	CaO (%)	Fe2O3 (%)	Al2O3 (%)
0.00	1.84	MO **Mort terrain** Mort-terrain et casing								
1.84	23.12	S1A; BLANC **Grès quartzitique; Blanc** Grès blanc à grain fin. Contient généralement de 1-3% de taches d'hématite 1-2 mm de diamètre, locallement 5-7% entre 19.0 et 20.0 m. Quelques passées rosé (matrice contenant de fines inclusions d'hématite) 13.2-13.5 m, 20.5-21.4 m (rose foncé) Stratification à 90° CA.								
23.12	30.11	S1; ROUGE **Grès; Rouge** Contact progressif Grès rouge à grain moyen, très laminé à partir de 24 m (alternance de laminations rouge et blanche (verdâtre) à pendage très variable (70-0° CA). Structure synsédimentaires?								
30.11	34.70	S1A; BLANC **Grès quartzitique; Blanc** Grès blanc verdâtre à taches d'hématite. De 30.11 à 31.7 m les taches sont très grosses, i.e. entre 0.5-2 cm de diamètre. Les taches représentent environ 7-10% de l'ensemble. De 31.7 à 33.0 m les taches sont plus petites (1-2 mm).								
34.70	37.57	S1; ROUGE **Grès; Rouge** Grès rouge idem à 23.12-30.11 m.								
37.57	38.30	S1A; BLANC **Grès quartzitique; Blanc** Grès blanc verdâtre avec quelques lamines rouge.								
38.30	39.00	S1; ROUGE **Grès; Rouge** Grès rouge conglomératique. Contient des granules allongées d'hématite et laminations verte (touché gras, non cristallins) argilite verte? Le dernier 10 cm est conglomératique avec une matrice de mudstone calcareux (réaction à HCl 10%)								

39.00	**Fin du sondage** **Nombre d'échantillons : 0** **Nombre d'échantillons QAQC : 0** **Longueur totale échantillonnée : 0.00**

Géoforbes Services inc.

Sondage : PL-13-07

		Titre minier :	2387524	Section :	1000
		Canton :	Langis	Niveau :	
		Rang :		Place de travail :	Carothèque Lac-Au-Saumon
Foré par :	Forage Dibar/A. Roy	Lot :			
Décrit par :	Etienne Forbes	Du :	19/09/2013	Date de description :	27/09/2013
		Au :	20/09/2013		

Collet

Azimut :	0.00°
Plongée :	-90.00°
Longueur :	41.60 m

UTM NAD83 Z19

Est	622,947.05
Nord	5,387,412.18
Élévation	249.97

Moyennes - Composites

Zone	De	À	Longueur	SiO2 (%)	CaO (%)	Fe2O3 (%)	Al2O3 (%)

Description

GÉOLOGUE / GEOLOGIST
ÉTIENNE FORBES #671
QUÉBEC

Etienne Forbes

Dimension de la carotte : NQ

Cimenté : Non

Entreposé : Oui

Déviation

Type	Profondeur	Azimut	Plongée	Invalide
Flexit	6.00	138.10°	-89.10°	Non
Flexit	41.50	138.20°	-87.90°	Non

Type	Profondeur	Azimut	Plongée	Invalide

Description			Analyse						
			De	À	N° d'échantillon	Longueur	SIO2 (%)	CaO (%)	Fe2O3 (%)	Al2O3 (%)
0.00	1.40	MO **Mort terrain** Mort terrain et tubage								
1.40	6.40	S1A; BLANC **Grès quartzitique; Blanc** Grès blanc homogène, grain fin à moyen. Trace locale de taches d'ématite mm.								
6.40	11.18	S1; ROSE **Grès; Rosé** Contact progressif Grès plus ou moins rosé, rouge de 7.92 à 9.5 m.								
11.18	26.10	S1A; BLANC **Grès quartzitique; Blanc** Contact progressif Grès blanc homogène à grain moyen. Légère teinte jaune causé par faible présence de limonite. Très fracturé de 20.3 à 23.0 m (faille?)								
26.10	30.10	S1; ROUGE **Grès; Rouge** Contact assez franc Grès rouge brique, présence de lits entrecroisés, la stratification est pas mal 90° CA. De 27.68 à 28.34, lits plus blanc rosé à grain très fin.								
30.10	34.00	S1; Gris **Grès; Gris moyen** Contact assez franc Grès gris moyen, silteux, grain fin à moyen. présence de glauconie (vert) entre 30.1 et 30.83 m. De 30.83 à 31.24 m, présence d'un lits de grès blanc (quartzite) à grain très fin.								
34.00	40.20	S6 (S1) **siltstone grèseux** Contact franc. Siltstone grèseux, gris foncé presque noir, hétérogène présence de pseudo-lits de grès gris moyen et de fragments de grès gris, allure bréchique. De 36.3 à 37.92 m: grès gris moyen silteux. De 39.4 à 40.12, présence d'amas de pyrite.								
40.20	41.60	S6 **Mudrock**								

Description	Analyse							
	De	À	N° d'échantillon	Longueur	SiO2 (%)	CaO (%)	Fe2O3 (%)	Al2O3 (%)
Argilite, mudstone gris foncé. Cassure facile à 90° CA (stratification)								
41.60 **Fin du sondage** **Nombre d'échantillons : 0** **Nombre d'échantillons QAQC : 0** **Longueur totale échantillonnée : 0.00**								

Géoforbes Services inc.

Sondage : **PL-13-08**

		Titre minier :	2387524	Section :	1100
		Canton :	Langis	Niveau :	
		Rang :		Place de travail :	Carothèque Lac-Au-Saumon
Foré par :	Forage Dibar/A. Roy	Lot :			
Décrit par :	Etienne Forbes	Du :	20/09/2013	Date de description :	02/10/2013
		Au :	20/09/2013		

Collet

Azimut :	0.00°
Plongée :	-90.00°
Longueur :	30.00 m

UTM NAD 83 21J

Est	623,039.24
Nord	5,387,464.86
Élévation	243.58

Moyennes - Composites

Zone	De	À	Longueur	SiO2 (%)	CaO (%)	Fe2O3 (%)	Al2O3 (%)

Description

GÉOLOGUE / GÉOLOGIST
ÉTIENNE FORBES #611
QUÉBEC

Dimension de la carotte : NQ | Cimenté : Non | Entreposé : Oui

Déviation

Type	Profondeur	Azimut	Plongée	Invalide

Type	Profondeur	Azimut	Plongée	Invalide

Description			Analyse						
			De	À	N° d'échantillon	Longueur	SiO2 (%)	CaO (%)	Fe2O3 (%)	Al2O3 (%)
0.00	2.23	MO **Mort terrain** Mort terrain et tubage								
2.23	17.95	S1A; BLANC **Grès quartzitique; Blanc** Gres blanc, homogène, à grain fin à moyen, présence de taches d'd'hématite surtout de 7 à 17.95m (1-2%), matrice plutôt blanche								
17.95	24.40	S1; ROSE **Grès; Rosé** Contact franc Grès blanc rosé à rose, grain fin à moyen.								
24.40	27.17	S1A; BLANC **Grès quartzitique; Blanc** Grès blanc jaunâtre très fracturé								
27.17	30.00	S1; ROUGE **Grès; Rouge** Grès rouge, très hétérogène, parfois avec grès jaune-vert à grain plus grossier. Laminé locallement.								
30.00		**Fin du sondage** **Nombre d'échantillons : 0** **Nombre d'échantillons QAQC : 0** **Longueur totale échantillonnée : 0.00**								

Géoforbes Services inc.

Sondage : PL-13-09

Titre minier :	2387524	Section :	1100
Canton :	Langis	Niveau :	
Rang :		Place de travail :	Carothèque Lac-Au-Saumon
Lot :			
Foré par :	Forage Dibar/A. Roy		
Décrit par :	Etienne Forbes	Du :	20/09/2013	Date de description :	27/09/2013
		Au :	20/09/2013		

Collet

Azimut :	0.00°
Plongée :	-90.00°
Longueur :	59.64 m

UTM

Est	623,127.18
Nord	5,387,304.94
Élévation	247.29

Moyennes - Composites

Zone	De	À	Longueur	SiO2 (%)	CaO (%)	Fe2O3 (%)	Al2O3 (%)

Description

GÉOLOGUE / GEOLOGIST
ÉTIENNE FORBES # 611
QUÉBEC

Dimension de la carotte : NQ | Cimenté : Non | Entreposé : Oui

Géoforbes Services inc.

Sondage : PL-13-09

		Titre minier :	2387524	Section :	1100
		Canton :	Langis	Niveau :	
		Rang :		Place de travail :	Carothèque Lac-Au-Saumon
Foré par :	Forage Dibar/A. Roy	Lot :			
Décrit par :	Etienne Forbes	Du :	20/09/2013	Date de description :	27/09/2013
		Au :	20/09/2013		

Collet

Azimut :	0.00°
Plongée :	-90.00°
Longueur :	59.64 m

UTM NAD83 Z19

Est	623,127.18
Nord	5,387,304.94
Élévation	247.29

Moyennes - Composites

Zone	De	À	Longueur	SiO2 (%)	CaO (%)	Fe2O3 (%)	Al2O3 (%)

Description

Dimension de la carotte : NQ Cimenté : Non Entreposé : Oui

Déviation

Type	Profondeur	Azimut	Plongée	Invalide
Flexit	6.00	140.00°	-89.00°	Non
Flexit	59.50	138.00°	-86.00°	Non

Type	Profondeur	Azimut	Plongée	Invalide

Description			Analyse							
			De	À	N° d'échantillon	Longueur	SiO2 (%)	CaO (%)	Fe2O3 (%)	Al2O3 (%)
0.00	1.50	MO **Mort terrain** Mort terrain et tubage								
1.50	7.70	S1A; BLANC; ROSE **Grès quartzitique; Blanc; Rosé** Grès blanc avec quelques lits plus rosé, grain moyen, quelques taches jaunes et rouge (limonite, hématite). Stratification à 90° CA Hématite dans fracture à 5.62 . De 5.62 à 5.82, carotte non récupérée.								
7.70	9.05	S1; ROUGE **Grès; Rouge** Grès génerallement rouge alternant avec quelques horizons à grès blanc rosé.								
9.05	22.80	S1; ROSE **Grès; Rosé** Grès rosé à blanc rosé avec localement quelques lits de 30-40 cm de grès rouge de 15.85-16.35m, 17.25-17.60 m. Stratification 70-80° CA.								
22.80	24.42	S1; NOIR; ROUGE **Grès; Noir; Rouge** Contact franc Grès conglomératique plutôt noir avec fragments arrondi avec anneaux (horizon repère). Alterne avec grès rouge/rose jusqu'à 24.42m								
24.42	46.63	S1A; BLANC **Grès quartzitique; Blanc** Grès blanc à grain fin-moyen, homogène, présente quelques passées jaunâtre (limonite). Locallement lits entrecroisés lits entre 70-80°CA Très pur et homogène. Quelques taches d'hématite entre 44 et 46.63 (2-3%)								
46.63	54.53	S1A; BLANC; ROSE **Grès quartzitique; Blanc; Rosé** Contact progressif Alternances de lits de grès rosé et blanc jaunâtre. Rose de 46.63 à 47.9 m, 49.85 à 51.1 m.								
54.53	59.64	S1; ROUGE **Grès; Rouge**								

Description	De	À	Analyse N° d'échantillon	Longueur	SiO2 (%)	CaO (%)	Fe2O3 (%)	Al2O3 (%)
Grès rouge, très hétérogène et conglomératique de de 58.2 à 59.64m								
59.64 Fin du sondage Nombre d'échantillons : 0 Nombre d'échantillons QAQC : 0 Longueur totale échantillonnée : 0.00								