



Traduction de courtoisie - Seul le texte du rapport technique original en anglais fait foi.

La version originale du rapport technique conforme au Règlement 43-101 sur le projet nickélicifère Dumont est déposé sous le profil de RNC sur SEDAR au : www.sedar.com.

Rapport No : 2280
Numéro de révision 0

Royal Nickel Corporation

Rapport technique sur le projet nickélicifère Dumont, cantons de Launay et de Trécesson, Québec, Canada

25 juillet 2013

Traduction de courtoisie - Seul le texte du rapport technique original en anglais fait foi.

La version originale du rapport technique conforme au Règlement 43-101 sur le projet nickélicifère Dumont est déposé sous le profil de RNC sur SEDAR au : www.sedar.com.

Page de date et de signature

Nom du projet : Projet nickélicifère Dumont
Titre du rapport : Rapport technique sur le projet nickélicifère Dumont, cantons de
Launay et de Trécesson, Québec, Canada
Localisation : Cantons de Launay et de Trécesson, Québec, Canada
Date d'effet du rapport : 25 juillet 2013
Date de remise du rapport : 25 juillet 2013

----- DOCUMENT ORIGINAL SIGNÉ -----

----- Date -----

<u>"L. P. Staples," P. Eng. (Ausenco Services Pty Ltd)</u>	<u>25 juillet 2013</u>
<u>"J.M. Bowen," MAusIMM (CP) (Ausenco Solutions Canada Inc.)</u>	<u>25 juillet 2013</u>
<u>"S.B. Bernier," P.Geo. (SRK Consulting (Canada) Inc.)</u>	<u>25 juillet 2013</u>
<u>"D.A. Warren," Eng. (Snowden Mining Industry Consultants Inc.)</u>	<u>25 juillet 2013</u>
<u>"C.C. Scott," P. Eng. (SRK Consulting (Canada) Inc.)</u>	<u>25 juillet 2013</u>
<u>"J.F. Duncan," P. Eng. (SRK Consulting (Canada) Inc.)</u>	<u>25 juillet 2013</u>
<u>"B.A. Murphy," FSAIMM (SRK Consulting (Canada) Inc.)</u>	<u>25 juillet 2013</u>
<u>"V.J. Bertrand," géo. (Golder Associates Ltd.)</u>	<u>25 juillet 2013</u>
<u>"K.C. Scott," P.Eng. (Ausenco Solutions Canada Inc.)</u>	<u>25 juillet 2013</u>
<u>"S. Latulippe," Eng. (GENIVAR Inc.)</u>	<u>25 juillet 2013</u>

Tableau des matières

Royal Nickel Corporation	i
Rapport technique sur le projet nickélifère Dumont, cantons de Launay et de Trécesson, Québec, Canada	i
Page de date et de signature	i
“K.C. Scott,” P.Eng. (Ausenco Solutions Canada Inc.)	i
25 juillet 2013	i
Tableau des matières	i
1 Résumé	1-1
1.1 Introduction	1-1
1.2 Géologie et minéralisation	1-1
1.3 Ressources et réserves	1-4
1.4 Exploitation minière	1-7
1.5 Métallurgie	1-9
1.6 Traitement du minerai	1-11
1.7 Infrastructures	1-14
1.8 Environnement	1-15
1.9 Communauté	1-16
1.10 Estimation des dépenses en immobilisations	1-17
1.11 Estimation des coûts d'exploitation	1-18
1.12 Analyse économique	1-19
1.13 Mise en œuvre du projet	1-20
1.14 Conclusions et recommandations	1-20
2 Introduction	2-1
2.1 Information générale	2-1
2.2 Objectif des travaux et attributions	2-1
2.3 Personnes qualifiées	2-2
2.4 Acronymes, abréviations, définitions et unités de mesure utilisés	2-4
3 Recours à d'autres spécialistes	3-1
4 Description et emplacement du terrain	4-1
4.1 Localisation	4-1
4.2 Droits miniers	4-1
4.3 Autorisations et permis d'exploration	4-11
4.4 Droits miniers au Québec	4-11
4.5 Responsabilités environnementales	4-12
5 Accessibilité, climat, ressources locales, infrastructure et géographie physique	5-1
5.1 Accessibilité	5-1
5.2 Ressources locales et infrastructures	5-1
5.3 Climat	5-2
5.4 Géographie physique	5-2
5.5 Droits de surface	5-4
6 Historique	6-1
6.1 Travaux d'exploration et de développement	6-1
6.2 Production minière historique	6-9
6.3 Ressources et réserves estimées de la propriété Dumont	6-10

7	Contexte géologique	7-1
7.1	Géologie régionale	7-1
7.2	Géologie du projet	7-2
7.3	Minéralisation nickélifère disséminée	7-9
7.4	Minéralisation en nickel-cuivre-ÉGP de type contact	7-34
7.5	Découverte de sulfures massifs au contact basal en 2011	7-34
7.6	Autres types de minéralisation en ÉGP	7-35
7.7	Définition des domaines métallurgiques au sein de la minéralisation nickélifère	7-36
8	Types de gîtes minéraux	8-1
9	Travaux d'exploration	9-1
9.1	Géophysique	9-1
9.2	Cartographie géologique	9-3
9.3	Échantillonnage minéralogique	9-4
9.4	Échantillonnage en vrac en affleurement	9-6
9.5	Quantification du chrysotile	9-7
10	Forage	10-1
10.1	Forages de définition des ressources et d'exploration	10-7
10.2	Forages structuraux	10-9
10.3	Forages géotechniques du substrat rocheux	10-9
10.4	Forages géotechniques du mort-terrain	10-10
10.5	Forages pour essais métallurgiques	10-12
10.6	Forages d'exploration régionale	10-12
11	Préparation, analyse et sécurité des échantillons	11-1
11.1	Préparation et analyse des échantillons	11-1
11.2	Programmes d'assurance de la qualité et de contrôle de la qualité	11-23
11.3	Commentaires de SRK	11-25
12	Vérification des données	12-1
12.1	Visite du site	12-1
12.2	Vérification de la base de données	12-1
12.3	Vérification des données de contrôle de la qualité analytique	12-2
12.4	Échantillonnage de vérification indépendant	12-5
13	Essais de traitement des minerais et essais métallurgiques	13-1
13.1	Introduction	13-1
13.2	Essais antérieurs	13-2
13.3	Sélection des échantillons de faisabilité	13-7
13.4	Caractérisation du débit de minerai	13-14
13.5	Tests de caractérisation du circuit de comminution	13-15
13.6	Résultats des tests de variabilité métallurgique	13-18
13.7	Résultats d'optimisation métallurgique	13-27
13.8	Équations de récupération	13-39
14	Estimations des ressources minérales	14-1
14.1	Introduction	14-1
14.2	Méthodologie d'estimation	14-3
14.3	Préparation de l'estimation des ressources minérales	14-15
14.4	Estimation des ressources minérales	14-16
15	Estimations des réserves minérales	15-1
15.1	Sommaire	15-1
15.2	Procédure d'estimation des réserves	15-2

16	Méthodes d'exploitation minière	16-1
16.1	Hydrologie et hydrogéologie	16-1
16.2	Critères de conception géotechniques	16-2
16.3	Plan d'exploitation de la fosse	16-12
16.4	Description du processus minier	16-39
17	Méthodes de récupération	17-1
17.1	Général	17-1
17.2	Sommaire des critères de conception	17-1
17.3	Critères de base pour la conception de l'usine	17-1
17.4	Débit de traitement et disponibilité	17-3
17.5	Stratégie d'usinage	17-3
17.6	Teneur d'alimentation	17-3
17.7	Élaboration du schéma de traitement et choix des dimensions de l'équipement	17-3
17.8	Sélection du procédé unitaire	17-3
17.9	Circuit de comminution	17-10
17.10	Conception du circuit de flottation	17-14
17.11	Séparation magnétique	17-17
17.12	Rebroyage du concentré magnétique	17-18
17.13	Épaississement, entreposage et filtration du concentré nickélique	17-18
17.14	Élimination des résidus	17-19
17.15	Analyse en continu	17-19
17.16	Réactifs	17-19
17.17	Services d'air	17-21
17.18	Philosophie de contrôle des procédés	17-22
18	Infrastructures du projet	18-1
18.1	Introduction	18-1
18.2	Alimentation électrique du site	18-1
18.3	Voie ferrée	18-3
18.4	Routes	18-3
18.5	Usine de traitement	18-3
18.6	Empilements de roches stériles et de mort-terrain, haldes de minerai à basse teneur et empilements de matériaux réutilisables	18-4
18.7	Parc à résidus	18-5
18.8	Atelier mécanique et bâtiments d'entreposage	18-16
18.9	Laboratoire d'essais	18-16
18.10	Distribution de l'eau et approvisionnement	18-16
18.11	Approvisionnement, entreposage et distribution du carburant	18-17
18.12	Transport et expédition	18-18
18.13	Construction de campements	18-18
18.14	Sécurité du site	18-18
18.15	Communications	18-19
18.16	Système de gestion des eaux de ruissellement	18-20
19	Études de marché et contrats	19-1
19.1	Perspectives sur le marché du nickel et de l'acier inoxydable	19-1
19.2	Hypothèses de prix	19-2
19.3	Mise en marché du concentré	19-3
19.4	Options au niveau des fonderies	19-4
20	Études environnementales, obtention des permis et retombées communautaires	20-1
20.1	Description des composants biophysiques	20-3
20.2	Espèces en péril	20-7
20.3	Description de l'environnement social	20-8

20.4	Processus d'information et de consultation des parties prenantes	20-13
20.5	Version préliminaire de l'étude d'impact environnemental et social du projet	20-15
20.6	Obtention des permis environnementaux et réglementation en vigueur	20-18
20.7	Programme de géochimie environnementale	20-21
20.8	Santé et sécurité	20-29
21	Dépenses en immobilisations et coûts d'exploitation	21-1
21.1	Estimation des dépenses en immobilisations	21-1
21.2	Sommaire de l'estimation des dépenses en immobilisations	21-1
21.3	Étendue de l'estimation des dépenses en immobilisations	21-4
21.4	Bases de l'estimation	21-8
21.5	Estimation des coûts d'exploitation	21-15
22	Analyse économique	22-1
22.1	Sommaire	22-1
22.2	Hypothèses	22-2
22.3	Résultats pour le scénario de base	22-4
22.4	Rapprochement avec l'étude de préfaisabilité révisée	22-9
22.5	Analyse de sensibilité	22-11
23	Propriétés adjacentes	23-1
24	Autres données et informations pertinentes	24-1
24.1	Conception du scénario de base	24-1
24.2	Opportunités	24-22
25	Interprétation et conclusions	25-1
26	Recommandations	26-1
27	Références	27-1

Liste des tableaux

Tableau 1-1 : Estimation de ressources minérales *, projet nickélfère Dumont, Québec, SRK Consulting (Canada) Inc., 30 avril 2013*	1-6
Tableau 1-2 : Estimation des réserves minérales* (Snowden, le 17 juin 2013) ¹	1-6
Tableau 1-3 : Provenance des éléments biophysiques et sociaux mentionnés dans l'étude de faisabilité	1-15
Tableau 1-4 : Sommaire des dépenses en immobilisations (M\$)	1-17
Tableau 1-5 : Dépenses en immobilisations par secteur (M\$) - Excluant les dépenses en immobilisations de maintien	1-18
Tableau 1-6 : Sommaire des coûts d'exploitation sur la durée de vie de la mine	1-18
Tableau 1-7 : Sommaire des paramètres économiques	1-19
Tableau 1-8 : Calendrier de réalisation du projet nickélfère Dumont — Principales dates d'importance	1-20
Tableau 2-1 : Participants à l'étude de préfaisabilité Dumont	2-3
Tableau 4-1 : Claims miniers de la propriété Dumont	4-3
Tableau 6-1 : Données de forage utilisées pour la modélisation des ressources lors de l'étude de conception	6-5
Tableau 6-2 : Estimation historique des ressources potentielles des trois couches enrichies de nickel (1986)	6-11
Tableau 6-3 : Ressources minérales indiquées et présumées en avril 2008 selon une teneur de coupure de 0,35 % Ni	6-11
Tableau 6-4 : Ressources minérales indiquées et présumées selon une teneur de coupure de 0,25 % Ni (31 octobre 2008)	6-12
Tableau 6-5 : Ressources minérales mesurées, indiquées et présumées des solides des sept domaines selon une teneur de coupure de 0,25 % Ni (4 décembre 2009)	6-13
Tableau 6-6 : Résumé des ressources minérales mesurées, indiquées et présumées dans les sept solides définissant les domaines structuraux selon une teneur de coupure de 0,20 % Ni (16 août 2010)	6-14
Tableau 6-7 : Estimation de ressources minérales* (SRK, 13 décembre 2011)	6-15
Tableau 6-8 : Sommaire des réserves minérales* (David Penswick, 13 décembre 2011)	6-16
Tableau 6-9 : Estimation de ressources minérales* (SRK, 13 avril 2012)	6-17
Tableau 7-1 : Pourcentage moyen en nickel dans les silicates d'échantillons EXPLOMIN ^{MC} par domaine de serpentinisation (tel que définis à la section 7,7)	7-19
Tableau 7-2 : Résultats de la microsonde électronique	7-20
Tableau 7-3 : Statistiques pour les groupes de pentlandite riche et pauvre en Ni	7-21
Tableau 7-4 : Analyses à la microsonde électronique pour la magnétite	7-23
Tableau 7-5 : Pourcentage poids de cobalt dans la pentlandite, l'heazlewoodite, l'awaruite, la serpentine et la magnétite selon les données de microsonde	7-25
Tableau 7-6 : Populations d'échantillons sans sulfures selon la quantité d'awaruite	7-34
Tableau 7-7 : Résultats d'analyses de l'intervalle de sulfures massifs du forage 11-RN-355	7-34
Tableau 7-8 : Proportion des réserves dans chaque domaine métallurgique	7-37
Tableau 9-1 : Résultats de la quantification du chrysotile	9-8
Tableau 9-2 : Pourcentages quantitatifs de chrysotile obtenus dans l'ensemble de données répartis par lithologie	9-8
Tableau 10-1 : Résumé des forages réalisés sur la propriété Dumont	10-3
Tableau 11-1 : Sommaire des caractéristiques des matériaux de référence certifiés	11-6
Tableau 11-2 : Procédure de préparation des échantillons minéralogiques EXPLOMIN ^{MC} chez ALS	11-8
Tableau 11-3 : Vérifications quotidiennes de qualité effectuées par SGS Mineral Services pour les analyses QEMSCAN	11-10

Tableau 11-4 : Procédure des tests de lixiviation à court terme	11-22
Tableau 11-5 : Spécifications des matériaux de référence certifiés utilisés par RNC entre 2007 et 2012	11-24
Tableau 12-1 : Résumé des données de contrôle de la qualité analytique produites par RNC entre 2007 et 2012	12-2
Tableau 12-2 : Résultats d'analyse des échantillons prélevés par SRK pour vérification	12-6
Tableau 13-1 : Résultats sommaires des tests d'impact JK DWT	13-4
Tableau 13-2 : Résultats sommaires des tests d'impact SMC	13-4
Tableau 13-3 : Résultats sommaires des tests UCS	13-5
Tableau 13-4 : Composition des composites de minéralisation sulfurée	13-9
Tableau 13-5 : Composition des composites de minéralisation de type alliage	13-9
Tableau 13-6 : Composition des composites de minéralisation mixte	13-9
Tableau 13-7 : Composite 1 : Riche en serpentine ferrifère – Ni récupérable plus élevé	13-10
Tableau 13-8 : Composite 2 : Riche en serpentine ferrifère - Ni récupérable moins élevé	13-10
Tableau 13-9 : Composite 3 : Sulfures mixtes	13-11
Tableau 13-10 : Composite 4 : Dominé par la Pn - Ni récupérable plus élevé	13-11
Tableau 13-11 : Composite 5 : Dominé par la Pn - Ni récupérable moins élevé	13-11
Tableau 13-12 : Composite 6 : Dominé par la Hz - Ni récupérable plus élevé	13-12
Tableau 13-13 : Composite 7 : Dominé par la Hz - Ni récupérable moins élevé	13-13
Tableau 13-14 : Teneur d'alimentation et minéralogie pour chacun des composites	13-13
Tableau 13-15 : Statistiques sommaires des résultats des tests d'impact et de Bond	13-15
Tableau 13-16 : Résultats sommaires des échantillons de référence	13-20
Tableau 13-17 : Conditions standard pour les essais STP	13-23
Tableau 13-18 : Conditions standard pour les essais STP	13-25
Tableau 13-19 : Résultats sommaires des tests de variabilité STP	13-26
Tableau 13-20 : Sommaire des résultats STP par type de minéralisation	13-27
Tableau 13-21 : Essais d'optimisation comparatifs	13-28
Tableau 13-22 : Tests cinétiques et des réactifs pour la surverse (10 % de masse à la surverse)	13-31
Tableau 13-23 : Tests cinétiques et des réactifs pour la surverse (20 % de masse à la surverse)	13-32
Tableau 13-24 : Tests cinétiques et des réactifs pour la sousverse (10 % de masse à la surverse)	13-33
Tableau 13-25 : Tests cinétiques et des réactifs pour la sousverse (20 % de masse à la surverse)	13-33
Tableau 13-26 : Résultats sommaires des tests cinétiques de flottation pour la surverse et la sousverse	13-34
Tableau 13-27 : Résultats sommaires des tests cinétiques	13-35
Tableau 13-28 : Consommation de réactifs lors des essais STP	13-36
Tableau 13-29 : Consommation de réactifs dans les circuits de dégrossissage et de la surverse	13-36
Tableau 13-30 : Consommation de réactifs de purification / épuisement et du circuit d'Aw	13-37
Tableau 13-31 : Effet de la puissance du xanthate sur la flottation de dégrossissage	13-37
Tableau 13-32 : Effet de la puissance du xanthate sur la flottation des schlamms	13-38
Tableau 13-33 : Sommaire de la consommation des réactifs– Circuit complet	13-38
Tableau 13-34 : Résultats des essais d'épaississement	13-39
Tableau 13-35 : Sommaire des essais de purification en circuit fermé	13-50
Tableau 13-36 : Récupération du nickel au concentré après purification des schlamms	13-51
Tableau 13-37 : Consommation de réactifs dans les essais à circuit fermé de 2013	13-55
Tableau 13-38 : Répartition du cobalt dans les différents minéraux	13-57
Tableau 13-39 : Concentration en ÉGP du concentré Dumont	13-58
Tableau 13-40 : Teneurs moyennes en Pt et Pd dans le concentré par domaine métallurgique	13-59
Tableau 13-41 : Analyses géochimiques des concentrés	13-59
Tableau 14-1 : Projet nickélique Dumont, Québec, SRK Consulting (Canada) Inc., 30 avril 2013*	14-2

Tableau 14-2 : Comparaison des volumes des domaines géologiques de 2012 et de 2013	14-4
Tableau 14-3 : Limites de détection	14-6
Tableau 14-4 : Valeurs de coupure supérieures pour chaque domaine	14-8
Tableau 14-5 : Statistiques sommaires pour le Ni (%) calculées à l'aide des analyses géochimiques, des composites et des composites écrêtés par domaine	14-9
Tableau 14-6 : Sommaire de la base de données de poids spécifique	14-9
Tableau 14-7 : Caractéristiques du bloc modèle Dumont	14-11
Tableau 14-8 : Stratégie d'estimation appliquée aux sept domaines de ressources	14-11
Tableau 14-9 : Tonnage estimé par passe dans chacun des sept domaines de ressources	14-12
Tableau 14-10 : Hypothèses utilisées pour l'optimisation de la fosse conceptuelle pour les besoins de l'estimation des ressources exploitables par fosse	14-15
Tableau 14-11 : Estimation de ressources minérales, projet nickélique Dumont, Québec, SRK Consulting (Canada) Inc., 30 avril 2013 *	14-16
Tableau 14-12 : Estimations des quantités et des teneurs* dans les catégories mesurées et indiquées du bloc modèle exploitables par fosse à différentes teneurs de coupure	14-17
Tableau 15-1 : Estimation des réserves minérales* (Snowden, le 17 juin 2013) ¹	15-1
Tableau 15-2 : Calcul des valeurs NSR pour le nickel de Dumont	15-4
Tableau 15-3 : Calcul de la valeur NSR pour les sous-produits de Dumont	15-4
Tableau 15-4 : Première itération LG – Coquilles imbriqués de fosse	15-6
Tableau 15-5 : Comparaison l'aménagement finale de la fosse et de la première itération LG	15-10
Tableau 15-6 : Comparaison du modèle de fosse aménagée et du produit de la deuxième passe LG	15-12
Tableau 15-7 : Calcul de la teneur de coupure	15-18
Tableau 15-8 : Conversion des ressources en réserves	15-20
Tableau 16-1 : Caractéristiques géotechniques représentative des types de roches du projet Dumont	16-4
Tableau 16-2 : Lignes directrices de l'aménagement de la fosse Dumont par secteur	16-6
Tableau 16-3 : Valeur moyenne des propriétés de l'argile saturée grise	16-9
Tableau 16-4 : Recommandations relatives à l'aménagement des pentes dans le sol pour la fosse	16-11
Tableau 16-5 : Cédule d'exploitation sur la durée de vie de la mine	16-31
Tableau 16-6 : Flotte d'équipement minier du projet Dumont – Entrepreneur	16-42
Tableau 16-7 : Flotte d'équipement minier du projet Dumont – Propriétaire	16-42
Tableau 16-8 : Flotte minière du projet Dumont par année pendant l'exploitation de la fosse	16-44
Tableau 16-9 : Flotte minière par année pendant le réacheminement des stocks à basse teneur	16-44
Tableau 16-10 : Critères de conception au niveau du chargement	16-47
Tableau 16-11 : Critères de conception des équipements de transport	16-48
Tableau 17-1 : Sommaire des critères de conception de l'usine de traitement	17-2
Tableau 17-2 : Critères de conception du circuit de broyage	17-12
Tableau 17-3 : Sommaire des temps de séjour de la flottation du nickel	17-15
Tableau 17-4 : Sommaire des puissances nominales du circuit de récupération de concentré magnétique	17-17
Tableau 18-1 : Critères de conception du parc à résidus	18-6
Tableau 19-1 : Hypothèses de prix en dollars US	19-2
Tableau 20-1 : Provenance des éléments biophysiques et sociaux mentionnés dans l'étude de préféabilité	20-1
Tableau 20-2 : Indicateurs socio-économiques des municipalités situées à proximité du projet Dumont	20-9
Tableau 20-3 : Principales préoccupations soulevées au cours des processus de consultation et d'information	20-14
Tableau 20-4 : Critères de sélection de l'emplacement soulevés pendant les consultations	20-15

Tableau 20-5 : Sommaire des étapes à franchir dans le cadre du processus d'obtention des permis environnementaux	20-20
Tableau 20-6 : Résumé des caractéristiques chimiques et classification des principaux types de roche stérile et de minerai à basse teneur selon les résultats des essais statiques (Golder, 2013)	20-22
Tableau 20-7 : Résumé des caractéristiques environnementales pour les échantillons de résidus (Golder, 2013)	20-23
Tableau 20-8 : Résumé des caractéristiques chimiques et classification du mort-terrain selon les résultats des essais statiques (Golder, 2013)	20-24
Tableau 21-1 : Sommaire des dépenses en immobilisations (M\$)	21-2
Tableau 21-2 : Dépenses en immobilisations initiales par domaine	21-2
Tableau 21-3 : Dépenses en immobilisations d'expansion par domaine	21-3
Tableau 21-4 : Dépenses en immobilisations de maintien par domaine	21-3
Tableau 21-5 : Sommaire des dépenses en immobilisations associées à l'extraction minière (M\$)	21-5
Tableau 21-6 : Sommaire des coûts d'exploitation	21-15
Tableau 21-7 : Sommaire des coûts d'exploitation liés à l'extraction minière – par fonction	21-17
Tableau 21-8 : Sommaire des coûts d'exploitation liés à l'extraction minière – par catégorie	21-17
Tableau 21-9 : Sommaire des coûts pour l'usine de traitement – Phase initiale à 52,5 kt/j	21-20
Tableau 21-10 : Sommaire des coûts pour l'usine de traitement – Phase d'expansion à 105 kt/j	21-20
Tableau 21-11 : Résumé des coûts G&A – Phase initiale à 52,5 kt/j	21-20
Tableau 21-12 : Résumé des coûts G&A – Phase d'expansion à 105 kt/j	21-21
Tableau 21-13 : Postes de frais G&A inclus dans Autres coûts	21-21
Tableau 22-1 : Sommaire des paramètres économiques de l'étude de faisabilité	22-1
Tableau 22-2 : Hypothèses pour les prix et les taux de change	22-2
Tableau 22-3 : Sommaire des paramètres économiques par période	22-5
Tableau 22-4 : Paramètres économiques détaillés	22-8
Tableau 22-5 : Sensibilité de la VAN du projet à 8 %	22-15
Tableau 22-6 : Sensibilité de la VAN du projet à 9 %	22-15
Tableau 22-7 : Sensibilité de la VAN du projet à 10 %	22-16
Tableau 22-8 : Sensibilité du TRI du projet	22-16
Tableau 22-9 : Sensibilité des flux de trésorerie et du BAIIA du projet	22-16
Tableau 22-10 : Sensibilité des coûts au comptant du projet	22-17
Tableau 24-1 : Résumé des résultats des essais sur le terrain et en laboratoire pour l'argile	24-3
Tableau 24-2 : Résumé des résultats des essais sur le terrain et en laboratoire pour le silt et le sol silteux	24-7
Tableau 24-3 : Résumé des résultats des essais sur le terrain et en laboratoire pour le sable et le gravier	24-9
Tableau 24-4 : Calendrier de réalisation du projet nickélique Dumont — Principales dates d'importance	24-16
Tableau 24-5 : Sommaire des différents éléments du projet et du calendrier de restauration	24-19
Tableau 24-6 : Sommaire des différents éléments du projet et des activités de restauration prévues	24-19
Tableau 24-7 : Sommaire des essais de production d'un concentré de magnétite	24-27
Tableau 24-8 : Teneurs d'alimentation estimatives du circuit de magnétite	24-27
Tableau 24-9 : Critères de conception globaux	24-28
Tableau 24-10 : Sommaire des dépenses en immobilisations (M\$)	24-31
Tableau 24-11 : Sommaire des coûts d'exploitation (\$/t)	24-32
Tableau 24-12 : Caractéristiques ciblées pour le ferronickel de RNC	24-33

Liste des figures

Figure 1.1 : Localisation du projet	1-3
Figure 1.2 : Séquence des phases d'extraction minière	1-8
Figure 1.3 : Récupération obtenue lors des essais en circuit fermé vs récupération modélisée	1-11
Figure 1.4 : Schéma de l'usine de traitement du projet Dumont	1-13
Figure 4.1 : Localisation de la propriété	4-2
Figure 4.2 : Claims miniers de la propriété Dumont	4-8
Figure 4.3 : Propriété Dumont — éléments de surface à considérer	4-13
Figure 5.1 : Localisation et infrastructures	5-1
Figure 5.2 : Vue de la propriété Dumont orientée vers le nord	5-3
Figure 5.3 : Aperçu de la propriété Dumont : topographie typique non accidentée, unité de forage et coupe à blanc ciblée	5-3
Figure 6.1 : Géologie du filon-couche Dumont	6-3
Figure 7.1 : Localisation du filon-couche ultramafique de Dumont dans la ceinture de roches vertes de l'Abitibi	7-1
Figure 7.2 : Carte du levé magnétique de la propriété Dumont (1 ^{re} dérivée verticale)	7-4
Figure 7.3 : Carte géologique de la propriété Dumont	7-5
Figure 7.4 : Section transversale type du gisement de Dumont, ligne 8350E, regard vers le nord-ouest. Les limites des parois de la fosse (ÉF) sont indiquées	7-8
Figure 7.5 : Photo de la minéralisation de Dumont en carotte de forage (largeur du champ de vision : 5 cm)	7-10
Figure 7.6 : Assemblage de minéralisation sulfurée. Échantillon où la heazlewoodite est prédominante (EXP_204)	7-12
Figure 7.7 : Assemblage de minéralisation sulfurée. Échantillon où la pentlandite est prédominante (EXP_287)	7-13
Figure 7.8 : Assemblage de minéralisation d'alliage. Échantillon (EXP_221)	7-15
Figure 7.9 : Assemblage de minéralisation mixte. Échantillon (EXP_256)	7-16
Figure 7.10 : Image BSE de fines inclusions de nickel dans une matrice de serpentine	7-17
Figure 7.11 : Localisation des échantillons analysés à la microsonde électronique	7-20
Figure 7.12 : Distribution de fréquences du pourcentage de nickel dans la pentlandite	7-21
Figure 7.13 : Distribution de fréquences et courbe de la fréquence cumulée du pourcentage de nickel dans la serpentine	7-22
Figure 7.14 : Localisation des échantillons dont la magnétite a été analysée à la microsonde électronique (colorés selon le pourcentage de Ni dans la magnétite)	7-23
Figure 7.15 : Distribution du pourcentage de nickel dans la magnétite	7-24
Figure 7.16 : Pourcentage de nickel dans l'awaruite versus pourcentage de nickel dans la magnétite	7-24
Figure 7.17 : Pourcentage de Fe versus la somme de Cr, Mn et Ni; la teneur en Fe augmente quand la teneur en Cr, Ni et Mn diminue	7-25
Figure 7.18 : Distribution de la teneur en Ni de la pentlandite	7-27
Figure 7.19 : Sections minéralogiques du processus de serpentinisation à l'intérieur de la dunité de Dumont, images QEMSCAN d'EXPLOMIN ^{MC}	7-29
Figure 7.20 : Caractéristiques des phases de serpentinisation précoce et avancée	7-32
Figure 7.21 : Distribution modélisée de l'intensité de la serpentinisation et minéralogie associée	7-33
Figure 7.22 : Vues en plan et en section de l'intervalle de sulfures massifs recoupé dans le sondage 11-RN-355	7-35
Figure 7.23 : Distribution des domaines métallurgiques dans le bloc modèle	7-37
Figure 9.1 : Première dérivée verticale du champ magnétique, propriété Dumont	9-2

Figure 9.2 : Vue aérienne de l'affleurement où l'échantillon en vrac a été prélevé montrant l'étendue de dunité exposée et les traces des failles	9-4
Figure 9.3 : Localisation des échantillons minéralogiques	9-5
Figure 9.4 : Carte de localisation des échantillons en vrac en affleurement	9-6
Figure 9.5 : Carte montrant la localisation des sondages utilisés dans le cadre du programme de quantification du chrysotile	9-7
Figure 10.1 : Localisation des forages sur la propriété Dumont	10-4
Figure 10.2 : Forages sur la propriété Dumont selon les années	10-5
Figure 10.3 : Sites des forages dans le mort-terrain et essais de pénétration à pointe conique (EPC)	10-6
Figure 10.4 : Section de forage 6000 E montrant les limites des parois de la fosse (ÉF)	10-7
Figure 10.5 : Section de forage 6600 E montrant les limites des parois de la fosse (ÉF)	10-8
Figure 10.6 : Section de forage 7600 E montrant les limites des parois de la fosse (ÉF)	10-8
Figure 10.7 : Section de forage 8350 E montrant les limites des parois de la fosse (ÉF)	10-9
Figure 10.8 : Exemple de résultats d'EPC pour le sondage 11RNCPT08	10-11
Figure 10.9 : Site de forage indiquant l'emplacement des collets du forage PQ 10-RN-218 (pour essais en mini-usine pilote)	10-13
Figure 11.1 : Carothèque à Amos	11-4
Figure 11.2 : Localisation des forages de calibre PQ	11-12
Figure 11.3 : Localisation des échantillons visant à évaluer la variabilité métallurgique (échantillons STP)	11-14
Figure 11.4 : Exemple du découpage en domaines de chaque sondage pour les échantillons STP	11-15
Figure 11.5 : Schéma de préparation des échantillons - Carottage entier de calibre PQ	11-17
Figure 11.6 : Schéma de préparation des échantillons - Demi-carottes de calibre NQ	11-18
Figure 11.7 : Préparation des échantillons pour évaluer la variabilité rhéologique	11-19
Figure 11.8 : Graphiques montrant le biais, la précision et graphiques quantile-quantile pour les échantillons EXPLOMIN ^{MC} (QEMSCAN vs Satmagan) (SGS) – Magnétite	11-26
Figure 13.1 : Récupération du nickel dans la fraction fine des échantillons STP	13-7
Figure 13.2 : Schéma de traitement de la procédure d'essai standard (STP) initiale	13-22
Figure 13.3 : Schéma de traitement de la procédure STP mise à jour	13-24
Figure 13.4 : Récupération de flottation en fonction de la granulométrie de broyage	13-29
Figure 13.5 : Récupération de dégrossissage en fonction de la granulométrie de broyage	13-30
Figure 13.6 : Teneur du préconcentré en fonction de la granulométrie de broyage	13-30
Figure 13.7 : Résultats de l'analyse de régression sur les échantillons STP sans distinguer les domaines	13-40
Figure 13.8 : Distribution des ratios Hz/Pn dans les résultats EXPLOMIN ^{MC}	13-41
Figure 13.9 : Répartition des sulfures	13-42
Figure 13.10 : Répartition de la serpentine ferrifère à l'intérieur du tracé de fosse de l'ÉF	13-43
Figure 13.11 : Teneur en nickel de la pentlandite	13-43
Figure 13.12 : Récupération STP pour les échantillons enrichis ou non en FESP	13-44
Figure 13.13 : Récupération modélisée par régression pour les échantillons dominés par la Hz	13-45
Figure 13.14 : Répartition du domaine métallurgique dominé par la Hz	13-45
Figure 13.15 : Récupération modélisée par régression pour les échantillons de sulfures mixtes	13-46
Figure 13.16 : Répartition du domaine métallurgique des sulfures mixtes	13-46
Figure 13.17 : Récupération modélisée par régression pour les échantillons dominés par la Pn	13-47
Figure 13.18 : Répartition du domaine dominé par la Pn	13-47
Figure 13.19 : Récupération modélisée par régression pour les échantillons enrichis en serpentine ferrifère	13-48
Figure 13.20 : Répartition du domaine enrichi en serpentine ferrifère	13-48
Figure 13.21 : Domaines métallurgiques à l'intérieur du tracé de la fosse de l'ÉF	13-49

Figure 13.22 : Relation entre la teneur en soufre (%) du préconcentré et la récupération à la purification	13-51
Figure 13.23 : Essais de confirmation en circuit fermé effectués en 2013	13-54
Figure 13.24 : Récupération obtenue lors des essais en circuit fermé vs récupération modélisée	13-56
Figure 13.25 : Résultats de l'échantillon provenant de la fosse des années 1970	13-57
Figure 14.1 : Répartition des sept enveloppes minéralisées utilisées comme domaines de ressources pour contraindre l'estimation des ressources	14-5
Figure 14.2 : Histogramme et graphique de probabilité montrant la distribution des longueurs des intervalles échantillonnés	14-6
Figure 14.3 : Statistiques de base pour le nickel dans le domaine 3	14-7
Figure 14.4 : Corrélogramme du nickel (%) dans le domaine 3 utilisé pour ajuster le variogramme	14-10
Figure 14.5 : Domaines modélisés du projet nickélique Dumont à l'intérieur du tracé de la fosse conceptuelle	14-16
Figure 14.6 : Courbe teneur vs tonnage pour le projet nickélique Dumont	14-18
Figure 15.1 : Première itération LG – VAN _{8%} après impôt en fonction du scénario final	15-7
Figure 15.2 : Première itération LG – Coquille de fosse du scénario 6 utilisé comme point de départ pour le modèle de fosse aménagée (facteur de revenus de 54 %)	15-8
Figure 15.3 : Première itération LG – Tracé de fosse LG du scénario 10 (facteur de revenus de 77 %)	15-8
Figure 15.4 : Fosse finale aménagée	15-9
Figure 15.5 : Deuxième itération LG – Coquille correspondant au modèle de fosse aménagée (vue en plan)	15-13
Figure 15.6 : Deuxième itération LG – Coquille correspondant au modèle de fosse aménagée (section transversale)	15-14
Figure 15.7 : Deuxième itération LG – Coquille correspondant au modèle de fosse aménagée (section longitudinale)	15-14
Figure 15.8 : Dilution planifiée déjà incluse dans le bloc modèle (sondage 09-RN-219)	15-16
Figure 16.1 : Vue en plan des types de roches et des structures majeures susceptibles d'être exposés dans le tracé de fosse proposé du projet Dumont (l'éponte supérieure forme la paroi nord-est de la fosse modélisée)	16-3
Figure 16.2 : Section transversale typique du sud-ouest au nord-est à travers la fosse Dumont (la profondeur de la fosse est d'environ 500 m)	16-4
Figure 16.3 : Secteurs d'aménagement de la fosse Dumont	16-5
Figure 16.4 : Courbes isopaques montrant l'épaisseur du mort-terrain	16-8
Figure 16.5 : Courbes isopaques montrant l'épaisseur des sols organiques et à grains fins	16-9
Figure 16.6 : Domaines du mort-terrain basés sur la résistance sans consolidation de l'argile grise	16-10
Figure 16.7 : Séquence générale d'exploitation des phases LG	16-14
Figure 16.8 : Séquence des phases pour les modèles de fosse aménagée	16-16
Figure 16.9 : Développement de la mine - Fin du prédécapage	16-17
Figure 16.10 : Développement de la mine - Fin de l'an 1	16-18
Figure 16.11 : Développement de la mine - Fin de l'an 2	16-18
Figure 16.12 : Développement de la mine - Fin de l'an 3	16-19
Figure 16.13 : Développement de la mine - Fin de l'an 4	16-19
Figure 16.14 : Développement de la mine - Fin de l'an 5	16-20
Figure 16.15 : Développement de la mine - Fin de l'an 6	16-20
Figure 16.16 : Développement de la mine - Fin de l'an 7	16-21
Figure 16.17 : Développement de la mine - Fin de l'an 8	16-21
Figure 16.18 : Développement de la mine - Fin de l'an 9	16-22
Figure 16.19 : Développement de la mine - Fin de l'an 10	16-22
Figure 16.20 : Développement de la mine - Fin de l'an 11	16-23

Figure 16.21 : Développement de la mine - Fin de l'an 12	16-23
Figure 16.22 : Développement de la mine - Fin de l'an 13	16-24
Figure 16.23 : Développement de la mine - Fin de l'an 14	16-24
Figure 16.24 : Développement de la mine - Fin de l'an 15	16-25
Figure 16.25 : Développement de la mine - Fin de l'an 16	16-25
Figure 16.26 : Développement de la mine - Fin de l'an 17	16-26
Figure 16.27 : Développement de la mine - Fin de l'an 18	16-26
Figure 16.28 : Développement de la mine - Fin de l'an 19	16-27
Figure 16.29 : Développement de la mine - Fin de l'an 20 (fin de l'exploitation minière)	16-27
Figure 16.30 : Développement de la mine à la fin de vie de l'exploitation montrant la halde de roches stériles dans l'ESE	16-29
Figure 16.31 : Cédule sommaire de production minière	16-30
Figure 16.32 : Production de l'usine et halde de minerai à basse teneur	16-32
Figure 16.33 : Minerai exploité, minerai traité et production de Ni	16-33
Figure 16.34 : Valeur cumulative du minerai traité vs sortie de minerai de la fosse exploitée	16-34
Figure 16.35 : Halde de stériles dans la fosse	16-36
Figure 16.36 : Aménagement des haldes et des empilements	16-37
Figure 16.37 : Section transversale typique de la digue du parc à résidus	16-38
Figure 16.38 : Consommation de diésel	16-51
Figure 16.39 : Effectifs requis	16-53
Figure 17.1 : Schéma de l'usine de traitement du projet Dumont	17-5
Figure 17.2 : Vue d'ensemble du secteur de l'usine de traitement	17-8
Figure 17.3 : Schéma de l'usine de traitement du projet Dumont	17-9
Figure 18.1 : Plan d'aménagement du site	18-2
Figure 18.2 : Localisation des tranchées en clé principale	18-9
Figure 18.3 : Plan de la digue de départ du parc à résidus	18-10
Figure 18.4 : Coupe type du parc à résidus	18-12
Figure 18.5 : Section type à la fin de l'usinage	18-14
Figure 19.1 : Au-delà de 2015 – Évolution de la demande en nickel per capita	19-1
Figure 19.2 : Prix trimestriel du nickel au comptant au LME	19-2
Figure 20.1 : Zone d'étude locale de l'ÉIES	20-2
Figure 20.2 : Propriété Dumont — éléments de surface à considérer	20-12
Figure 20.3 : Cellules expérimentales – Cellule des résidus en avant-plan, cellule de stérile (dunite serpentinisée) en arrière-plan. Le diamètre des cellules est de 5 m.	20-25
Figure 20.4 : Image au MEB de grains de péridotite altéré en laboratoire. Un grain de péridotite de petite taille est « cimenté » à un grain plus volumineux par l'entremise d'un réseau de carbonates en plaquettes.	20-27
Figure 20.5 : Image au MEB de serpentine fibreuse (provenant de péridotite) altéré en laboratoire : serpentine fibreuse qui affiche une altération en carbonates secondaires.	20-28
Figure 21.1 : Structure organisationnelle G&A	21-23
Figure 22.1 : Flux de trésorerie sur la durée de vie du projet	22-7
Figure 22.2 : Changements à la VAN du projet (en dollars canadiens)	22-9
Figure 22.3 : Changements à la VAN du projet (en dollars US)	22-9
Figure 22.4 : Sensibilité de la VAN du projet aux variations des principales hypothèses	22-12
Figure 22.5 : Sensibilité du TRI du projet aux variations des principales hypothèses	22-13
Figure 22.6 : Sensibilité de la VAN du projet aux variations des hypothèses secondaires	22-14
Figure 22.7 : Sensibilité du TRI du projet aux variations des hypothèses secondaires	22-14
Figure 24.1 : Résultats pour la granulométrie de l'argile	24-5
Figure 24.2 : Résultats des limites d'Atterberg pour l'argile	24-6
Figure 24.3 : Résultats pour la granulométrie du silt et du sol silteux	24-8

Figure 24.4 : Résultats pour la granulométrie du sable et du gravier	24-9
Figure 24.5 : Calendrier préliminaire de réalisation	24-15
Figure 24.6 : Système de trolley à Palabora	24-23
Figure 24.7 : Configuration des rampes du projet Dumont	24-25
Figure 24.8 : Secteurs du schéma de traitement de l'ÉPF affectés par l'ajout d'un circuit de séparation magnétique	24-29
Figure 24.9 : Modification potentielle du schéma de traitement	24-30
Figure 24.10 : Boutons de ferronickel produits par RNC	24-32

1 RÉSUMÉ

1.1 Introduction

RNC est une société du secteur des ressources minérales dont le siège social est à Toronto, au Canada, qui se consacre principalement à l'exploration, à l'évaluation, à la mise en valeur et à l'acquisition de propriétés minières de métaux de base et de métaux du groupe platine. L'actif principal de RNC est le projet nickélique Dumont (le projet Dumont) qui occupe un emplacement stratégique dans le camp minier établi d'Abitibi, à 25 km au nord-ouest d'Amos, au Québec. RNC a acquis une participation de 100 % dans la propriété Dumont en 2007. Les claims miniers qui couvrent le gisement Dumont sont présentement détenus à 98 % par RNC et 2 % par Ressources Québec.

Ausenco Solutions Canada Inc. (Ausenco) a été mandatée par RNC en mai 2012 pour préparer l'étude de faisabilité (ÉF) et le rapport technique conforme au Règlement 43-101 sur le projet. Ce rapport technique a été préparé pour fournir à RNC suffisamment de renseignements pour déterminer la faisabilité économique de la mise en valeur du gisement Dumont et pour décider d'aller ou non de l'avant avec la construction et sur quelles bases.

De plus, SRK Consulting (Canada) Inc. (SRK) a reçu le mandat de préparer les sections sur la géologie, l'estimation des ressources, la gestion des résidus miniers, l'hydrogéologie, l'hydrologie, la géotechnique et le plan de fermeture. Snowden Mining Industry Consultants Inc. (Snowden) a été retenu pour la conception de la mine, l'évaluation des coûts d'exploitation et des dépenses en immobilisations de la mine, et l'estimation des réserves. GENIVAR Inc. (GENIVAR) s'est vu confier la responsabilité de contribuer aux volets du projet portant sur l'environnement et l'obtention des permis. Golder Associés Ltée (Golder) a pris part aux études géochimiques environnementales. Norascon a contribué à la conception et à l'évaluation des coûts des travaux de génie civil.

La propriété Dumont est située dans la province de Québec dans les municipalités de Launay et de Trécesson, à environ 25 km, par la route, au nord-ouest de la ville d'Amos, à 60 km au nord-est de la ville industrielle et minière de Rouyn-Noranda et à 70 km au nord-ouest de la ville de Val-d'Or. La population de la ville d'Amos s'élève à 12 584 habitants (recensement de 2006). Amos est aussi le siège administratif de la MRC de l'Abitibi (figure 1.1).

La propriété Dumont n'a jamais fait l'objet d'exploitation ou de production minières. Toutefois, depuis près d'un siècle, les régions de Val-d'Or et de Rouyn-Noranda situées en périphérie de la propriété Dumont sont et continuent d'être l'objet d'une exploitation minière prolifique.

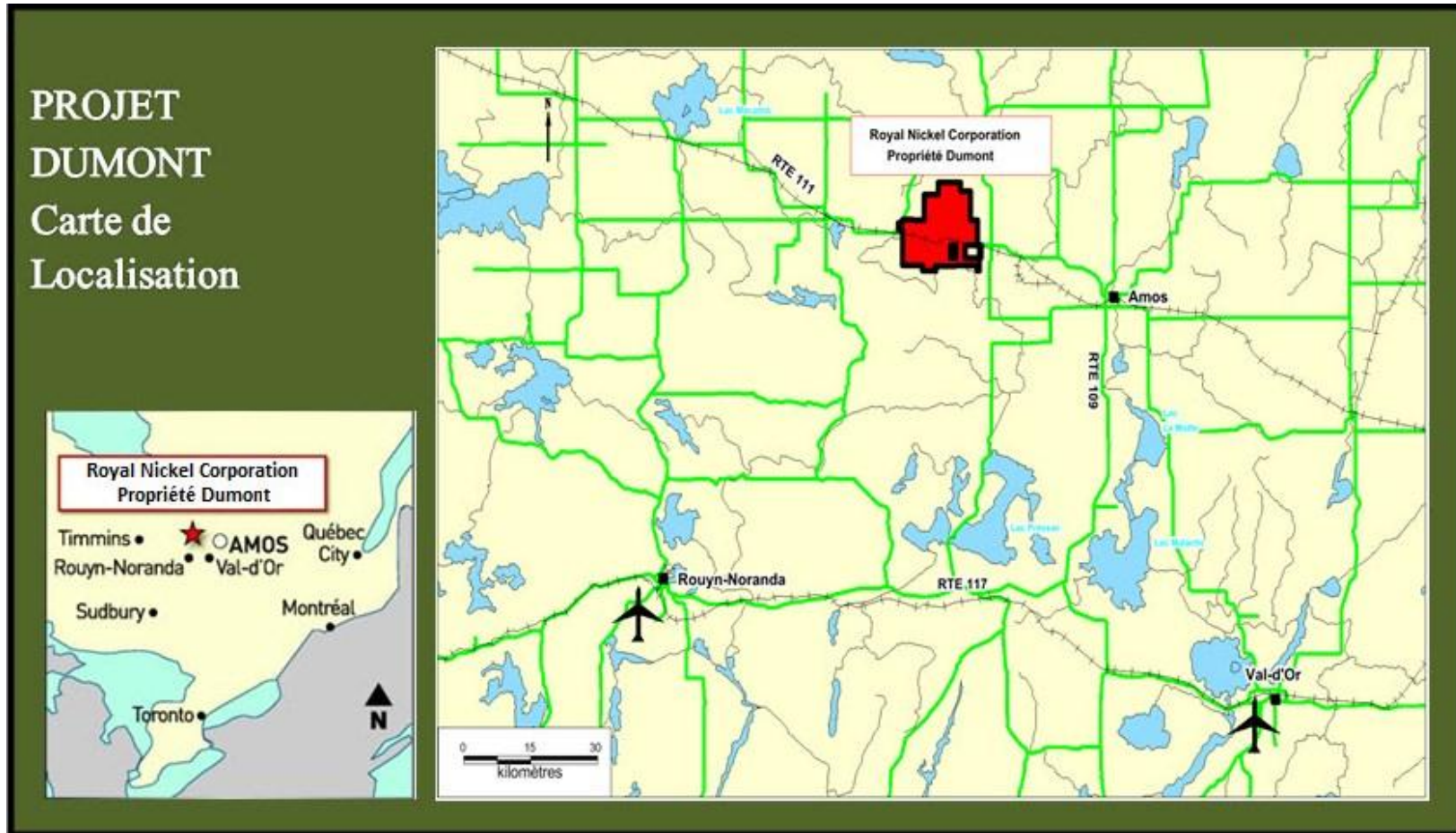
Tous les montants présentés dans ce rapport sont en dollars canadiens à moins d'indication contraire.

1.2 Géologie et minéralisation

Le filon-couche de Dumont se situe dans la Sous-province de l'Abitibi de la Province géologique du Supérieur du Bouclier canadien d'âge archéen. Le filon-couche fait partie d'une série de corps intrusifs mafiques à ultramafiques qui forment un alignement irrégulier globalement orienté est-ouest, entre Val-d'Or, Québec, et Timmins, Ontario. Il comprend une zone ultramafique inférieure dont l'épaisseur réelle est d'environ 450 m en moyenne et une zone mafique supérieure d'environ 250 m d'épaisseur. La zone ultramafique est subdivisée en sous-zones : péridotite inférieure, dunite et péridotite supérieure. Des cumulats de minéraux sulfurés

et d'alliage enrichis en nickel (Ni) sont présents dans certaines parties de la sous-zone de dunite ainsi que, localement, dans la péridotite inférieure et forment le gisement Dumont.

Figure 1.1 : Localisation du projet



Source : RNC.

La minéralisation nickélique disséminée est caractérisée par une quantité variable de bulles disséminées de pentlandite $[(Ni,Fe)_9S_8]$, d'heazlewoodite (Ni_3S_2) et d'awaruite $(Ni_{2.5}Fe)$, un alliage de fer-nickel à travers le filon-couche. Ces minéraux peuvent aussi se regrouper sous forme d'agglomérats grossiers, souvent associés avec de la magnétite, pouvant atteindre $10\ 000\ \mu m$ (10 mm) ou se présenter sous la forme de grains distincts disséminés variant entre 2 et $1\ 000\ \mu m$ (0,002 à 1 mm). Le nickel peut aussi être présent dans la structure cristalline de plusieurs minéraux silicatés, incluant l'olivine et la serpentine

La minéralogie observée au gisement Dumont est le résultat de la serpentinisation d'un protolite de dunite, lequel contenait localement à l'origine un assemblage de sulfures magmatiques disséminés (intercumulus). Au cours du processus de serpentinisation, lorsque l'olivine a réagi avec l'eau pour produire de la serpentine, de la magnétite et de la brucite, il s'est créé un environnement fortement réducteur où le nickel libéré par la décomposition de l'olivine s'est réparti entre les sulfures à faible teneur en soufre et l'awaruite récemment formée. La texture et l'assemblage minéralogique définitifs de la minéralisation nickélique disséminée à l'intérieur du gisement Dumont et leurs variations sont principalement contrôlés par la variation du degré de serpentinisation subie par la dunite hôte.

Avant l'acquisition de la propriété Dumont, RNC a réalisé un premier programme de forages d'exploration en 2007 pour confirmer les résultats historiques de forage. Les résultats de cette campagne de forage ont confirmé les résultats des forages antérieurs et encouragé RNC à poursuivre les travaux avec une importante campagne de forages pour évaluer l'ensemble du gisement Dumont. Depuis, RNC a réalisé des forages (carottages) au diamant sur la propriété Dumont lors des travaux d'exploration, de la définition des ressources, de l'échantillonnage métallurgique et des études géotechniques du substrat rocheux. Les travaux d'exploration de minéralisation nickélique sur la propriété Dumont ont surtout consisté en des forages au diamant en raison du peu d'affleurements de roches ultramafiques intrusives contenant la minéralisation nickélique. Les cibles de forages ont été établies premièrement en fonction des données historiques de forage et des levés aériens électromagnétiques et magnétiques. RNC a aussi réalisé des forages carottés et des essais de pénétration à pointe conique afin de caractériser géotechniquement le mort-terrain. RNC a entrepris un important programme d'échantillonnage minéralogique afin de cartographier les variations minéralogiques à l'intérieur du gisement Dumont.

1.3 Ressources et réserves

L'estimation des ressources minérales pour le projet Dumont est présentée au tableau 1-1; le tableau 1-2 résume l'estimation des réserves minérales de Dumont.

L'estimation des ressources minérales a été préparée par M. Sébastien Bernier, P.Geo, consultant principal en géologie des ressources chez SRK. La date d'entrée d'effet de l'actuelle estimation des ressources est le 30 avril 2013. L'estimation des ressources minérales présentée tient compte des données de forage disponibles au 31 décembre 2012 et ces ressources ont été estimées selon une approche de modélisation géostatistique par blocs définis à l'aide de sept modèles fil-de-fer de minéralisation sulfurée. Les ressources minérales ont été estimées conformément aux Lignes directrices des meilleures pratiques en estimation des ressources minérales et des réserves minérales de l'ICM et ont été classées selon les Normes de l'ICM sur les définitions pour les ressources minérales et réserves minérales adoptées en novembre 2010. Les ressources minérales sont présentées conformément au Règlement 43-101 des Autorités canadiennes en valeurs mobilières. SRK n'a connaissance d'aucun problème lié à l'environnement, aux permis, aux titres, à la commercialisation, ou à des questions d'ordre juridique, fiscal, socio-économique ou politique ou de tout autre facteur pertinent qui pourrait avoir un effet négatif sur les ressources minérales.

En plus du nickel, SRK a modélisé la répartition quantitative de sept autres éléments – calcium, cobalt, chrome, fer, palladium, platine et soufre – ainsi que le poids spécifique.

Tableau 1-1 : Estimation de ressources minérales *, projet nickélfère Dumont, Québec, SRK Consulting (Canada) Inc., 30 avril 2013*

Catégorie de ressources	Quantité (kt)	Teneur		Nickel contenu		Cobalt contenu	
		Ni (%)	Co (ppm)	(kt)	(Mlbs)	(kt)	(Mlbs)
Mesurées	372 100	0,28	112	1050	2 310	40	92
Indiquées	1 293 500	0,26	106	3 380	7 441	140	302
Mesurées + Indiquées	1 665 600	0,27	107	4 430	9 750	180	394
Présumées	499 800	0,26	101	1 300	2 862	50	112
Catégorie de ressources	Quantité (kt)	Teneur		Palladium contenu (koz)	Platine contenu (koz)		
		Pd (g/t)	Pt (g/t)				
Mesurées	372 100	0,024	0,011	288	126		
Indiquées	1 293 500	0,017	0,008	720	335		
Mesurées + Indiquées	1 665 600	0,020	0,009	1 008	461		
Présumées	499 800	0,014	0,006	220	92		
Catégorie de ressources	Quantité (kt)	Teneur		Magnétite contenue			
		Magnétite (%)		(kt)	(Mlbs)		
Mesurées	-	-	-	-	-		
Indiquées	1 114 300	4,27		47 580	104 905		
Mesurées + Indiquées	1 114 300	4,27		47 580	104 905		
Présumées	832 000	4,02		33 430	73 702		

Remarque : 1. * Présentée selon une teneur de coupure de 0,15 % Ni à l'intérieur des coquilles conceptuelles de fosse optimisés en utilisant un prix de 9,00 \$ US/lb de nickel, un taux de récupération métallurgique et d'usinage moyen de 40 %, des frais de traitement et G&A de 6,30 \$ US par tonne usinée, un taux de change de 1,00 \$ CA = 0,90 \$ US, un angle de pente global de 42° à 50° selon le secteur, et un taux de production de 105 kt/j. La valeur du cobalt, du palladium, du platine et de la magnétite n'est pas prise en compte dans le calcul de la teneur de coupure puisqu'il s'agit de sous-produits du nickel récupéré. Tous les nombres ont été arrondis pour refléter la précision relative des estimations. Les ressources minérales ne sont pas des réserves minérales et leur viabilité économique n'a pas été démontrée. Les ressources minérales mesurées et indiquées comprennent les ressources minérales qui ont été modifiées pour estimer les réserves minérales.

Tableau 1-2 : Estimation des réserves minérales* (Snowden, le 17 juin 2013)¹

Catégorie	Quantité (kt)	Teneur				Métal contenu			
		Ni (%)	Co (ppm)	Pt (g/t)	Pd (g/t)	Ni (Mlb)	Co (Mlb)	Pt (koz)	Pd (koz)
Prouvées	179 600	0,32	114	0,013	0,029	1 274	45	77	166
Probables	999 000	0,26	106	0,008	0,017	5 667	233	250	550
Total	1 178 600	0,27	107	0,009	0,019	6 942	278	328	716

Remarques : 1. * Présenté selon une teneur de coupure de 0,15 % nickel, à l'intérieur de la fosse finale aménagée. Ce modèle est basé sur une coquille de fosse optimisée selon la méthode Lerchs-Grossmann (LG), en utilisant un prix de 5,58 \$ US par livre de nickel (62 % de la prévision à long terme de 9,00 \$ US par livre), un taux de récupération métallurgique moyen de 43 %, des coûts de traitement marginaux et G&A de 6,30 \$ US par tonne usinée, un taux de change à long terme de 1,00 \$ CA = 0,90 \$ US, un angle de pente global dans la fosse de 42° à 50° selon le secteur, et un taux de production de 105 kt/j. Les réserves minérales tiennent compte de facteurs de 0,28 % pour les pertes minières et de 0,49 % pour la dilution, qui seront encourues à l'interface entre le mort-terrain et le socle rocheux (ces taux correspondent à 1 mètre de perte minière et 2 mètres de dilution le long du contact). Les réserves prouvées sont basées sur les ressources mesurées incluses dans le minerai tout-venant utilisé pour alimenter l'usine. Les réserves probables sont basées sur les ressources mesurées incluses dans les stocks de minerai plus les ressources indiquées incluses dans le minerai tout-venant et dans les stocks de minerai. Tous les nombres ont été arrondis pour refléter l'exactitude relative des estimations.

Pour faciliter l'évaluation de la récupération du nickel effectuée par RNC, SRK a aussi construit des modèles estimatifs des quantités de minéraux. En effet, SRK a modélisé la répartition

quantitative d'awaruite, de brucite, de coalingite, d'heazlewoodite, de serpentine, de serpentine pauvre en fer, de serpentine ferrifère, de magnétite, d'olivine et de pentlandite.

L'estimation des réserves a été préparée sous la direction de David A. Warren, Ing., consultant principal en mines chez Snowden Mining Industry Consultants, à partir du bloc modèle des ressources minérales décrit ci-dessus. Les réserves ont été estimées à l'intérieur d'un modèle de la fosse finale aménagée, lequel est basé sur une coquille de fosse optimisée selon la méthode Lerchs-Grossmann (LG), en utilisant uniquement les valeurs en nickel et un prix du nickel de 5,58 \$ US/lb, qui représente 62 % de la prévision à long terme de 9,00 \$ US/lb, et qui tient compte de facteurs de 0,28 % pour les pertes minières et de 0,49 % pour la dilution.

1.4 Exploitation minière

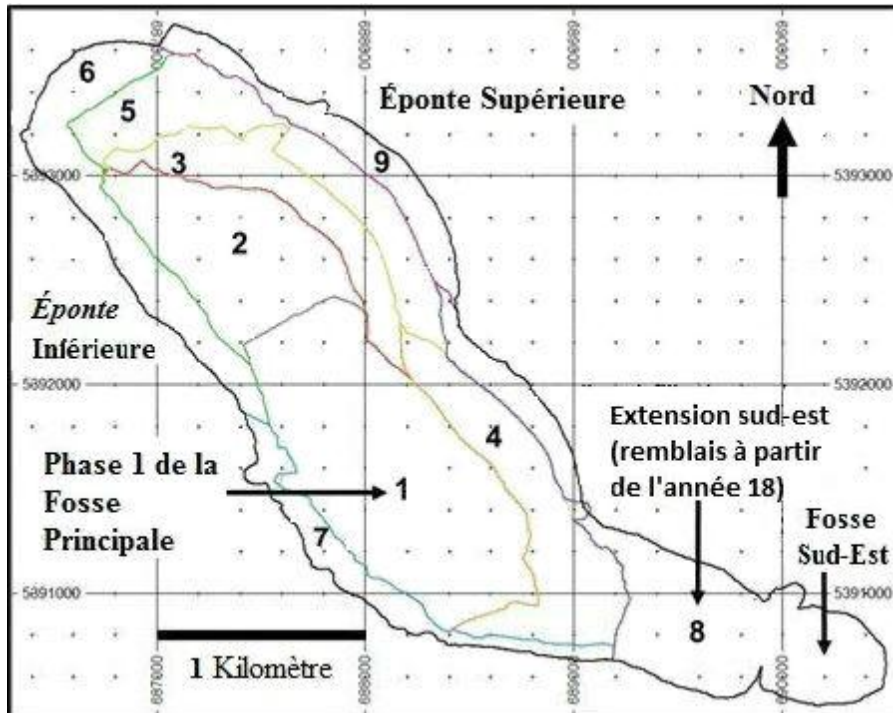
La mine à ciel ouvert a été conçue de façon à fournir du minerai à l'usine de manière à optimiser la valeur actualisée nette. L'usine aura un taux de traitement initial de 52,5 kt/j, avec une expansion prévue à l'an 5 de façon à atteindre un taux de 105 kt/j. La figure 1.2 montre la séquence d'extraction minière, et un résumé de la séquence globale d'extraction minière est présenté ci-dessous :

- L'exploitation minière débutera dans la fosse sud-est, qui correspond à l'extrémité sud-est du gisement. L'extraction minière dans la fosse sud-est sera complétée avant le démarrage de l'usine de façon à créer un réservoir d'eau pour les opérations de traitement, une source de roches stériles pour la construction, et des stocks de minerai qui pourront être utilisés lors de la mise en service de l'usine.
- Lorsque l'exploitation minière de la fosse sud-est sera terminée, les travaux d'extraction minière se déplaceront dans la fosse principale (phase 1). La production dans la fosse devrait atteindre 200 kt/j en moyenne à l'an 2 d'exploitation de l'usine.
- L'expansion de la fosse se fera progressivement dans la direction d'allongement (NO SE) ainsi que dans l'épente supérieure afin d'accéder à la minéralisation plus profonde. Suite à l'expansion de l'usine à un taux de traitement de 105 kt/j à l'an 5, le taux d'extraction minière augmentera progressivement jusqu'à 375 kt/j.
- Lorsque l'exploitation minière de l'extension sud-est (ESE; « Southeast Extension ») sera terminée au cours de l'année 18, les roches stériles provenant des dernières phases d'exploitation au nord-ouest seront utilisées pour remplir le vide.

Une des composantes clés du plan d'exploitation est l'exploitation accélérée du minerai dans la fosse, le minerai à valeur élevée alimentant directement l'usine et le matériel de moindre valeur étant temporairement entreposé. Au cours de la durée de vie de la fosse, 606 Mt au total seront chargés puis transportés aux haldes de minerai à basse teneur. De ce montant, 103 Mt de matériel à valeur plus élevée dans les stocks seront réutilisés durant les 20 premières années du projet, alors que la fosse sera toujours en activité. Le reste des 503 Mt sera récupéré après la fermeture de la fosse, prolongeant ainsi la durée de vie du projet à un total de 33 ans.

La stratégie qui vise à entreposer le matériel de moindre valeur permet de maximiser la valeur du matériel usiné au cours des premières années. La production annuelle moyenne s'élève à 68 Mlbs de Ni payable au cours des premières 4,5 années de production (2016 à 2020), lorsque le taux d'alimentation du concentrateur est de 52,5 kt/j. La production annuelle augmente à une moyenne de 104 Mlbs pour la période 2021 à 2036, soit lorsque la fosse est active. Après l'épuisement de la fosse et le début du traitement des stocks de minerai à basse teneur exclusivement, la production annuelle chute à une moyenne de 65 Mlbs.

Figure 1.2 : Séquence des phases d'extraction minière



Source : RNC.

La stratégie qui vise à accélérer l'exploitation minière présente un autre avantage, soit celui de créer un vide, qui pourra ainsi accommoder environ 43 % des résidus produits, réduisant ainsi l'empreinte des opérations en surface.

Environ 85 % des 2 514 Mt de matériel qui seront excavées de la fosse Dumont sera extrait à l'aide de grandes foreuses rotatives électriques pour les forages de production (trous de 311 mm et gradins de 15 m), de pelles à câbles (munies de bennes de 43 m³) et de camions de halage d'une capacité de 230 t. Un pourcentage additionnel de 10 % du matériel total sortant de la fosse sera extrait à l'aide de foreuses rotatives au diesel pour les forages de production (trous de 250 mm et gradins de 10 m), de grandes excavatrices hydrauliques (munies de bennes de 34 m³) et de camions de halage d'une capacité de 230 t. Le 5 % résiduel de matériel, constitué d'argile et de roches sub-affleurantes, sera extrait à l'aide de foreuses à percussion (trous de 102 mm et gradins de 5 m), de petites excavatrices hydrauliques (munies de bennes de 7 m³) et de camions de halage d'une capacité de 55 t. L'équipement de production sera complété par différentes unités auxiliaires, notamment des boteurs sur chenilles, des boteurs sur pneus, des chargeuses frontales, des niveleuses, des camions-citernes, et des excavatrices.

La majeure partie de la flotte d'équipement minier sera achetée et opérée par le propriétaire. Un entrepreneur minier local avec expérience dans des environnements semblables, a été présélectionné pour contribuer aux opérations d'exploitation minière, en particulier durant les premières années d'exploitation.

Les 2 514 Mt de matériel extrait de la fosse se composent de 1 179 Mt de minerai, 1 159 Mt de roches stériles, 126 Mt de mort-terrain essentiellement composé de sable et gravier, et 50 Mt d'argile. Environ 20 % des roches stériles extraites de la fosse sera utilisé pour construire les

digues du parc à résidus et les routes de halage. Le reste sera accumulé dans des haldes situées du côté de l'éponte supérieure de la fosse. Environ 56 % des roches stériles se composent soit de gabbro ou de basalte et possèdent d'excellentes propriétés pour la construction. Ces types de roches seront utilisés pour produire l'empierrement pour recouvrir la surface des routes, de façon à réduire les émissions de poussière et améliorer la performance de halage.

En plus des 50 Mt d'argile qui seront extraites de la fosse, 13 Mt seront aussi excavées des tranchées en clé sous la digue du parc à résidus pour un total de 63 Mt. Il s'agit soit d'argile brune, qui sera utilisée pour la construction des digues ou pour les activités de remise en état, soit d'argile grise, qui n'a aucun usage productif. Le volume d'argile brune est estimé à 9 Mt au total, soit 5 Mt provenant de la fosse et 4 Mt des tranchées en clé. Les 54 Mt d'argile grise, soit 45 Mt provenant de la fosse et 9 Mt des tranchées en clé, seront placées dans des cellules construites à partir de sable et de gravier ou de roches stériles, situées du côté de l'éponte supérieure de la fosse. Le sable et le gravier sera utilisé pour certains travaux de construction et pour la remise en état des haldes de stériles (puisque certaines sous-lithologies de l'horizon de sable et gravier sont propices à la croissance de matière organique). Le reste du sable et du gravier sera accumulé dans un site de décharge situé du côté de l'éponte supérieure de la fosse.

Le minerai à basse teneur sera entreposé dans trois sites distincts selon sa valeur NSR. Les stocks dont la valeur est la plus élevée seront situés près du concasseur primaire et seront réutilisés en premier lieu, tandis que les stocks dont la valeur est la plus faible seront situés à proximité de la principale halde de roches stériles.

Les infrastructures requises pour soutenir les activités minières comprendront :

- un concasseur pour l'empierrement des routes;
- un atelier mécanique et un entrepôt associé (l'équipement sera entretenu dans le cadre d'un contrat d'entretien au départ, puis l'entretien sera graduellement effectué par le personnel à l'interne à mesure que celui-ci acquiert de l'expérience);
- un parc de carburant et des points de ravitaillement associés; et
- une usine de fabrication d'explosifs et des entrepôts d'explosif. Conformément aux pratiques courantes au Canada, l'usine sera exploitée par le fournisseur d'explosifs.

Les besoins en main d'oeuvre s'élèveront à 331 personnes en moyenne pour RNC au cours de la durée de vie du projet, y compris 463 lors de l'exploitation de la fosse et 116 lors du réacheminement des stocks à basse teneur. Ces chiffres excluent les personnes affectées à la construction du parc à résidus, qui s'élèveront à 34 en moyenne au cours des 20 années sur lesquelles s'échelonne la construction des digues. Les effectifs de l'entrepreneur totaliseront en moyenne 95 personnes au cours des huit années d'activité de l'entrepreneur.

1.5 Métallurgie

L'objectif des études métallurgiques consistait à quantifier le comportement métallurgique de la minéralisation nickélifère du minerai ultramafique du projet Dumont. Le programme a été conçu de façon à pouvoir définir les paramètres des critères de conception pour les procédés de concassage, de broyage, de flottation du nickel, de récupération magnétique et d'assèchement dans l'usine de traitement.

Cent deux (102) échantillons de broyabilité ont été soumis à SGS Mineral Services (Lakefield) pour effectuer une série de tests de caractérisation au broyage, pour notamment déterminer

l'indice de Bond en broyeur à boulets (BWi; *Ball Work Index*), l'indice de Bond en broyeur à barres (RWi; *Rod Work Index*), et faire des tests d'impact SMC et des tests d'abrasion (AI; *Abrasion Index*). Parmi ces 102 échantillons, 10 échantillons étaient tirés des échantillons de variabilité métallurgique composés de carottes de forage de calibre PQ, et ces derniers ont été utilisés pour effectuer les tests visant à déterminer l'indice de Bond en concasseur (CWi; *Crusher Work Index*) et les tests d'impact JK (JK DWT; *JK Drop Weight Test*).

Globalement, le minerai démontre une dureté qui augmente à mesure que la granulométrie diminue, ce qui est typique de plusieurs types de minerai. La majorité des résultats (10^e au 90^e centile) pour les essais effectués avec du matériel grossier (tests d'impact JK DWT et SMC) indiquaient du matériel de résistance modérément faible à moyenne, avec une valeur A_{xb} moyenne de 54. Lors des tests visant à déterminer l'indice de Bond en broyeur à barres (granulométrie moyenne), la majorité des échantillons montraient une dureté moyenne à modérément élevée, avec un indice RWi moyen de 15 kWh/t. À une fine granulométrie (tests visant à déterminer l'indice de Bond en broyeur à boulets et tests de Bond modifiés), la majorité des résultats montrent que le matériel avait une dureté élevée à très élevée, avec un indice BWi moyen de 21 kWh/t. Les tests d'impact à basse énergie de Bond sont l'exception; ce test utilise le matériel le plus grossier, mais l'échantillon utilisé montrait une résistance modérément élevée à élevée, avec un indice CWi moyen de 14 kWh/t. Dans l'ensemble, la dureté observée dans les 102 échantillons couvre un champ de variabilité très restreint comparé à d'autres gisements.

Une procédure d'essai standard (STP) a été élaborée pour quantifier la récupération du nickel et a été appliquée à 105 échantillons de variabilité métallurgique. Les échantillons de variabilité métallurgique ont été choisis de façon à être représentatifs de la gamme des compositions observées dans la minéralisation et de la répartition spatiale à l'intérieur de la fosse.

Les 105 essais STP ont servi de cadre de référence pour les équations de récupération du nickel du circuit de dégrossissage. Les 105 échantillons STP ont été subdivisés en quatre domaines métallurgiques en fonction de leur minéralogie. Les résultats des essais métallurgiques montrent une corrélation bien établie entre les variations minéralogiques liées au degré de serpentinitisation et la récupération métallurgique du nickel. Quatre domaines métallurgiques ont ainsi été établis, correspondant à ces domaines de serpentinitisation. Ils sont définis selon leur minéralogie, en fonction du ratio heazlewoodite sur pentlandite (Hz/Pn) et de leur contenu en serpentine ferrifère. Il s'agit des domaines dominé par la heazlewoodite, de sulfures mixtes, dominé par la pentlandite, et enrichi en serpentine ferrifère.

Dans tous les cas, le taux de récupération était largement tributaire de la quantité de soufre dans le matériel d'alimentation, même pour les échantillons à très faible teneur en soufre où le minéral récupérable principal était l'awaruite. Une corrélation peut être établie avec la quantité de nickel présent sous forme de nickel irrécupérable dans les minéraux silicatés, qui varie à l'intérieur d'une fourchette connue à travers le gisement et qui est généralement supérieure dans les échantillons à faible teneur en sulfures.

Dix-sept (17) essais en circuit fermé ont été réalisés sur différents échantillons afin d'établir le meilleur rendement à la purification pour une variété de matériaux avec différentes caractéristiques. Les résultats des essais en circuit fermé indiquent une grande variation de la récupération à l'étape de purification. Une forte corrélation a été observée entre la récupération à l'étape de purification et la teneur en soufre du minerai.

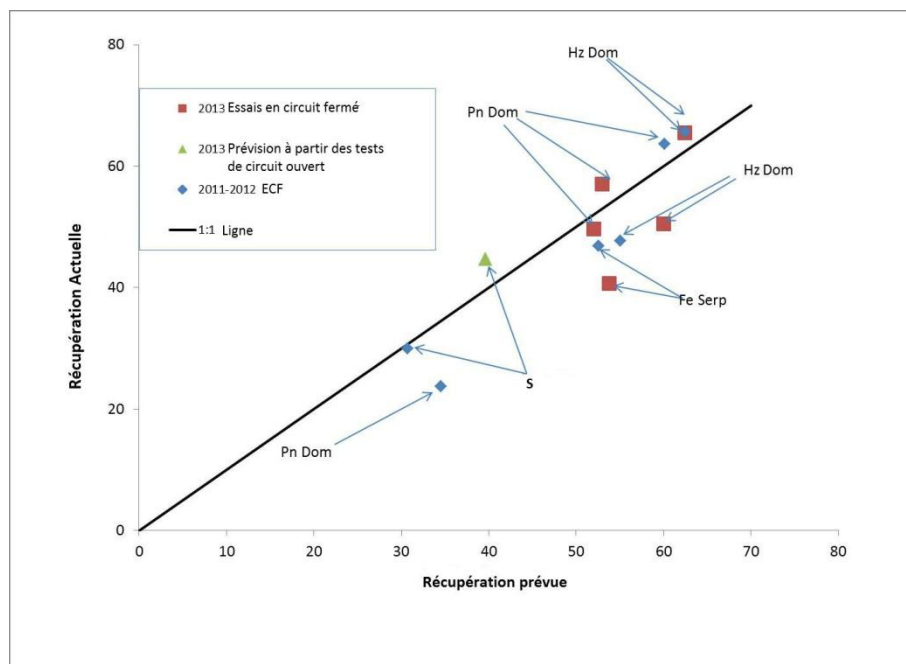
Globalement, après avoir appliqué les équations de récupération des étapes de dégrossissage et de purification, la récupération moyenne de nickel sur la durée de vie du projet est évaluée à 43 %.

Cinq (5) essais supplémentaires en circuit fermé ont été effectués dans le but de confirmer les critères de conception de l'étude de faisabilité et les équations de récupération. Bien qu'il y ait une certaine variabilité autour du modèle, la récupération globale obtenue lors des essais en circuit fermé est illustrée à la figure 1.3 et comparée au modèle de récupération utilisé dans l'étude de faisabilité. Globalement, le modèle de récupération de l'ÉF réussit à prédire la récupération de Ni démontrée lors des essais en circuit fermé. Les carrés rouges représentent les essais de confirmation effectués en 2013, tandis que les losanges bleus représentent des essais en circuit fermé réalisés antérieurement dans des conditions similaires.

Des crédits pour les sous-produits de cobalt (Co), de platine (Pt) et de palladium (Pd) ont été inclus dans l'analyse financière. La récupération du cobalt est évaluée à 42 % sur la durée de vie du projet. La teneur calculée en Pt + Pd du concentré sur la durée de vie du projet est de 4,3 g/t, basé sur un taux de récupération moyen de 61 % pour les ÉGP.

D'après les résultats d'analyse géochimique des concentrés issus des essais en circuit fermé et la teneur en nickel des minéraux récupérables dans chaque domaine métallurgique, la teneur du concentré a été estimée à 29 % Ni sur la durée de vie du projet, variant entre 22 et 33 %. D'autres impuretés comme l'arsenic (As), le plomb (Pb), le chlore (Cl) et le phosphore (P), sont toutes près ou sous le seuil de détection dans les échantillons analysés. Les principales impuretés dans le concentré sont le MgO et le SiO₂. Les teneurs en MgO qui ont été mesurées varient entre 3 et 13 % et la teneur moyenne en MgO du concentré devrait se situer entre 7 et 10 %, ce qui est comparable aux teneurs en MgO des concentrés produits par d'autres mines ultramafiques.

Figure 1.3 : Récupération obtenue lors des essais en circuit fermé vs récupération modélisée



Source : RNC.

1.6 Traitement du minerai

L'usine de traitement et les installations de service associées traiteront le minerai de la mine livré aux concasseurs primaires pour produire du concentré nickélifère et des résidus. Le

procédé proposé englobe des étapes de concassage et de broyage du minerai tout-venant, le déschlammage dans un circuit d'hydrocyclones, la flottation de dégrossissage des schlamms, la flottation de purification des schlamms, la flottation de dégrossissage des sulfures nickélicifères, la flottation de purification des sulfures nickélicifères, la récupération magnétique des rejets du dégrossissage et de la purification des sulfures, le rebroyage du concentré magnétique et un circuit de récupération de l'awaruite (comportant des étapes de flottation de dégrossissage et de purification).

Le concentré sera épaissi, filtré et entreposé sur le site avant d'être chargé dans des wagons ou des camions pour le transport vers des fonderies exploitées par des tierces parties. Les rejets de la flottation des schlamms, les rejets de la séparation magnétique et les rejets du circuit de dégrossissage de l'awaruite seront combinés et épaissis avant d'être acheminés au parc à résidus.

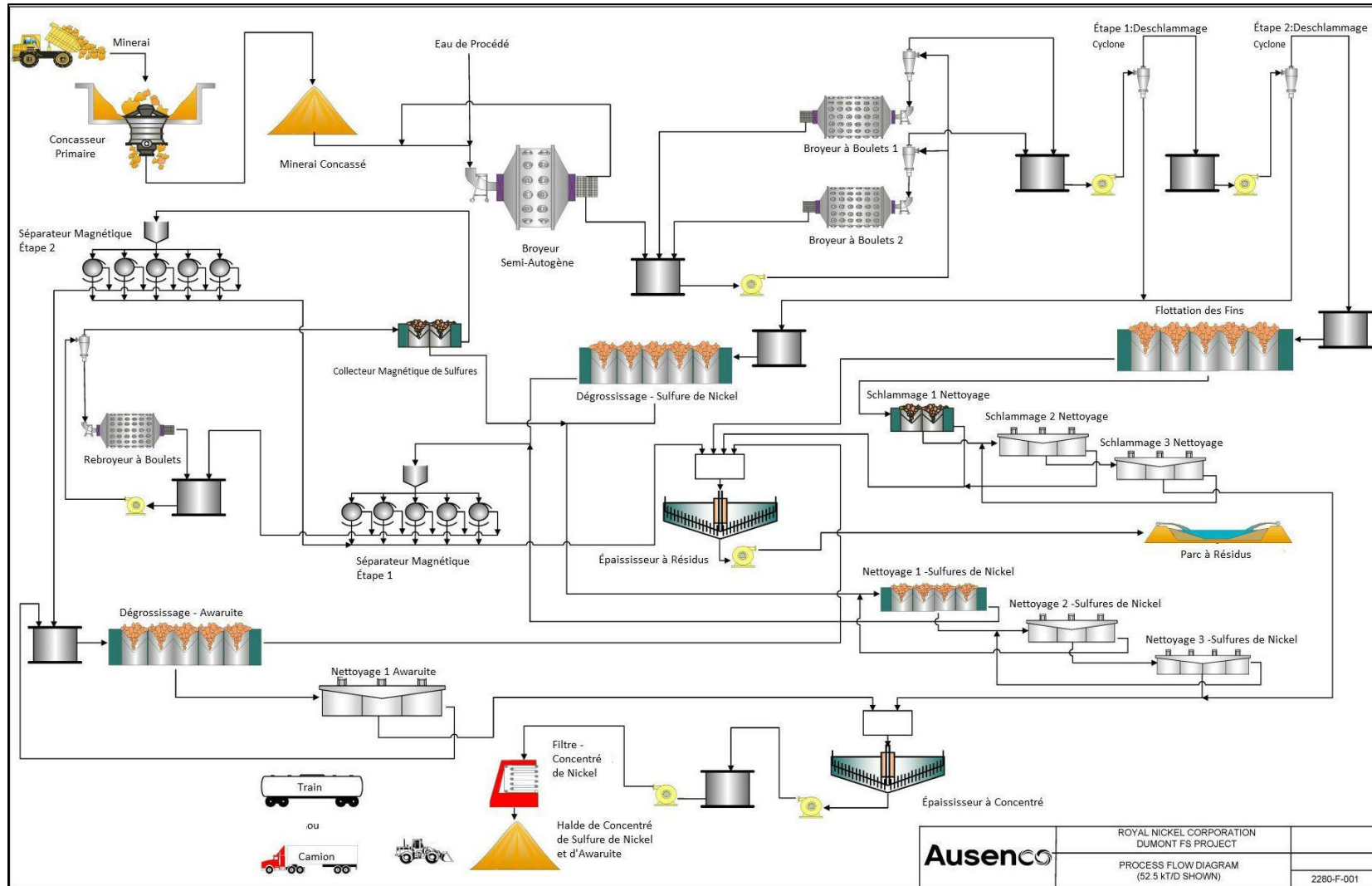
L'usine de traitement sera construite en deux étapes. Au départ, l'usine sera conçue pour traiter 52,5 kt/j avec des provisions pour une expansion permettant de dupliquer le procédé et ainsi augmenter la capacité de l'usine à 105 kt/j. Les installations communes comprendront l'épaississement et la manipulation du concentré, ainsi que le déchargement et l'entreposage d'acide sulfurique.

Les principaux critères sélectionnés pour la conception de l'usine de départ et l'expansion sont les suivants :

- taux d'usinage nominal pour l'usine de départ de 52,5 kt/j et taux d'usinage nominal pour l'usine d'expansion de 52,5 kt/j, pour un taux d'usinage combiné de 105 kt/j;
- disponibilité de conception de 92 % (après la période de rodage), ce qui équivaut à 8 059 heures de fonctionnement par année, avec des équipements de rechange dans les secteurs critiques; et
- flexibilité suffisante dans la conception de l'usine pour permettre le traitement de tous les types de minerai à la capacité nominale de traitement.

La figure 1.4 montre le schéma de traitement retenu pour l'usine.

Figure 1.4 : Schéma de l'usine de traitement du projet Dumont



1.7 Infrastructures

Le site du projet est bien desservi par différentes infrastructures, notamment :

- Routes – La route provinciale 111 longe la limite sud de la propriété.
- Voie ferrée – Une voie ferrée des Chemins de fer nationaux du Canada traverse la propriété en passant légèrement au nord de l'autoroute 111 mais au sud de la fosse modélisée.
- Électricité – Hydro-Québec, le service public provincial, a indiqué qu'il serait possible d'établir une ligne de transmission jusqu'au site minier en construisant une ligne de transmission aérienne de 120 kV d'une longueur de 10,5 km, qui serait reliée par un embranchement à une ligne existante. La ligne de transmission entrerait sur la propriété du côté sud près de la guérite de sécurité, et se brancherait dans la sous-station principale de 120 kV prévue pour l'usine de traitement.
- Eau – Lors du démarrage, l'eau utilisée proviendra de l'eau de surface accumulée dans le réservoir sud-est et possiblement, de puits locaux d'eau souterraine. Lors des opérations, la demande en eau sera dans une large mesure accommodée par le recyclage des eaux du parc à résidus. Le réservoir sud-est pourra servir de source d'appoint et répondre aux besoins en eau douce. Une usine de traitement des eaux sera construite vers l'année 2022 environ, pour traiter l'eau excédentaire provenant du parc à résidus avant de la rejeter dans la rivière Villemontel.
- Gaz naturel – Bien que l'utilisation du gaz naturel n'est pas envisagée pour l'instant, un gazoduc existant se rend jusqu'à environ 25 km au sud de la propriété.

Trois transformateurs principaux 120 : 13,8 kV 60/80 MVA ONAN/ONAF seront requis lors de la phase initiale et lors de la phase d'expansion. La nouvelle sous-station de 120 kV de même que les six transformateurs principaux seront installés à proximité du convoyeur d'alimentation du broyeur semi-autogène. Le circuit de tension moyenne (13,8 kV) assurera la distribution électrique primaire et alimentera les équipements énergivores, comme les broyeurs semi-autogène et à boulets.

Une voie ferrée desservant l'usine de traitement est proposée pour le projet. La longueur totale du circuit sera d'environ 5 km. Au départ, une voie passera près de l'atelier mécanique de la mine et sera utilisée pour acheminer le carburant et une autre voie passera au nord de l'usine de traitement et elle servira au transport des marchandises. L'usine de traitement comprend une unité de concassage, une aire de stockage de minerai couverte et une usine de traitement proprement dite. Dans l'ensemble, la structure de l'usine de traitement est d'environ 350 m de long et regroupe quatre bâtiments reliés destinés : au broyage, à la flottation, à la purification et au filtrage.

Le parc à résidus se trouveront à environ 400 m à l'ouest de l'usine de traitement et comprendront deux cellules. La cellule 1 sera construite en premier, la cellule 2 étant planifiée au cours de la sixième année d'opérations.

Le parc à résidus sont conçues pour contenir approximativement 680 Mt de résidus produits sur une période d'environ 20 ans. Lorsque l'exploitation de la fosse sera terminée, le minerai à basse teneur sera traité sur une période d'environ 13 ans. Les résidus produits alors seront de l'ordre de 498 Mt et seront stockés dans la fosse.

1.8 Environnement

L'évaluations des risques environnementaux et des impacts potentiels effectuées jusqu'à présent découle principalement de l'étude d'impact environnemental et social (EIES) réalisée dans le cadre du processus d'obtention des permis pour le projet Dumont. Elle comprend aussi un certain nombre d'études effectuées par RNC et ses consultants au cours des cinq dernières années. Les données biophysiques proviennent principalement de trois différents programmes d'études de caractérisation environnementale qui se sont déroulés entre 2007 et 2009 et sont complétées par des études complémentaires visant à étoffer l'étude d'impact environnemental et social effectuée en 2011 et 2012. Le tableau 1-3 résume la provenance des éléments biophysiques et sociaux mentionnés dans ce rapport.

Tableau 1-3 : Provenance des éléments biophysiques et sociaux mentionnés dans l'étude de faisabilité

Type d'étude	2007 ¹	2008 ²	2009 ³	2011 ⁴	2012
Qualité de l'eau et des sédiments	√	√	√	√	
Qualité des eaux souterraines					√ ⁶
Végétation et milieux humides		√		√	
Faune	√	√	√		
Petits mammifères				√	
Poissons	√	√	√	√	√ ⁶
Invertébrés benthiques	√	√	√		
Oiseaux		√		√	
Reptiles et amphibiens				√	
Archéologie		√			
Consultation des parties prenantes				√ ⁵	√ ⁷

Remarques : 1. Ménard et Coppola (2008). 2. GENIVAR (2009). 3. GENIVAR (2010). 4. Données non publiées. 5. Transfert Environnement (2011). 6. GENIVAR (2012) 7. Transfert Environnement (2013) **Source :** RNC.

Les études de caractérisation environnemental du milieu d'accueil n'ont pas identifié de risque environnemental spécifique ou démesuré associé au développement du projet. Les sensibilités environnementales sont principalement liées aux impacts potentiels associés à l'ampleur du complexe proposé et à son empreinte, et à la composition des matériaux qui seront manipulés et accumulés sur le site. Les principaux impacts prévus à cette étape sont reliés à la qualité de l'air, aux milieux humides, aux habitats de poissons, aux ressources en eaux de surface et souterraines, et à l'environnement social.

Afin de limiter l'impact environnemental à un seul bassin versant, RNC a choisi de regrouper les infrastructures du projet à l'intérieur des limites du bassin hydrographique du Saint-Laurent. RNC a aussi respecté une zone tampon de 1 kilomètre entre les principaux aquifères granulaires (eskers) environnants et les infrastructures du projet.

Bien que trois espèces végétales à statut particulier aient été recensées à l'intérieur de la zone d'étude définie pour l'ÉIES du projet Dumont, le plan de développement actuel n'affecterait pas les secteurs où ces espèces ont été observées. La caractérisation environnementale indique la présence du campagnol des rochers, un petit mammifère identifié sur la liste des espèces susceptibles d'être désignées menacées ou vulnérables au Québec. Des mesures d'atténuation visant l'aménagement d'habitats qui profiteront au campagnol des rochers ont été introduites dans le cadre de l'ÉIES. La présence de trois espèces d'oiseaux à statut particulier a été recensée dans le cadre de l'ÉIES : le moucherolle à côtés olive, le quiscale rouilleux, et l'engoulevent d'Amérique. Une mesure d'atténuation visant à protéger les nids durant la période de nidification a été mise en œuvre dans le cadre de l'ÉIES afin de réduire l'impact direct sur ces espèces.

Les résultats de l'ÉIES démontrent que la majorité des impacts anticipés découlant du projet Dumont sont qualifiés de faibles ou très faibles, suivant la mise en œuvre des mesures d'atténuation générales ou spécifiques proposées. Un seul impact a été qualifié de très important ou important, soit le risque de formation de dioxyde d'azote lors des sautages, à des concentrations susceptibles d'affecter la santé, puisque ce phénomène n'a pas encore été modélisé et donc que ses impacts précis ne peuvent pas être évalués. Des études de la modélisation de la dispersion atmosphérique des concentrations de dioxyde d'azote en suspension lors des sautages permettront d'évaluer plus précisément les risques pour la santé et la nécessité ou non de mettre en place des mesures préventives spécifiques dans le cadre du plan des mesures d'urgence. Ce type d'émissions n'est pas unique au projet Dumont; en effet, toutes les mines à ciel ouvert y sont confrontées.

La caractérisation géochimique environnementale des résidus, du stérile et du minerai indique que ces matériaux ne génèrent pas de drainage acide en raison de leur faible contenu en soufre et de leur fort potentiel de neutralisation. Les essais statiques indiquent que le stérile et le minerai sont lixiviables, mais des essais cinétiques plus représentatifs des conditions anticipées sur le site démontrent que le potentiel de lixiviation est très faible, que le lixiviat respecte les normes québécoises de rejet des effluents ainsi que celles reliées à la protection de la qualité des eaux souterraines à long terme. Le stérile et les résidus miniers démontrent également un fort potentiel en ce qui a trait à la séquestration permanente du carbone par carbonatation minérale spontanée.

1.9 Communauté

Consciente de l'intérêt porté au projet par les communautés d'accueil à la suite de l'annonce du projet nickélicifère Dumont, RNC a choisi volontairement de mettre sur pied un processus de consultation et d'information du public pendant la phase d'exploration. Ce processus visait à assurer la diffusion d'information relative au projet de même que la communication efficace entre les parties, et à consigner les préoccupations, les commentaires et les suggestions des communautés d'accueil dans le but d'améliorer la qualité des études techniques et économiques et à aider à mieux définir le contenu de l'étude d'impact environnemental.

Pour assurer une approche rigoureuse et faciliter le dialogue entre les parties concernées, RNC a retenu les services de Transfert Environnement, une firme spécialisée dans l'harmonisation des relations sociales. Agissant comme un tiers lors des activités de consultation, Transfert Environnement devait appuyer RNC dans la coordination de celles-ci en plus de préparer les procès-verbaux ainsi que les rapports faisant état des discussions survenues, tout en documentant la façon dont RNC a tenu compte des propos soulevés lors de l'élaboration du projet Dumont.

Toutes les activités de consultation et d'information ont été documentées et les préoccupations exprimées par les parties prenantes ont été compilées. Les résultats des consultations ont été

soumis aux autorités en la matière et ont été déposés à titre de document public sur le site web de RNC.

Aussi, les moyens de communication et d'échanges suivants ont été utilisés pendant le processus de consultation :

- séances d'information;
- journées portes ouvertes et visites du site;
- activités de rétroaction;
- création de comités consultatifs :
 - comité consultatif élargi;
 - table ronde au sein des municipalités/compagnie, et;
- démarches consultatives et informatives à l'intention des Premières Nations de Pikogan.

1.10 Estimation des dépenses en immobilisations

Les valeurs monétaires sont exprimées en dollars canadiens, sauf indication contraire.

Le tableau 1-4 présente un résumé de l'estimation des dépenses en immobilisations sur la durée de vie de la mine (LOM; *Life of Mine*), incluant les dépenses initiales, les dépenses d'expansion et les dépenses de maintien. Le tableau 1-5 montre le total des dépenses en immobilisations par secteur, à l'exception des dépenses de maintien. Les dépenses sont présentées en dollars canadiens réels du T2 2013 et couvrent tous les coûts liés à l'extraction minière, la préparation du site, l'usine de traitement, les digues de retenue, les puisards, les premiers remplissages, les bâtiments, et les travaux routiers. Le prix des éléments en devise étrangère a été calculé en fonction du taux de change prévu au moment de l'achat.

Les estimations ont une précision globale évaluée à $\pm 15\%$ et sont établies en supposant que le projet sera développé dans le cadre d'un contrat IACG (EPCM).

Les principales catégories de coûts (équipement permanent, achats de matériel, installation, sous-traitance, frais indirects et frais du propriétaire) ont été identifiées et analysées. Un pourcentage d'éventualité a été alloué à chacune de ces catégories selon la précision des données obtenues, et le montant global d'éventualité a été établi de cette façon.

Tableau 1-4 : Sommaire des dépenses en immobilisations (M\$)

Description	Dépenses initiales (M\$)	Dépenses d'expansion (M\$)	Dépenses de maintien (M\$)	Total des dépenses en immob. (LOM) (M\$)
Mine	320	216	419	955
Usine de traitement	550	523	254	1 327
Résidus	34	61	172	267
Infrastructures	87	27	-	114
Frais indirects ¹	172	89	(22)	239
Contingences	105	81	0	186
Total	1 268	997	823	3 088

Remarques : 1. La valeur négative est due à la libération des éléments des premiers remplissages.

Tableau 1-5 : Dépenses en immobilisations par secteur (M\$) - Excluant les dépenses en immobilisations de maintien

Secteur	Frais directs	Dépenses initiales	Dépenses d'expansion	Total des coûts
01	Extraction minière	320	216	536
02	Concassage	55	55	110
03	Traitement du minerai	372	369	741
04	Chargement du concentré	0.3	0.0	0.3
05	Résidus	34	61	95
06	Services publics	123	99	222
07	Infrastructures sur le site	80	22	102
08	Infrastructures hors du site	7	5	12
Total des frais directs		991	827	1 818
09	Frais indirects	125	80	205
10	Frais du propriétaire	47	9	56
Total des frais indirects		172	89	261
Total des frais directs et indirects		1 163	916	2 079
11	Indexation	Non inclus		
11	Contingence	105	81	186
Total des coûts du projet (au T2 2013)		1 268	997	2 265

1.11 Estimation des coûts d'exploitation

Les valeurs monétaires sont exprimées en dollars canadiens, sauf indication contraire.

Un résumé des coûts d'exploitation sur la durée de vie de la mine est présenté au tableau 1-6.

Tableau 1-6 : Sommaire des coûts d'exploitation sur la durée de vie de la mine

Unités		52,5 kt/j 2016-2020	105 kt/j 2021-2036	Stocks 2036-2049	LOM moyenne
Mine	\$/t minerai usiné	6,61 \$	6,15 \$	0,77 \$	3,89 \$
Mine ¹	\$/t de minerai extrait de la fosse	1,63 \$	1,69 \$	0,00 \$	1,68 \$
Traitement	\$/t minerai	5,04 \$	4,76 \$	4,76 \$	4,78 \$
G&A	\$/t minerai	0,94 \$	0,56 \$	0,41 \$	0,52 \$
Coût du site	\$/t minerai	12,60 \$	11,46 \$	5,94 \$	9,18 \$
Coût du site	\$/lb	3,45 \$	4,15 \$	3,59 \$	3,90 \$
Traitement et affinage	\$/lb	1,45 \$	1,40 \$	1,43 \$	1,42 \$
Coût direct brut	\$/lb	4,90 \$	5,55 \$	5,02 \$	5,32 \$
Crédit pour sous-produits	\$/lb	(0,46 \$)	(0,51 \$)	(0,61 \$)	(0,53 \$)
Coût direct net	\$/lb	4,44 \$	5,04 \$	4,41 \$	4,79 \$
	\$ US/lb	4,01 \$ US	4,54 \$ US	3,97 \$ US	4,31 \$ US

Remarque : 1. Pour donner un portrait exact des coûts de l'exploitation minière, ce montant n'inclut pas les 61 M\$ nécessaires au remaniement de 103 Mt de minerai au cours de la durée de vie de la mine.

1.12 Analyse économique

Il est prévu que le projet nickélicifère Dumont produira 2,8 milliards de livres de Ni payable pendant 33 années d'exploitation. Les principaux paramètres économiques pour le projet comme envisagé dans l'ÉF sont résumés au tableau 1-7. Les coûts et les rendements établis dans le cadre de l'ÉF supposent un prix à long terme pour le nickel de 9,00 \$ US/lb Ni et un taux de change pour le dollar canadien de 0,90 \$ US. La liste complète des hypothèses de prix et d'autres détails complémentaires sont présentés au chapitre 22.

Tableau 1-7 : Sommaire des paramètres économiques

	Unité	\$ CA	\$ US
Minerai extrait	Mt	1 179	1 179
Nickel payable	Mlbs	2 774	2 774
Équivalent Ni payable ¹	Mlbs éq.Ni	2 922	2 922
Revenu brut	\$/t minerai	24,88	22,40
Frais du traitement et d'affinage	\$/t minerai	3,33	3,00
Revenu net de fonderie (NSR)	\$/t minerai	21,54	19,40
Coûts d'exploitation sur le site	\$/t minerai	9,18	8,27
Coût direct brut	\$/lb Ni	5,32	4,79
Coût direct net	\$/lb Ni	4,79	4,31
Capital initial	M\$	1 268	1 205
Capital d'expansion	M\$	997	898
Capital de maintien	M\$	823	741
Capital total	M\$	3 088	2 844
VAN _{8%} avant impôt	M\$	2 293	2 003
TRI avant impôt		19,5 %	18,7 %
VAN_{8%} après impôt	M\$	1 330	1 137
TRI après impôt		15,9 %	15,2 %

Remarque : 1. Basé sur le profil de production indiqué au tableau 16-1 et sur les profils de prix indiqués au tableau 22-2.

La VAN indiquée au tableau 1-7 est présentée en dollars réels du T2 2013, avec une date de départ de l'actualisation coïncidant avec le début de la période de construction du projet, en septembre 2014. Aucune dépense importante n'est prévue avant cette date.

La VAN après impôt tient compte des changements prévus aux régimes fiscaux, y compris :

- l'élimination graduelle des catégories permettant l'amortissement accéléré des dépenses en pré-production;
- l'élimination graduelle du crédit d'impôt à l'investissement; et

- un changement fondamental au régime d'impôt minier du Québec. Le nouveau régime comprendrait un impôt minimum qui serait exigible dès le début de la production commerciale, ainsi qu'un impôt variable qui augmenterait en fonction de la rentabilité.

La VAN est plus sensible aux facteurs qui ont une incidence sur les revenus, puisqu'une variation de $\pm 10\%$ dans le prix du Ni ou la récupération du Ni aurait un impact de 37 % sur la VAN. Le projet est aussi sensible au taux de change, puisqu'une variation de 10 % du taux de change aurait un impact de plus de 30 % sur la VAN. Le projet est moins sensible aux facteurs de coûts, une variation de 10 % du total des coûts d'exploitation sur le site ayant un impact de 17 % sur la VAN, tandis qu'une variation de 10 % du total des dépenses en immobilisations n'aurait qu'un impact de 11 %.

Le montant maximal de financement requis s'élève à 1 320 M\$ et est atteint durant le premier trimestre d'exploitation de l'usine. Bien que l'analyse économique du projet suppose un financement par capitaux propres uniquement, en considérant qu'environ 60 % de l'investissement total proviendrait de financements par emprunts, le remboursement de ce financement par emprunt serait atteint au cours de la troisième année d'exploitation, ce qui permettrait un réinvestissement dans l'expansion de la capacité du concentrateur à 105 kt/j. L'expansion serait mise en service au cours de l'an 5 d'exploitation. Suite à l'expansion, les flux de trésorerie annuels disponibles augmentent à plus de 310 M\$ tant que la fosse sera en exploitation et le recouvrement de tous les montants investis (incluant l'expansion) sera réalisé environ 6,1 ans après le démarrage initial. Après l'épuisement de la fosse, pendant le traitement des stocks de minerai à basse teneur, les flux de trésorerie disponibles seront de 210 M\$ par année en moyenne, en raison de la faible structure de coût du projet.

1.13 Mise en œuvre du projet

La durée totale prévue entre le début de l'ingénierie (pour commander l'équipement à long délai de livraison) et la mise en service complète, est de 36 mois. Les principales dates d'importance sont présentées au tableau 1-8.

Tableau 1-8 : Calendrier de réalisation du projet nickélicifère Dumont — Principales dates d'importance

Critères	Date
Début de l'ingénierie détaillée pour l'équipement à long délai de livraison	T3 2013
Commande de l'équipement à long délai de livraison	T4 2013
Début d'un IACP complet	T1 2014
Approbation du certificat d'autorisation	T3 2014
Approbation du permis de construction	T3 2014
Réalisation substantielle de l'ingénierie	T1 2015
Contrat d'alimentation électrique avec Hydro	T3 2015
Début de la mise en service	T3 2015
Réalisation des aspects mécaniques	T1 2016
Arrivée du premier minerai	T2 2016
Usine opérationnelle	T3 2016

1.14 Conclusions et recommandations

- Poursuivre le processus d'obtention des permis environnementaux;
- Poursuivre les études environnementales du milieu d'accueil;

- Réaliser des travaux d'ingénierie détaillée en considérant les points suivants :
 - Évaluer les possibilités d'optimisation de la fosse, incluant :
 - Envisager une autre séquence d'exploitation qui permettrait d'accéder au minerai à haute teneur plus rapidement ou de retarder l'excavation de stérile; et
 - Évaluer d'autres endroits pour la localisation des rampes aux différentes étapes d'avancement de la fosse, en profitant des changements de pentes des parois.
 - Continuer à évaluer la possibilité d'implanter un système de trolley pour les camions de halage. Les facteurs qui devraient être pris en considération avant de prendre la décision finale comprennent les prix relatifs du diesel et de l'électricité, la disponibilité régionale de l'électricité, l'évolution de la législation concernant les émissions issues des combustibles fossiles et le développement de la technologie des systèmes de trolley;
 - Débuter les travaux d'ingénierie détaillée au T3 2013 et l'acquisition des équipements à long délai de livraison afin de respecter la date d'entrée en fonction de l'usine au T3 2016;
 - Entreprendre des évaluations géotechniques détaillées des affleurements du massif rocheux, et ce dans tous les secteurs de la fosse, afin d'évaluer la fiabilité des modèles structuraux et géotechniques. Optimiser l'aménagement en fonction de la performance réelle des pentes dans la fosse dans les différents domaines géotechniques;
 - Continuer à recueillir et à évaluer les données de pressions interstitielles obtenues des piézomètres déjà installés dans les différents secteurs des pentes dans la fosse afin de vérifier l'hypothèse selon laquelle ces pressions auraient un impact limité sur la stabilité des pentes;
 - Réaliser d'autres études géotechniques pour définir l'étendue, l'épaisseur, et dans certains cas, la résistance à certains emplacements spécifiques, des sols meubles et peu résistants se trouvant sous toutes les infrastructures en surface, notamment dans le secteur du site prévu pour l'usine et les installations connexes, les voies ferrées, la cellule 1 du parc à résidus, les stocks de minerai à basse teneur à l'intérieur des limites de la fosse, et les éléments de gestion des eaux qui comportent d'importants travaux de terrassement et qui seront requis au cours des premières années d'exploitation;
 - Mettre en place un programme d'essais métallurgiques comprenant :
 - Une étude de rentabilité pour évaluer l'élimination du circuit des schlamms;
 - Des essais d'optimisation des réactifs;
 - Des essais d'épaississement et de filtrage du concentré;
 - Des essais en usine pilote sur le traitement des schlamms en cyclone à des fins d'ingénierie détaillée;
 - Optimisation du circuit de récupération d'awaruite;
 - Possibilités de récupération du flux non magnétique d'épuisement; et
 - Compléter les essais visant à quantifier les caractéristiques de broyabilité du matériel acheminé au broyeur secondaire.
- Études spécifiques d'alimentation haute tension pour confirmer le bloc d'alimentation à haute tension d'Hydro-Québec;
- Continuer le processus d'obtention du bail minier;
- Amorcer le processus d'obtention du bail de surface;

- Continuer à investiguer le processus naturel de cimentation des résidus miniers et des particules fines de stériles et son impact sur la réduction du potentiel de génération de poussières de ces composantes du projet;
- Poursuivre les consultations auprès des parties prenantes pendant les travaux d'ingénierie détaillée ainsi que durant l'exploitation de la mine, afin de minimiser ou d'atténuer l'impact du projet et de favoriser son acceptation. Définir la structure des comités d'intervenants qui seront créés durant les phases de construction et d'exploitation de la mine; et
- Continuer à évaluer le potentiel de séquestration du carbone associé à la carbonatation minérale spontanée dans les résidus miniers et les roches stériles sur une base opérationnelle, et son impact sur l'empreinte carbone du projet.

2 INTRODUCTION

2.1 Information générale

RNC est une société du secteur des ressources minérales dont le siège social est à Toronto, au Canada, qui se consacre principalement à l'exploration, à l'évaluation, à la mise en valeur et à l'acquisition de propriétés minières de métaux de base et de métaux du groupe platine. L'actif principal de RNC est le projet nickélifère Dumont (le projet Dumont) qui occupe un emplacement stratégique dans le camp minier établi d'Abitibi, à 25 km au nord-ouest d'Amos, au Québec. RNC a acquis une participation de 100 % dans la propriété Dumont en 2007. Les claims miniers qui couvrent le gisement Dumont sont présentement détenus à 98 % par RNC et 2 % par Ressources Québec.

Ce rapport technique pour le compte de RNC en date du 25 juillet 2013 ainsi que l'estimation des ressources ont été effectuées conformément aux exigences en matière de présentation et d'information prévues par le Règlement 43-101 émis par les Autorités canadiennes en valeurs mobilières, par l'Instruction générale relative au Règlement 43-101 et l'Annexe 43-101A1.

2.2 Objectif des travaux et attributions

Ce Rapport technique a été préparé par Ausenco pour le compte de RNC dans le but de lui fournir suffisamment d'information afin que RNC puisse déterminer la viabilité économique de l'aménagement du gisement Dumont.

Ausenco a été mandatée par RNC en mai 2012 pour préparer l'étude de faisabilité et le rapport technique du projet conformément aux normes prévues par le Règlement 43-101. SRK a reçu le mandat d'estimer les ressources, de préparer les données hydrogéologiques, hydrologiques et géotechniques, et de superviser la préparation des données géologiques. David Penswick, consultant minier privé, a été chargé de la conception de la mine, de l'établissement du modèle économique et de l'évaluation coûts d'exploitation et des dépenses en immobilisations de la mine. Snowden a vérifié et approuvé la conception de la mine tandis qu'Ausenco a vérifié et approuvé le modèle économique. GENIVAR s'est vu confier la responsabilité dès 2007 de réaliser les études environnementales du projet Dumont pour le compte de RNC et de préparer l'étude d'impact environnemental et social (ÉIES). Golder a pris part aux études géochimiques environnementales. En septembre 2012, Norascon a été choisi pour effectuer le prédécapage du mort-terrain, permettant de réduire davantage le risque opérationnel dans les premières phases du projet et d'optimiser l'étude de faisabilité en intégrant l'expérience locale de Norascon en matière de décapage du mort-terrain et en construction d'installations de gestion des résidus miniers dans la conception du projet.

L'étude de faisabilité porte essentiellement sur le gisement ultramafique de nickel faible teneur de la propriété Dumont. Toutefois, RNC a mené d'importants travaux d'exploration couvrant l'ensemble de la propriété Dumont et le présent rapport renferme de nouveaux renseignements sur l'exploration, les données recueillies et la géologie détaillée des secteurs de la propriété en dehors du gisement à la section 10.6.

Le gisement Dumont sera exploité à ciel ouvert et requerra la construction d'une usine de traitement de minerai et de diverses infrastructures sur le site et à l'extérieur de celui-ci pour permettre l'exploitation. La mine, l'usine de traitement et les infrastructures connexes permettront de traiter 52.5 kt/j de minerai. La production sera portée à 105 kt/j à la 5^e année.

2.3 Personnes qualifiées

Les responsabilités de chaque auteur sont énumérées au Tableau 2-1.

Tableau 2-1 : Participants à l'étude de préféabilité Dumont

Activité	Pilote	Sections du rapport	Personne qualifiée responsable	Organisation
Coordination de l'étude	P. Staples	1, 2, 3, 25, 26, 27	P. Staples	Ausenco
Description de la propriété & historique	A. St-Jean	4, 5, 6	P. Staples	Ausenco
Géologie, exploration & base de données	A. St-Jean	7, 8, 9, 10, 11	S. Bernier	SRK
Vérification des données	S. Bernier	12	S. Bernier	SRK
Essais de traitement des minerais et essais métallurgiques	J. Muinonen	13	J. Bowen	Ausenco
Estimation des ressources minérales	S. Bernier	14	S. Bernier	SRK
Estimation des réserves minérales	D. Penswick	15	D. Warren	Snowden
Hydrologie & hydrogéologie	J. Duncan	16.1	J. Duncan	SRK
Critères de conception géotechnique – Roches	B. Murphy	16.2.1, 16.2.2, 16.2.3	B. Murphy	SRK
Critères de conception géotechnique – Sols	C. Scott	16.2.4	C. Scott	SRK
Plan d'exploitation dans la fosse	D. Penswick	16.3	D. Warren	Snowden
Processus minier	D. Penswick	16.4	D. Warren	Snowden
Traitement de minerai	J. Bowen	17	P. Staples	Ausenco
Infrastructures du projet	D. Markovic	18 (sauf 18.6, 18.7, 18.16)	P. Staples	Ausenco
Mort-terrain, halde de stériles et halde de minerai à basse teneur	C. Scott	18.6	C. Scott	SRK
Installation de gestion des résidus	C. Scott	18.7	C. Scott	SRK
Système de gestion des eaux de ruissellement	J. Duncan	18.16	J. Duncan	SRK
Études de marché et contrats	M. Selby	19	P. Staples	Ausenco
Études environnementales, obtention des permis et impacts sociaux/communautaires	A. St-Jean	20 (sauf 20.7.1, 20.7.2, 20.7.5)	S. Latulippe	GENIVAR
Géochimie environnementale	V. Bertrand	20.7.1, 20.7.2, 20.7.5	V. Bertrand	Golder
Dépenses en immobilisations et coûts d'exploitation	S. Booth	21 (sauf 21.3.1, 21.3.3, 21.5.3)	P. Staples	Ausenco
Dépenses en immobilisations et coûts d'exploitation - Extraction minière	D. Penswick	21.3.1, 21.5.3	D. Warren	Snowden
Dépenses en immobilisations et coûts d'exploitation - Installation de gestion des résidus	C. Scott	21.3.3	C. Scott	SRK
Analyse économique	D. Penswick	22	K. Scott	Ausenco
Propriétés adjacentes	A. St-Jean	23	P. Staples	Ausenco
Aperçu général géotechnique du site	C. Scott	24.1.1	C. Scott	SRK

Site de l'usine	C. Scott	24.1.2	C. Scott	SRK
Mise en œuvre du projet	D. Markovic	24.1.3	P. Staples	Ausenco
Fermeture	C. Scott	24.1.4	C. Scott	SRK
Comparatifs de prix	D. Penswick	24.1.5	P. Staples	Ausenco
Opportunités – Système de trolley	D. Penswick	24.2.1	D. Warren	Snowden
Magnétite	J. Muinonen	24.2.2	J. Bowen	Ausenco
Ferronickel	J. Muinonen	24.2.3	J. Bowen	Ausenco

Le nom et la contribution des personnes qualifiées qui ont participé à ce rapport sont énumérés ci-dessous.

- Paul Staples, Ausenco — traitement du minerai, dépenses en immobilisations de l'usine et des infrastructures, coûts d'exploitation et coordination de l'étude. Il a visité la propriété le 19 mai 2011 et le 8 août 2012.
- Jeff Bowen, Ausenco — métallurgie. Il a visité le site le 8 août 2012.
- Sébastien Bernier, SRK — achèvement de l'estimation des ressources minérales, vérification des données et supervision du volet géologie et exploration. Il a visité la propriété du 27 avril 2011 au 2 mai 2011, et le 17 mai 2013.
- David Warren — estimation des réserves, exploitation, dépenses en immobilisations de la mine et coûts d'exploitation. Il a visité la propriété le 8 août 2012.
- Cam Scott, SRK — géotechnique des sols de la mine, conception des installations de gestion des résidus, conception des empilements de mort-terrain et des haldes de stériles, et conception des stocks de minerai à basse teneur. Il a visité la propriété le 2 février, le 19 mai et le 21 juin 2011, ainsi que le 13 juillet et le 8 août 2012.
- John Duncan, SRK — hydrologie et hydrogéologie. Il a visité la propriété le 10 avril 2012 et le 8 août 2012.
- Bruce Murphy, SRK — géotechnique du massif rocheux de la mine et des pentes dans la fosse. Il a visité la propriété du 17 juin 2011 au 18 juin 2011.
- Valérie Bertrand, Golder — géochimie environnementale. Elle a visité la propriété le 8 août 2012.
- Kevin Scott, Ausenco — analyse économique. Il n'a pas visité le site.
- Simon Latulippe, GENIVAR — études environnementales, processus d'obtention des permis, et impacts sociaux et communautaires. Il a visité la propriété le 13 juillet 2013.

2.4 Acronymes, abréviations, définitions et unités de mesure utilisés

Les valeurs monétaires sont exprimées en dollars canadiens (\$ CA), sauf indication contraire. Le prix des marchandises est généralement exprimé en dollars américains (\$ US). Les quantités sont généralement exprimées au moyen du Système international d'unités (SI) ou des unités métriques conformément aux normes canadiennes et internationales, soient la tonne métrique (t), le kilogramme (kg), ou le gramme (g) pour le poids; le kilomètre (km) ou le mètre (m) pour la distance, et; l'hectare (ha) pour la superficie. Par souci d'uniformité, les unités de mesure anglo-saxonnes ont été converties en unités SI le cas échéant.

La liste des acronymes et des abréviations utilisés est présentée ci-dessous.

Au-dessus du niveau moyen de la mer	amsl
Annum (année)	a
Centimètre	cm
Centimètre cube	cm ³
Chevaux-vapeur	hp
Concentration par poids.....	Cw
Degré	°
Degré Celsius	°C
Distance inverse	DI
Durée de vie de la mine (LOM)	DI
Gramme	g
Gramme par litre	g/L
Gramme par tonne.....	g/t
Hectare (10 000 m ²)	ha
Heure	h
Heures par jour	h/j
Hydro Québec.....	HQ
Ingénierie, approvisionnement et construction	IAC
Ingénierie, approvisionnement et gestion de construction	IAGC
Jour	j
Jour par année (annum)	j/a
Kilogramme.....	kg
Kilomètre.....	km
Kilomètre carré	km ²
Kilovolt	kV
Kilowatt-heure	kWh
Kilowatt	kW
Litre	L
Litre par seconde	L/sec
Livre	lb
Once troy	oz troy
Mesure de l'acidité ou de la basicité d'une solution	pH
Mètre.....	m
Mètre carré	m ²
Mètre cube	m ³
Mètre au-dessus du niveau de la mer	masl
Mètre cube par jour.....	m ³ /j
Mètre par année	m/a
Mètre par heure	m/h
Mètre par minute.....	m/min
Mètre par seconde.....	m/sec
Micromètre (micron).....	µm
Milliard.....	G
Millier de tonnes.....	kt
Millier de tonnes par jour	kt/j
Millimètre	mm

Million d'années	Ma
Million de livres	MIbs
Million de livres par année	MIbs/a
Million de tonnes	Mt
Million	M
Minute	min
Minute (angle plan)	'
Once	oz
Partie par milliard	ppb
Partie par million	ppm
Pied	pi
Plus grand que	>
Plus petit que	<
Pouce	"
Pour cent	%
Rendement net de fonderie par tonne	NSR/tonne
Seconde (angle plan)	"
Seconde (temps)	sec
Tonne (1,000 kg)	t
Tonne force	tonf
Tonne métrique sèche	dmt
Tonne par jour	t/j
Tonne par heure	t/h
Tonne par an	t/a
Tout-venant	ROM
Valeur actualisée nette (NPV)	VAN

3 RECOURS À D'AUTRES SPÉCIALISTES

Ausenco a sollicité l'avis de RNC et d'un certain nombre de groupes de consultation qualifiés et indépendants pour préparer ce rapport.

Ausenco n'est pas une experte des questions juridiques ou environnementales, ni de celles liées à la répartition du territoire. Ausenco s'est servi des données et des informations fournies par RNC et de celles présentées dans les rapports techniques déjà déposés (consultez la section 27 pour plus de détails). Bien qu'Ausenco ait passé en revue les données disponibles et que ses représentants aient visité le site, cela n'a permis de valider qu'une partie de ces données. Ausenco a donc évalué la fiabilité des données colligées et a dû exercer son jugement. Lorsque ces données ont été jugées inadéquates ou incertaines, elles ont été ignorées, ou les procédures utilisées ont été modifiées afin de tenir compte de l'incertitude liée à ces données.

Ausenco a fait preuve de diligence raisonnable en vérifiant, en validant et en mettant à l'épreuve ces données. Elle s'est fiée sur les données relatives au projet que RNC a présentées et sur celles des anciens promoteurs de la propriété Dumont pour exprimer son opinion.

Ausenco n'a pas passé en revue les différentes ententes en vertu desquelles RNC a acquis les titres miniers relatifs à ce projet, et Ausenco n'émet aucune opinion quant à la validité juridique des titres miniers acquis. Une description de la propriété et de l'actionnariat de celle-ci est fournie à titre informatif seulement. Tout commentaire émis relativement à l'état des conditions environnementales, aux responsabilités et aux coûts estimatifs liés à la fermeture de la mine et aux recours intentés a été fait, au besoin, selon les normes du Règlement 43-101. À cet égard, Ausenco s'est servi des travaux réalisés par GENIVAR et par d'autres experts qui, de l'avis d'Ausenco, sont adéquatement qualifiés. Ausenco n'émet aucune opinion quant à l'état environnemental de la propriété. Les états financiers sont fournis à titre informatif seulement.

Les descriptions présentées dans ce rapport portant sur la géologie, sur la minéralisation et sur l'exploration sont tirées des rapports existants préparés par différentes sociétés ou par les conseillers privés de celles-ci. Les conclusions qui figurent dans ce rapport s'appuient sur l'information fournie par RNC et sur des données présentées dans des rapports publiés et non publiés rendus disponibles par différentes entreprises qui ont effectué des travaux d'exploration sur la propriété. L'information fournie par RNC provient de sociétés ou d'agences gouvernementales réputées. Ausenco n'a donc aucune raison de douter de sa validité.

Ausenco a sollicité l'avis des conseillers juridiques de RNC pour les enjeux d'ordre juridique présentés aux sections 4.3 et 4.4.

4 DESCRIPTION ET EMPLACEMENT DU TERRAIN

4.1 Localisation

La propriété Dumont est située dans la province de Québec, à environ 25 km au nord-ouest d'Amos. Cette ville, qui compte 12 584 habitants (selon le recensement 2006), est le siège de la municipalité régionale de comté de l'Abitibi (figure 4.1 à la page suivante).

RNC estime que la propriété Dumont se compose de 233 concessions minières adjacentes totalisant 9 306 hectares (ha). Les coordonnées de la propriété sont respectivement 78° 26' 30" de longitude O. et 48° 38' 53" de latitude N. (les coordonnées UTM sont 5,391,500N et 688,400E à l'intérieur de la zone 17 conformément au NAD83). Comme l'illustre la figure 4.1, le projet nickélicifère Dumont est situé à environ 25 km à l'ouest d'Amos, à 60 km au nord-est de Rouyn-Noranda, ville industrielle et minière, et à 70 km au nord-ouest de Val-d'Or. Les zones minéralisées se trouvent principalement sur les lots 46 à 62 des rangs V, VI et VII du canton de Launay et sur les lots 1 à 3 du rang V du canton de Trécesson.

4.2 Droits miniers

4.2.1 Claims miniers

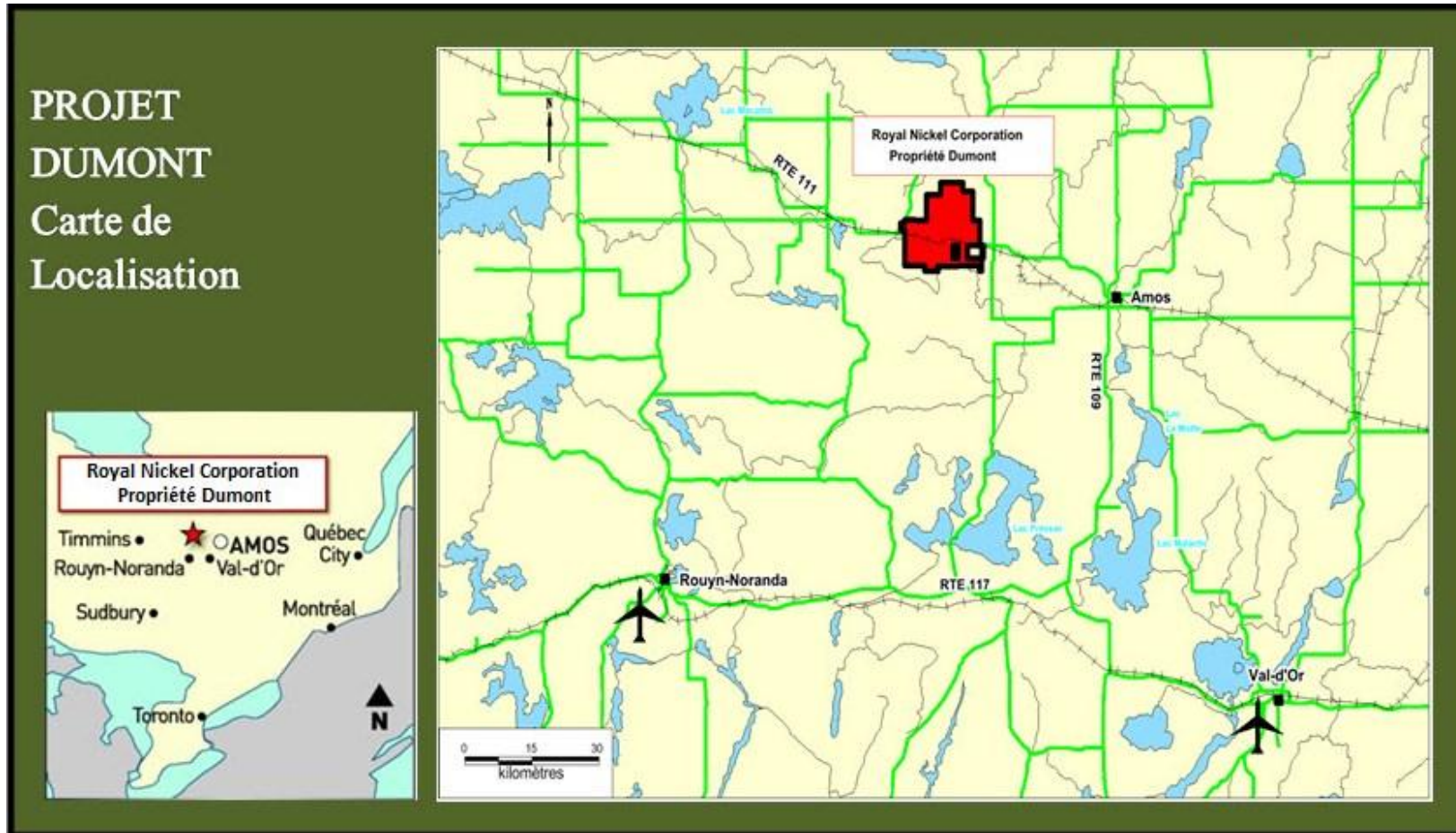
RNC indique que les titres miniers qui forment la propriété Dumont sont tous des claims miniers. RNC détient un intérêt bénéficiaire de 100 % dans cinq claims; l'intérêt bénéficiaire des 228 claims résiduels est détenu à 98 % par RNC et 2 % par Ressources Québec, en garantie de la redevance payable à Ressources Québec. Les numéros des claims, ainsi que les détails sur les détenteurs, sont présentés au tableau 4-1, tandis que l'emplacement des claims par rapport au gisement Dumont est illustré à la figure 4.2

4.2.2 Conversion des claims miniers

Le 18 février 2013, dans le cadre du programme en vigueur de standardisation des claims mis en place par le Ministère des Ressources naturelles du Québec, les claims jalonnés sur le terrain (CL) qui faisaient partie de la propriété Dumont ont été convertis en claims désignés sur carte (CDC) dont les limites correspondent au découpage sur 30 secondes par 30 secondes établi dans le cadre du système de désignation sur carte.

Le secteur correspondant aux anciens CL a ainsi été converti en nouveaux CDC tel qu'illustré à la figure 4.2 ci-dessous. Par conséquent, les limites des secteurs assujettis à des redevances indiquées à la figure 4.2 ne correspondent plus nécessairement aux limites actuelles des claims.

Figure 4.1 : Localisation de la propriété



Source : RNC.

Tableau 4-1 : Claims miniers de la propriété Dumont

No. Claim	Canton	Type	Date de renouv.	Superficie (ha)	Coût de renouv. (\$)	Intérêt
2025446	LAUNAY	CDC	19-sep-14	43,16	1854,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2025447	LAUNAY	CDC	19-sep-14	43,12	1854,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2025448	LAUNAY	CDC	19-sep-14	43,08	1854,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2025449	LAUNAY	CDC	19-sep-14	43,05	1854,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2025450	LAUNAY	CDC	19-sep-14	43	1854,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2025451	LAUNAY	CDC	19-sep-14	42,97	1854,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2025452	LAUNAY	CDC	19-sep-14	42,91	1854,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2031504	LAUNAY	CDC	6-nov-14	47,94	1854,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2031505	LAUNAY	CDC	6-nov-14	39,78	1854,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2031506	LAUNAY	CDC	6-nov-14	39,74	1854,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2054112	LAUNAY	CDC	8-fév-15	42,63	1854,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2054113	LAUNAY	CDC	8-fév-15	42,64	1854,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2054114	LAUNAY	CDC	8-fév-15	42,63	1854,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2054115	LAUNAY	CDC	8-fév-15	42,64	1854,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2054116	LAUNAY	CDC	8-fév-15	42,63	1854,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2054117	LAUNAY	CDC	8-fév-15	42,64	1854,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2054118	LAUNAY	CDC	8-fév-15	42,65	1854,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2054119	LAUNAY	CDC	8-fév-15	42,65	1854,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2054120	LAUNAY	CDC	8-fév-15	42,66	1854,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2054121	LAUNAY	CDC	8-fév-15	42,66	1854,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2054122	LAUNAY	CDC	8-fév-15	42,67	1854,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2054124	LAUNAY	CDC	8-fév-15	41,8	1854,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2054125	LAUNAY	CDC	8-fév-15	41,74	1854,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2054126	LAUNAY	CDC	8-fév-15	41,69	1854,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2054127	LAUNAY	CDC	8-fév-15	41,65	1854,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2054128	LAUNAY	CDC	8-fév-15	41,59	1854,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2054129	LAUNAY	CDC	8-fév-15	41,54	1854,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2054130	LAUNAY	CDC	8-fév-15	42,39	1854,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2054131	LAUNAY	CDC	8-fév-15	42,8	1854,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2054132	LAUNAY	CDC	8-fév-15	39,7	1854,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2054133	LAUNAY	CDC	8-fév-15	39,65	1854,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2054894	LAUNAY	CDC	13-fév-15	42,41	1854,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2054895	LAUNAY	CDC	13-fév-15	42,4	1854,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2054896	LAUNAY	CDC	13-fév-15	39,73	1854,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2054897	LAUNAY	CDC	13-fév-15	42,68	1854,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2054898	LAUNAY	CDC	13-fév-15	42,73	1854,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2054899	LAUNAY	CDC	13-fév-15	43,2	1854,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2054900	LAUNAY	CDC	13-fév-15	47,82	1854,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2054901	LAUNAY	CDC	13-fév-15	38,02	1854,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2054902	LAUNAY	CDC	13-fév-15	38,74	1854,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2137941	LAUNAY	CDC	4-fév-15	42,63	1254,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2137943	LAUNAY	CDC	21-avr-15	41,84	1254,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2152798	LAUNAY	CDC	19-mai-14	41,89	1254,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2152799	LAUNAY	CDC	19-mai-14	41,95	1254,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2180765	LAUNAY	CDC	12-mar-15	18,67	527,75	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2180766	LAUNAY	CDC	12-mar-15	42,49	1254,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2180767	LAUNAY	CDC	12-mar-15	42,5	1254,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2180768	LAUNAY	CDC	12-mar-15	42,48	1254,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec

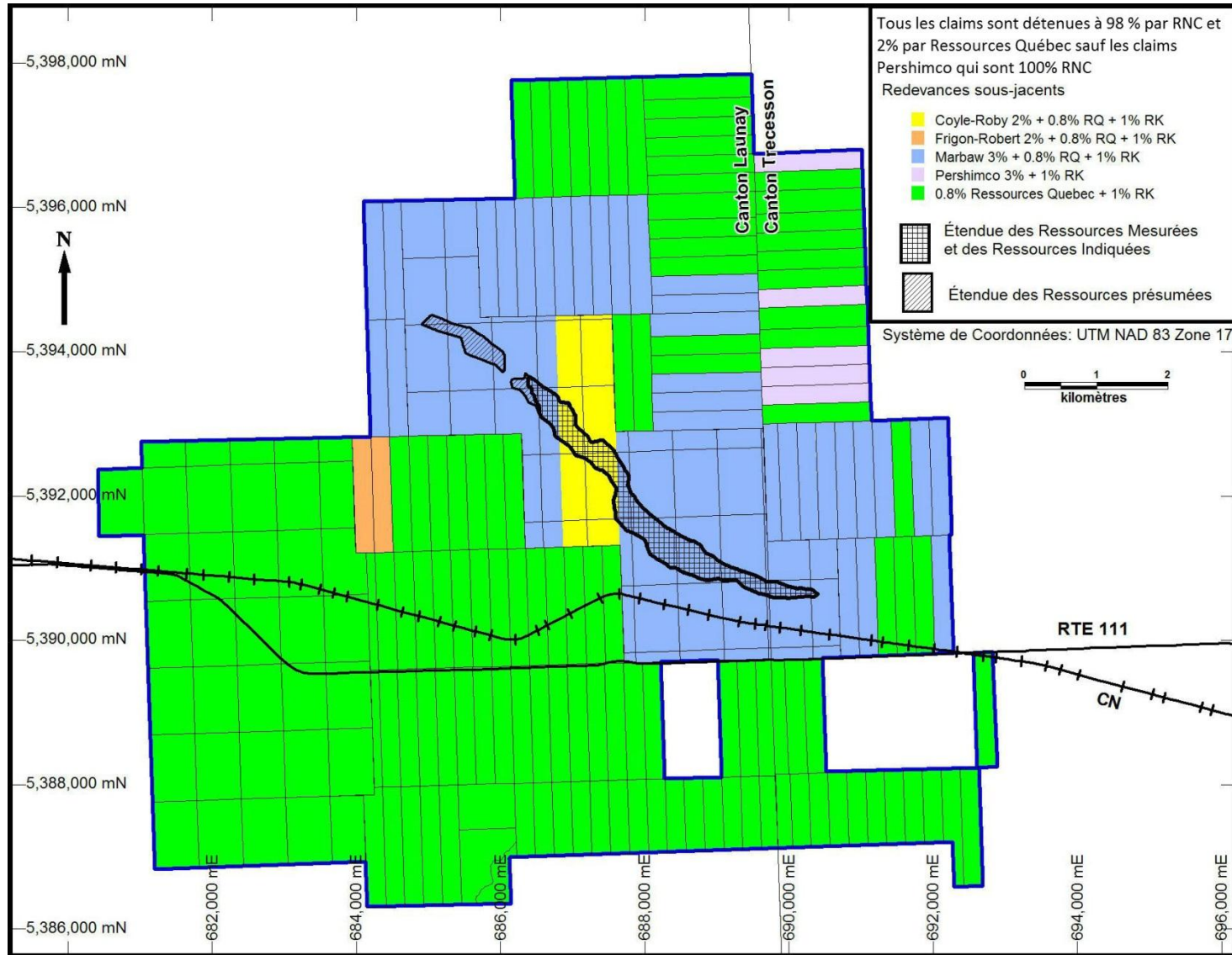
No. Claim	Canton	Type	Date de renouv.	Superficie (ha)	Coût de renouv. (\$)	Intérêt
2180769	LAUNAY	CDC	12-mar-15	42,5	1254,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2180770	LAUNAY	CDC	12-mar-15	42,48	1254,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2180771	LAUNAY	CDC	12-mar-15	42,49	1254,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2180772	LAUNAY	CDC	12-mar-15	42,49	1254,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2180773	LAUNAY	CDC	12-mar-15	42,49	1254,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2180774	LAUNAY	CDC	12-mar-15	42,48	1254,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2180775	LAUNAY	CDC	12-mar-15	42,47	1254,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2180776	LAUNAY	CDC	12-mar-15	42,49	1254,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2180777	LAUNAY	CDC	12-mar-15	42,48	1254,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2180778	LAUNAY	CDC	12-mar-15	42,48	1254,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2180779	LAUNAY	CDC	12-mar-15	42,47	1254,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2180780	LAUNAY	CDC	12-mar-15	42,48	1254,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2180781	LAUNAY	CDC	12-mar-15	42,48	1254,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2180782	LAUNAY	CDC	12-mar-15	42,46	1254,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2180783	LAUNAY	CDC	12-mar-15	35,6	1254,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2180784	LAUNAY	CDC	12-mar-15	19,53	527,75	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2180785	LAUNAY	CDC	12-mar-15	42,61	1254,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2204676	LAUNAY	CDC	7-fév-14	38,82	1254,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2204677	LAUNAY	CDC	7-fév-14	38,9	1254,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2204678	LAUNAY	CDC	7-fév-14	38,91	1254,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2204679	LAUNAY	CDC	7-fév-14	53,04	1254,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2224811	LAUNAY	CDC	29-avr-14	42,67	1254,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2224812	LAUNAY	CDC	29-avr-14	42,68	1254,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2224813	LAUNAY	CDC	29-avr-14	42,67	1254,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2224814	LAUNAY	CDC	29-avr-14	42,68	1254,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2224815	LAUNAY	CDC	29-avr-14	42,9	1254,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2229202	LAUNAY	CDC	4-mai-14	38,86	1254,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2229203	LAUNAY	CDC	4-mai-14	38,81	1254,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2247681	LAUNAY	CDC	26-aoû-14	42,68	1254,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2247682	LAUNAY	CDC	26-aoû-14	42,68	1254,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2251083	LAUNAY	CDC	23-sep-14	41,78	1254,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2255618	LAUNAY	CDC	24-oct-14	43,3	1254,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2255619	LAUNAY	CDC	24-oct-14	43,33	1254,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2255620	LAUNAY	CDC	24-oct-14	43,3	1254,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2255621	LAUNAY	CDC	24-oct-14	43,31	1254,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2255622	LAUNAY	CDC	24-oct-14	52,65	1254,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2255623	LAUNAY	CDC	24-oct-14	48,65	1254,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2255628	LAUNAY	CDC	24-oct-14	38,91	1254,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2255629	LAUNAY	CDC	24-oct-14	39,05	1254,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2255630	LAUNAY	CDC	24-oct-14	39,16	1254,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2255631	LAUNAY	CDC	24-oct-14	48,2	1254,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2255641	LAUNAY	CDC	24-oct-14	22,12	527,75	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2255642	LAUNAY	CDC	24-oct-14	26,69	1254,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2255643	LAUNAY	CDC	24-oct-14	26,66	1254,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2255644	LAUNAY	CDC	24-oct-14	26,63	1254,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2255645	LAUNAY	CDC	24-oct-14	26,6	1254,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2255646	LAUNAY	CDC	24-oct-14	26,56	1254,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2255647	LAUNAY	CDC	24-oct-14	26,54	1254,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2255648	LAUNAY	CDC	24-oct-14	26,5	1254,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2255649	LAUNAY	CDC	24-oct-14	26,48	1254,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec

No. Claim	Canton	Type	Date de renouv.	Superficie (ha)	Coût de renouv. (\$)	Intérêt
2255650	LAUNAY	CDC	24-oct-14	26,43	1254,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2255651	LAUNAY	CDC	24-oct-14	26,41	1254,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2255652	LAUNAY	CDC	24-oct-14	26,37	1254,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2255653	LAUNAY	CDC	24-oct-14	26,34	1254,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2255654	LAUNAY	CDC	24-oct-14	26,3	1254,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2255655	LAUNAY	CDC	24-oct-14	22,36	527,75	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2025453	TRECESSON	CDC	19-sep-14	42,83	1854,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2025454	TRECESSON	CDC	19-sep-14	42,8	1854,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2025455	TRECESSON	CDC	19-sep-14	42,59	1854,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2025456	TRECESSON	CDC	19-sep-14	42,58	1854,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2025457	TRECESSON	CDC	19-sep-14	32,69	1854,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2031507	TRECESSON	CDC	6-nov-14	42,6	1854,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2031508	TRECESSON	CDC	6-nov-14	42,6	1854,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2031509	TRECESSON	CDC	6-nov-14	42,58	1854,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2031510	TRECESSON	CDC	6-nov-14	42,57	1854,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2031511	TRECESSON	CDC	6-nov-14	42,56	1854,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2054109	TRECESSON	CDC	8-fév-15	42,78	1854,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2054110	TRECESSON	CDC	8-fév-15	42,75	1854,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2054111	TRECESSON	CDC	8-fév-15	42,73	1854,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2054123	TRECESSON	CDC	8-fév-15	42,58	1854,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2054892	TRECESSON	CDC	13-fév-15	42,71	1854,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2054893	TRECESSON	CDC	13-fév-15	42,41	1854,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2180762	TRECESSON	CDC	12-mar-15	29,76	1254,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2180763	TRECESSON	CDC	12-mar-15	41,68	1254,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2180764	TRECESSON	CDC	12-mar-15	41,71	1254,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2194108	TRECESSON	CDC	9-nov-13	39,25	1254,25	100 % RNC
2194109	TRECESSON	CDC	9-nov-13	39,27	1254,25	100 % RNC
2194110	TRECESSON	CDC	9-nov-13	39,26	1254,25	100 % RNC
2194115	TRECESSON	CDC	9-nov-13	38,73	1254,25	100 % RNC
2204674	TRECESSON	CDC	7-fév-14	39,12	1254,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2204675	TRECESSON	CDC	7-fév-14	39,13	1254,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2220724	TRECESSON	CDC	25-avr-14	39,12	1254,25	100 % RNC
2229201	TRECESSON	CDC	4-mai-14	39,22	1254,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2249118	TRECESSON	CDC	8-sep-14	39,25	1254,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2255617	TRECESSON	CDC	24-oct-14	42,91	1254,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2255624	TRECESSON	CDC	24-oct-14	41,92	1254,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2255625	TRECESSON	CDC	24-oct-14	39,09	1254,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2255626	TRECESSON	CDC	24-oct-14	47,12	1254,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2255627	TRECESSON	CDC	24-oct-14	39,19	1254,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2255656	TRECESSON	CDC	24-oct-14	20,8	527,75	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2255657	TRECESSON	CDC	24-oct-14	26,82	1254,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2255658	TRECESSON	CDC	24-oct-14	26,81	1254,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2255659	TRECESSON	CDC	24-oct-14	26,79	1254,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2255660	TRECESSON	CDC	24-oct-14	26,79	1254,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2255661	TRECESSON	CDC	24-oct-14	26,78	1254,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2255662	TRECESSON	CDC	24-oct-14	26,76	1254,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2255663	TRECESSON	CDC	24-oct-14	26,76	1254,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2255664	TRECESSON	CDC	24-oct-14	26,69	1254,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2255665	TRECESSON	CDC	24-oct-14	35,26	1254,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2276187	TRECESSON	CDC	8-mar-15	39,29	1254,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec

No. Claim	Canton	Type	Date de renouv.	Superficie (ha)	Coût de renouv. (\$)	Intérêt
2276188	TRECESSON	CDC	8-mar-15	45,83	1254,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2180786	LAUNAY	CDC	12-mar-15	56,93	1254,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2180787	LAUNAY	CDC	12-mar-15	56,93	1254,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2180788	LAUNAY	CDC	12-mar-15	56,93	1254,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2180789	LAUNAY	CDC	12-mar-15	56,93	1254,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2180790	LAUNAY	CDC	12-mar-15	56,93	1254,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2180791	LAUNAY	CDC	12-mar-15	56,92	1254,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2180792	LAUNAY	CDC	12-mar-15	56,92	1254,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2180793	LAUNAY	CDC	12-mar-15	56,92	1254,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2180794	LAUNAY	CDC	12-mar-15	56,92	1254,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2180795	LAUNAY	CDC	12-mar-15	56,92	1254,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2180796	LAUNAY	CDC	12-mar-15	56,91	1254,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2180797	LAUNAY	CDC	12-mar-15	56,91	1254,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2180798	LAUNAY	CDC	12-mar-15	56,91	1254,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2180799	LAUNAY	CDC	12-mar-15	56,91	1254,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2180800	LAUNAY	CDC	12-mar-15	51,74	1254,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2180801	LAUNAY	CDC	12-mar-15	56,9	1254,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2180802	LAUNAY	CDC	12-mar-15	56,9	1254,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2180803	LAUNAY	CDC	12-mar-15	56,9	1254,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2180804	LAUNAY	CDC	12-mar-15	56,9	1254,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2180805	LAUNAY	CDC	12-mar-15	43,32	1254,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2180806	LAUNAY	CDC	12-mar-15	21,78	527,75	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2180807	LAUNAY	CDC	12-mar-15	21,5	527,75	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2180808	LAUNAY	CDC	12-mar-15	21,1	527,75	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2180809	LAUNAY	CDC	12-mar-15	20,68	527,75	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2180810	LAUNAY	CDC	12-mar-15	15,48	527,75	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2235659	LAUNAY	CDC	12-mar-15	56,94	1254,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2255632	LAUNAY	CDC	24-oct-14	56,94	1254,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2255633	LAUNAY	CDC	24-oct-14	56,94	1254,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2255634	LAUNAY	CDC	24-oct-14	56,94	1254,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2255635	LAUNAY	CDC	24-oct-14	56,94	1254,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2255636	LAUNAY	CDC	24-oct-14	56,93	1254,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2255637	LAUNAY	CDC	24-oct-14	56,93	1254,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2255638	LAUNAY	CDC	24-oct-14	56,93	1254,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2255639	LAUNAY	CDC	24-oct-14	56,94	1254,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2255640	LAUNAY	CDC	24-oct-14	43,32	1254,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2267113	LAUNAY	CDC	11-jan-15	56,9	1254,25	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2377418	LAUNAY	CDC	13-jan-14	56,92	3346,39	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2377419	LAUNAY	CDC	13-jan-14	56,92	3346,39	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2377420	LAUNAY	CDC	13-jan-14	56,92	3346,39	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2377421	TRECESSON	CDC	13-jan-14	56,92	3346,39	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2377422	LAUNAY	CDC	13-jan-14	56,91	3345,82	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2377423	LAUNAY	CDC	13-jan-14	56,91	3345,82	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2377424	LAUNAY	CDC	13-jan-14	56,91	3345,82	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2377425	LAUNAY	CDC	13-jan-14	56,9	3345,24	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2377426	LAUNAY	CDC	13-jan-14	56,9	3345,24	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2377427	LAUNAY	CDC	13-jan-14	56,9	3345,24	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2377428	LAUNAY	CDC	13-jan-14	56,9	3345,24	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2377429	LAUNAY	CDC	13-jan-14	56,9	3345,24	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2377430	LAUNAY	CDC	13-jan-14	56,89	3344,66	98 % RNC, 2 % Ressources Québec

No. Claim	Canton	Type	Date de renouv.	Superficie (ha)	Coût de renouv. (\$)	Intérêt
2377431	LAUNAY	CDC	13-jan-14	56,88	3344,08	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2377432	LAUNAY	CDC	13-jan-14	56,88	3344,08	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2377433	LAUNAY	CDC	13-jan-14	56,88	3344,08	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2377434	LAUNAY	CDC	13-jan-14	36,08	2141,05	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2377435	LAUNAY	CDC	13-jan-14	54,69	3217,42	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2377436	LAUNAY	CDC	13-jan-14	54,41	3201,22	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2377437	LAUNAY	CDC	13-jan-14	46,65	2752,4	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2377438	LAUNAY	CDC	13-jan-14	37,9	2246,32	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2377439	LAUNAY	CDC	13-jan-14	43,69	2581,2	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2377440	LAUNAY	CDC	13-jan-14	36,43	2161,29	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2377441	LAUNAY	CDC	13-jan-14	9,06	551,77	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2377442	LAUNAY	CDC	13-jan-14	23,21	1370,17	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2377443	LAUNAY	CDC	13-jan-14	45,83	2704,96	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2377444	LAUNAY	CDC	13-jan-14	4,39	281,65	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2377445	LAUNAY	CDC	13-jan-14	22,27	1315,8	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2377446	LAUNAY	CDC	13-jan-14	3,95	256,21	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2377447	LAUNAY	CDC	13-jan-14	2,28	159,62	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2377448	LAUNAY	CDC	13-jan-14	14,85	886,64	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2377449	LAUNAY	CDC	13-jan-14	31,37	1868,62	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2377450	LAUNAY	CDC	13-jan-14	45,79	2702,65	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2377451	LAUNAY	CDC	13-jan-14	40,94	2422,13	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2377452	LAUNAY	CDC	13-jan-14	2,57	176,39	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2377453	LAUNAY	CDC	13-jan-14	8,83	538,45	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2377454	LAUNAY	CDC	13-jan-14	17,22	1023,72	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2377455	LAUNAY	CDC	13-jan-14	9,02	549,44	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2377456	LAUNAY	CDC	13-jan-14	16,77	997,69	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2377457	LAUNAY	CDC	13-jan-14	9,21	560,43	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2377458	LAUNAY	CDC	13-jan-14	16,32	971,66	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2377459	TRECESSON	CDC	13-jan-14	10,18	616,54	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2377460	TRECESSON	CDC	13-jan-14	35,03	2080,31	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2377461	LAUNAY	CDC	13-jan-14	2,88	194,32	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2377462	LAUNAY	CDC	13-jan-14	0,81	74,59	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2377463	TRECESSON	CDC	13-jan-14	6,39	397,33	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2377464	TRECESSON	CDC	13-jan-14	35,71	2119,64	98 % RNC, 2 % Ressources Québec
2377465	TRECESSON	CDC	13-jan-14	21,18	1252,75	98 % RNC, 2 % Ressources Québec

Figure 4.2 : Claims miniers de la propriété Dumont



Source : RNC.

4.2.3 Conventions sous-jacentes

Les claims miniers de la propriété Dumont sont assujettis à différentes redevances découlant des modalités des ententes d'acquisition des propriétés par RNC ou de la vente de redevances. Les claims miniers et les conventions qui s'y rattachent sont décrits plus en détail ci-dessous, et l'étendue et l'emplacement des claims assujettis à ces conventions sont illustrés à la figure 4.2.

4.2.3.1 Redevance Marbaw

La propriété Marbaw International Nickel Corporation (Marbaw) couvre une superficie totale de 2 639,0 ha tel qu'illustré à la figure 4.2. Cette propriété comportait à l'origine 65 claims. Trente-quatre de ces claims étaient des claims jalonnés sur le terrain qui ont été convertis en claims désignés sur carte par le MRN en 2013.

Marbaw détenait initialement cette propriété, mais une participation de 100 % a été vendue et transférée à RNC aux termes d'une entente datée du 8 mars 2007, moyennant une contrepartie future.

La contrepartie future se compose de ce qui suit : (1) l'émission de 7 millions d'actions de RNC à l'intention de Marbaw à la mise en production commerciale de la propriété ou au transfert de celle-ci à un tiers; (2) le versement d'une somme de 1 250 000 \$ à l'intention de Marbaw le 8 mars 2008. RNC a versé cette somme.

RNC s'est également engagée à affecter un montant minimum de 8 000 000 \$ en dépenses à cet endroit avant de cesser ses activités. Cet engagement a été rempli en 2008. La propriété Marbaw est également assujettie à une redevance à la sortie de la fonderie de 3 %, qui est payable à Marbaw. Royal Nickel a le droit de racheter en tout temps la moitié de la redevance de 3 % contre 10 000 000 \$.

La propriété est assujettie à la redevance payable à Ressources Québec et à la redevance payable à Red Kite.

4.2.3.2 Redevance Coyle-Roby

La propriété Sheridan-Ferderber couvre une superficie totale de 256,47 ha, correspondant à six claims historiques contigus jalonnés sur le terrain (figure 4.2). Les claims correspondant au bloc Sheridan-Ferderber ont été convertis en claims désignés sur carte en 2013.

À l'origine, Terrence Coyle et Michel Roby détenaient respectivement dans cette propriété une participation de 50 %, mais ils ont octroyé à Patrick Sheridan et à Peter Ferderber une option sur ces participations aux termes d'une convention datée du 26 octobre 2006. Le contrat d'option a par la suite été cédé à RNC aux termes d'une entente datée du 4 mai 2007.

Royal Nickel a levé l'option qui lui permettait d'acquérir une participation exclusive dans cette propriété en effectuant des travaux de 75 000 \$ sur celle-ci avant le 26 octobre 2008 et en versant à MM. Coyle et Roby une somme de 10 000 \$ au plus tard le 26 octobre 2007 et une autre de 30 000 \$ au plus tard le 26 octobre 2008. Les claims ont été transférés à RNC à 100 % le 25 août 2008.

Cette propriété est soumise à une redevance à la sortie de la fonderie de 2 % payable à Terrence Coyle (1 %) et à Michel Roby (1 %). Royal Nickel a le droit de racheter en tout temps la moitié de cette redevance de 2 % contre 1 000 000 \$. Une avance de redevance de 5 000 \$ par année est également payable à MM. Coyle et Roby à compter de 2011. Les paiements de

redevances ont été versés tel que prévu en octobre 2011 et en octobre 2012. Ces claims sont assujettis à la redevance payable à Ressources Québec et à la redevance payable à Red Kite.

4.2.3.3 Redevance Frigon-Robert

La propriété Frigon-Robert se compose de deux concessions adjacentes totalisant 83,84 ha. À l'origine, Jacques Frigon et Gérard Robert détenaient respectivement dans ces claims une participation de 50 %. Ils ont été transférés à RNC à la signature d'un contrat d'achat daté du 1^{er} novembre 2010.

Cette propriété est soumise à une redevance à la sortie de la fonderie de 2 % payable à Jacques Frigon (1 %) et à Gérard Robert (1 %). Royal Nickel a le droit de racheter en tout temps la moitié de cette redevance de 2 % contre 1 000 000 \$.

Ces claims sont assujettis à la redevance payable à Ressources Québec et à la redevance payable à Red Kite.

4.2.3.4 Claims Pershimco (redevance Pershimco)

Le bloc de claims Pershimco comprend cinq claims totalisant 195,64 ha. À l'origine, Pershimco Resources était détenteur d'un intérêt de 100 % dans ces claims. Les claims ont été transférés à RNC en vertu d'une convention d'acquisition datée du 18 mars 2013 pour la somme de 30 000 \$. Ces claims sont assujettis à une redevance de 3 % NSR, payable à Pershimco Resources. En tout temps, RNC a la possibilité de racheter en tout ou en partie la redevance NSR moyennant 1 000 000 \$ pour la première tranche de 1 %, 3 000 000 \$ pour la deuxième tranche de 1 % et 6 000 000 \$ pour la troisième tranche de 1 %. Puisque ces claims ont été acquis après la signature de la convention avec Ressources Québec, ils ne sont pas assujettis à la redevance payable à Ressources Québec.

Ces claims sont assujettis à la redevance payable à Red Kite.

4.2.3.5 Redevance Ressources Québec

Le 1^{er} août 2012, RNC a conclu une convention d'investissement avec Ressources Québec. En vertu de la convention, RNC a reçu 12 M\$ et Ressources Québec a acquis le droit de recevoir 0,8 % du rendement net de fonderie découlant de la vente des minéraux produits au projet Dumont et a acquis une participation de copropriété indivise de 2 % dans la propriété. RNC a le droit de racheter, en tout temps après le cinquième anniversaire, la totalité ou toute partie de la participation de Ressources Québec moyennant 10 M\$ pour chaque tranche de 0,2 % du rendement net de fonderie, jusqu'à concurrence d'une contrepartie de 40 M\$ pour la participation complète (y compris la participation de 2 % dans la propriété). La redevance payable à Ressources Québec s'applique à tous les claims de la propriété Dumont à l'exception des cinq claims Pershimco, qui ont été acquis après la signature de la convention avec Ressources Québec.

4.2.3.6 Redevance Red Kite

Le 9 mai 2013, RNC a conclu une entente d'investissement avec RK Mine Finance (Master) Fund II LP (« Red Kite »). Selon les modalités de l'entente, Red Kite a acquis une redevance de 1 % sur le rendement net de fonderie du projet Dumont, pour un prix d'acquisition de 15 M\$ US. La redevance payable à Red Kite s'applique à tous les claims de la propriété Dumont énumérés au tableau 4-1.

4.3 Autorisations et permis d'exploration

Les travaux d'exploration sur les terres publiques (terres de la Couronne) sont effectués conformément au permis d'exploitation forestière délivré par le ministère des Ressources naturelles et de la Faune (MRNF). Ce permis est renouvelable périodiquement. Les travaux d'exploration sur les zones agricoles sont effectués conformément au permis délivré par la Commission de protection du territoire agricole du Québec (CPTAQ). Les travaux d'exploration sur les propriétés privées n'appartenant pas à RNC sont effectués conformément aux ententes de droit d'accès intervenues entre RNC et les propriétaires. Des ouvrages de franchissement de cours d'eau ont été aménagés en vertu de permis délivrés individuellement ou collectivement par le MRNF, la CPTAQ et le ministère du Développement durable, de l'Environnement et des Parcs (MDDEP) du Québec. Le projet Dumont ne fait l'objet d'aucune revendication territoriale officielle connue de la part des Autochtones du bassin hydrologique du Saint-Laurent. Certaines Premières nations algonquines cherchent néanmoins à affirmer les droits de leurs communautés autochtones dans des secteurs de l'ouest du Québec et de l'est de l'Ontario. Même s'il revient en définitive aux pouvoirs publics fédéraux et provinciaux d'agir en consultation avec les Premières nations à cet égard, RNC a engagé des pourparlers avec le Conseil de la Première nation Abitibiwinni, qui relève de la nation algonquine de la localité, et le 5 avril 2013 a conclu un protocole d'entente de coopération lié à la mise en valeur du projet nickélifère Dumont.

4.4 Droits miniers au Québec

RNC est d'avis que, en vertu de la Loi sur les mines du Québec, le porteur d'un titre minier a le droit exclusif d'effectuer des travaux d'exploration sur les parcelles de terrain assujetties au titre pour y rechercher des substances minérales (à l'exception du pétrole, du gaz naturel, du sable, du gravier et d'autres substances trouvées à la surface). Chaque titre minier est valide pendant deux ans. Il peut être renouvelé tous les deux ans dans la mesure où un minimum de travaux d'exploration est effectué et que les droits de renouvellement sont acquittés. Le porteur d'un ou de plusieurs titre(s) minier(s) peut demander l'obtention d'un bail minier pour les parcelles de terrain assujetties au(x) titre(s) dans la mesure où il peut démontrer l'existence d'un gisement exploitable sur la propriété.

Les claims miniers confèrent uniquement des droits d'exploitation du sous-sol. La répartition des droits de surface est illustrée à la figure 4.3. Environ 40 % des droits de surface de la propriété sont détenus par un certain nombre de propriétaires privés qui résident dans la région ou à l'extérieur de celle-ci. RNC a acheté ou a l'option d'acheter environ 680 ha de droits de surface détenus par des propriétaires privés, sous lesquelles se trouvent le gisement Dumont, comme l'illustre la figure 4.3. Les parcelles restantes sont des terres publiques (terres de la Couronne).

La figure 4.3 illustre aussi l'étendue des terrains qui sont classés comme des zones agricoles, où les terres agricoles et les activités qui en découlent doivent être maintenues et préservées. Pour y exercer des activités minières, il faudrait obtenir l'autorisation pour utiliser ces terrains à des fins autres que l'agriculture ou faire exclure ces terrains des zones agricoles par la Commission de protection du territoire agricole du Québec. Une telle demande doit être faite par l'administration municipale concernée. La demande d'exclusion doit démontrer qu'il n'existe aucun terrain non agricole disponible convenant aux fins prévues par la municipalité. RNC ne s'attend pas à ce que l'exclusion de ces terrains, aux fins de l'aménagement du projet Dumont, soit refusée sans motif valable. La demande d'exclusion a été déposée et a été reçue par le CPTAQ le 20 février 2013.

L'obtention d'un permis environnemental est nécessaire pour se prévaloir des droits de surface aux fins d'exploitation minière et d'activités connexes conférés par le bail minier. Des

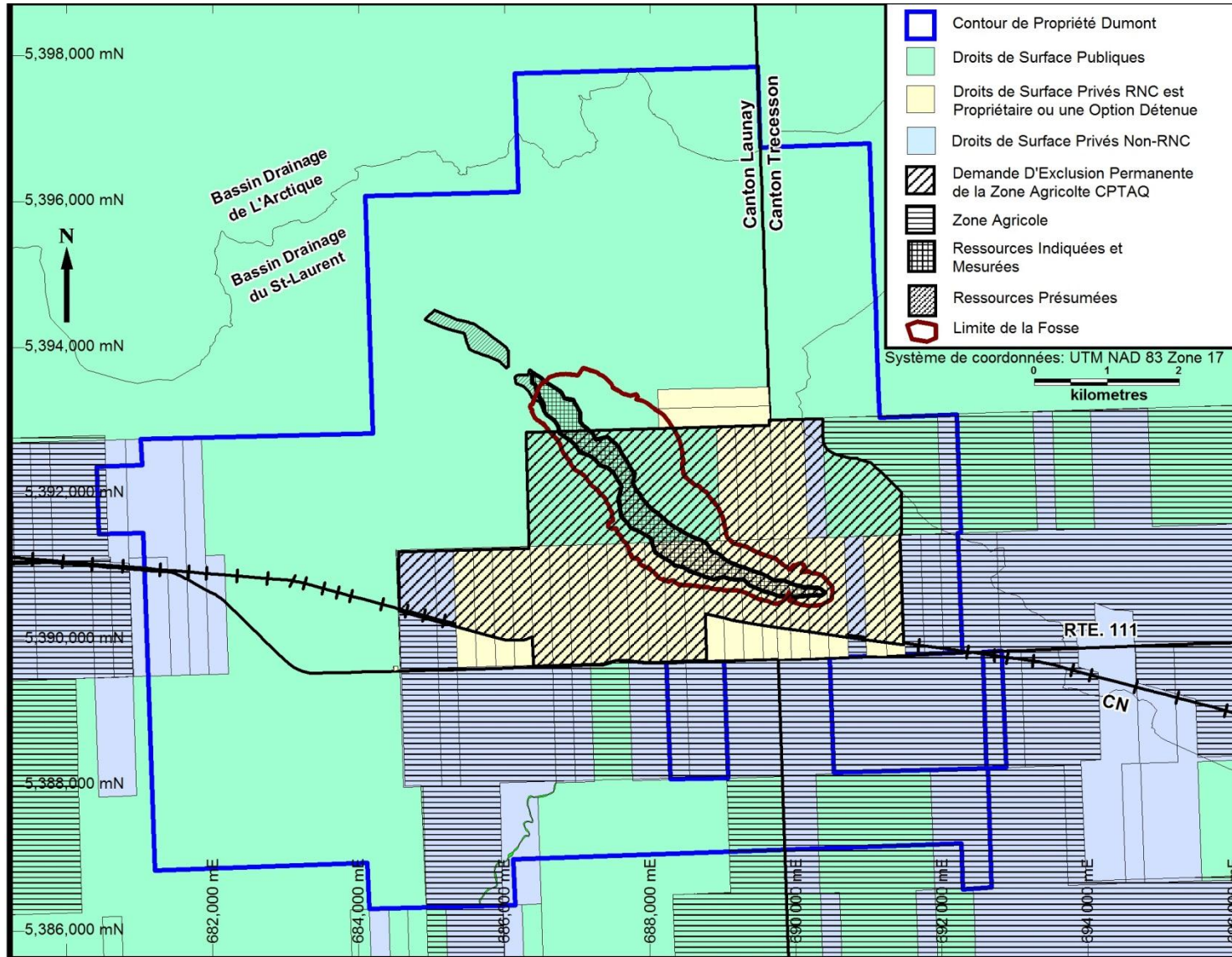
négociations avec les porteurs des droits de surface permettront d'acheter les droits d'accès aux terrains privés. Les droits de surface pour accéder aux terres publiques seront obtenus au terme des processus d'attribution du bail minier et du bail de surface. Avant d'entreprendre tout travail d'exploitation sur les terres assujetties au bail minier, l'exploitant doit déposer un plan de réhabilitation et de restauration du site, et il doit verser une garantie financière. Le porteur d'un titre minier ne peut chercher à obtenir une compensation auprès du porteur du bail minier en raison des résidus miniers qui se trouvent sur la parcelle de terrain assujettie à ce titre.

4.5 Responsabilités environnementales

Ni Ausenco ni RNC ne sont au courant d'un quelconque passif environnemental relatif à la propriété Dumont et celles-ci ne peuvent non plus se prononcer sur la réhabilitation environnementale du site qui aurait pu être mise en œuvre antérieurement par d'autres sociétés.

La section 20 fournit davantage d'information sur le volet environnemental du projet.

Figure 4.3 : Propriété Dumont — éléments de surface à considérer



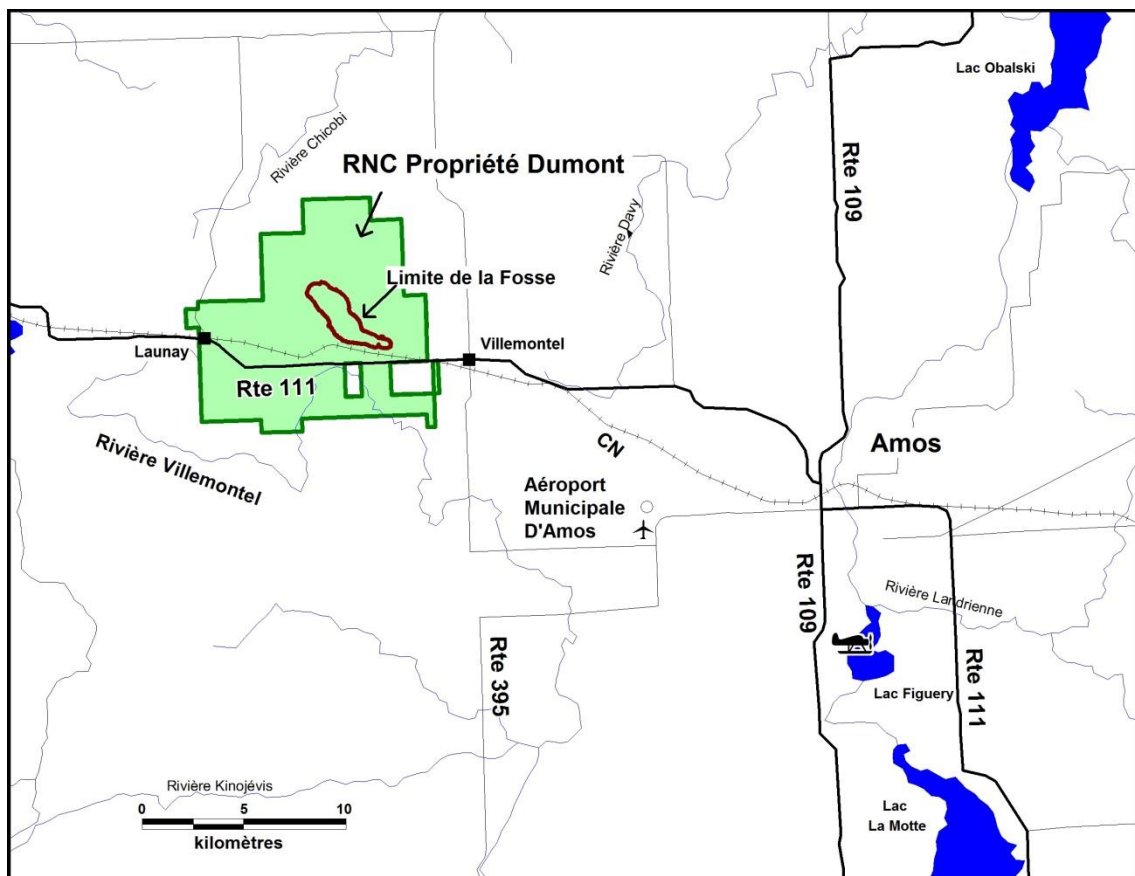
Source : RNC.

5 ACCESSIBILITÉ, CLIMAT, RESSOURCES LOCALES, INFRASTRUCTURE ET GÉOGRAPHIE PHYSIQUE

5.1 Accessibilité

La propriété Dumont est située dans la province de Québec, à environ 25 km au nord-ouest de la ville d'Amos (figure 5.1).

Figure 5.1 : Localisation et infrastructures



Source : RNC.

5.2 Ressources locales et infrastructures

Les principales activités économiques de la région sont l'agriculture et l'exploitation forestière. La nature durable de ces industries a contribué à l'implantation d'une population stable. Par le fait même, la ville d'Amos est desservie par un grand nombre d'entreprises commerciales et industrielles. L'aménagement du projet Dumont exigera la construction d'un plus grand nombre de lieux d'hébergement à l'intérieur de la ville, mais les investissements requis pour assurer la disponibilité de ces lieux d'hébergement seront probablement versés par des tiers en raison du fait que l'économie municipale est bien établie et suffisamment diversifiée. Les infrastructures existantes sont probablement suffisantes pour répondre à l'accroissement de la population.

Amos compte un aéroport municipal, mais celui-ci n'accueille pas de vols commerciaux sur une base régulière. Les aéroports les plus près de celui d'Amos qui sont desservis par des vols réguliers sont Rouyn-Noranda (39 924 habitants selon le recensement 2006), qui se trouve à 120 km au sud-ouest, et Val-d'Or (31 123 habitants selon le recensement 2006), situé à 90 km au sud-est. Rouyn-Noranda et Val-d'Or occupent depuis longtemps une place importante au sein de l'industrie minière et la région compte un important bassin de population qualifiée dans ce domaine.

Le site Dumont est bien desservi par différentes infrastructures, notamment :

- Routes – La route provinciale 111 longe la limite sud de la propriété.
- Voie ferrée – Une voie ferrée de la Compagnie des chemins de fer nationaux du Canada traverse la propriété en passant légèrement au nord de l'autoroute 111 et au sud de la fosse modélisée.
- Électricité – Hydro-Québec, le service public provincial, a indiqué qu'il serait possible d'établir une ligne de transmission jusqu'à la propriété Dumont depuis la ligne à haute tension qui passe à 5 km au sud de la route 111, et qu'une proportion de l'électricité du réseau serait allouée au projet.
- Eau – Un système de recirculation des eaux a été prévu lors des travaux de conception. Ainsi, l'eau du parc à résidus serait recueillie pour être réutilisée dans l'usine de traitement. L'eau d'appoint serait prélevée dans le réservoir au sud-est, et lors de circonstances exceptionnelles au besoin, dans la rivière Villemontel, à environ 5 km de l'emplacement prévu de l'usine de traitement.
- Gaz naturel – Bien que l'utilisation du gaz naturel n'est pas envisagée pour l'instant, un gazoduc existant se rend jusqu'à environ 25 km au sud de la propriété.

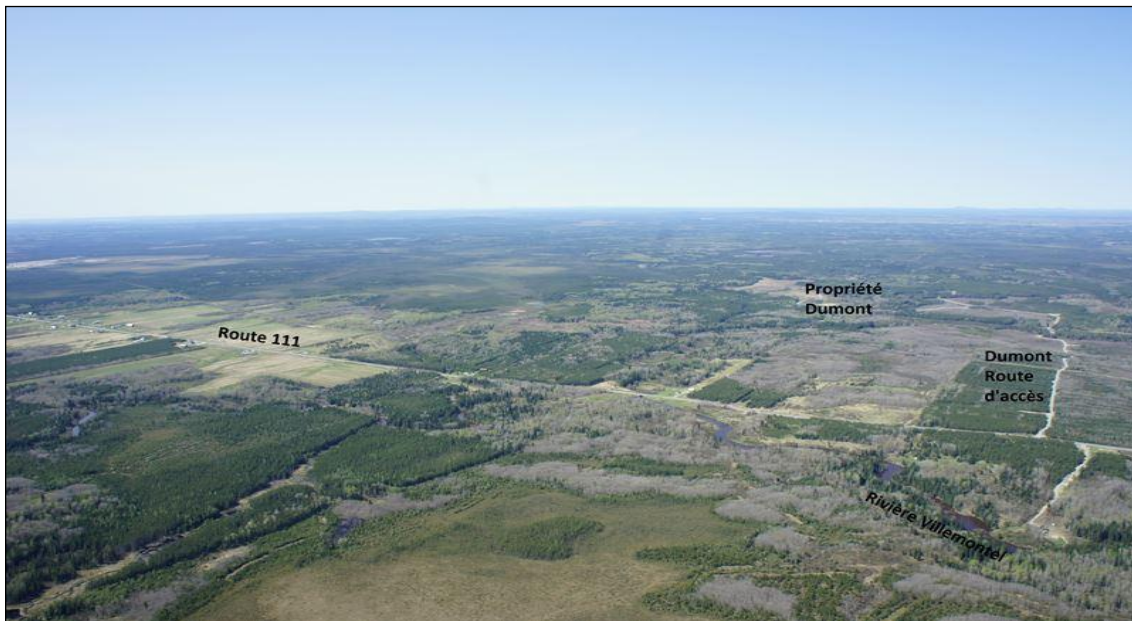
5.3 Climat

Le climat de la propriété Dumont est continental et les températures moyennes varient de -17,3 °C en janvier à +17,2 °C en juillet. La température annuelle moyenne est 1,2 °C. Les précipitations annuelles moyennes totalisent 918 mm. Bien que les travaux d'exploration sur le terrain puissent être effectués toute l'année, il est plus facile de déplacer les foreuses dans les zones marécageuses des terres basses pendant les mois d'hiver, car le sol est gelé. En outre, de fortes averses de pluie et de neige périodiques peuvent nuire à l'exploration pendant les mois d'été ou d'hiver. Les conditions climatiques permettent l'exploitation à ciel ouvert pendant toute l'année. Le climat est comparable à celui où se trouve l'ancienne mine à ciel ouvert Dome près de Timmins, en Ontario, ou encore la mine à ciel ouvert Canadian Malartic d'Osisko, située à 60 km au sud de Dumont.

5.4 Géographie physique

La propriété est dotée d'un relief bas à modéré jusqu'à un maximum de 40 m et se trouve entre 310 m et 350 m au-dessus du niveau de la mer (figure 5.2). La limite de partage des eaux du bassin hydrologique atlantique et du bassin hydrologique arctique longe la frontière nord de la propriété, comme l'illustre la figure 5.3. L'eau requise dans le cadre des programmes de forage au diamant provient de plusieurs ruisseaux qui coulent le long de la propriété et elle est généralement pompée jusqu'aux stations de forage. L'approvisionnement en eau douce est assuré par la rivière Villemontel, à proximité. On retrouve des animaux sauvages sur la propriété, notamment des orignaux, des ours noirs, des castors, des lapins et des chevreuils. L'exploitation forestière y a été pratiquée; le bois a servi principalement à faire de la pâte.

Figure 5.2 : Vue de la propriété Dumont orientée vers le nord



Source : RNC.

Figure 5.3 : Aperçu de la propriété Dumont : topographie typique non accidentée, unité de forage et coupe à blanc ciblée



Source : RNC.

5.5 Droits de surface

La répartition des droits de surface est illustrée à la figure 4.3. Environ 40 % des droits de surface de la propriété sont détenus par un certain nombre de propriétaires privés qui résident dans la région ou à l'extérieur de celle-ci. Parmi ces terrains dont les droits de surface sont détenus par des propriétaires privés, il sera nécessaire d'obtenir les droits de surface sur environ 1 409 hectares pour assurer la mise en valeur du projet Dumont. Jusqu'à présent, RNC a acheté ou a l'option d'acheter environ 1 200 ha ou 85 % des droits de surface détenus par des propriétaires privés requis pour la mise en valeur du projet Dumont, tel qu'illustré à la figure 4.3, et des pourparlers sont en cours pour l'acquisition des droits de surface résiduels détenus par des propriétaires privés. Les parcelles restantes sont des terres publiques (terres de la Couronne).

La figure 4.3 montre l'étendue des terrains qui sont classés comme des zones agricoles en vertu de la loi, où les terres agricoles et les activités qui en découlent doivent être maintenues et préservées. Pour y exercer des activités minières, il faudrait obtenir l'autorisation pour utiliser ces terrains à des fins autres que l'agriculture ou faire exclure ces terrains des zones agricoles par la Commission de protection du territoire agricole du Québec. Une telle exclusion doit être demandée par l'administration municipale concernée. La demande d'exclusion doit démontrer qu'il n'existe aucun terrain non agricole disponible convenant aux fins prévues dans la municipalité. RNC ne s'attend pas à ce que, aux fins de l'aménagement du projet Dumont, l'exclusion soit refusée sans motif valable. La demande d'exclusion a été déposée et a été reçue par le CPTAQ le 20 février 2013.

L'obtention d'un permis environnemental est nécessaire pour se prévaloir des droits de surface aux fins d'exploitation minière et d'activités connexes conférés par le bail minier. Les droits de surface sur les terrains privés qui ne sont pas sécurisés par RNC à l'heure actuelle seront acquis aux termes de négociations avec les porteurs des droits de surface. Les droits de surface pour accéder aux terres publiques seront obtenus au terme des processus d'attribution du bail minier et du bail de surface. Le porteur d'un claim minier ne peut chercher à obtenir une compensation auprès du porteur du bail minier en raison des rejets qui se trouvent sur la parcelle de terrain assujettie à ce claim.

6 HISTORIQUE

6.1 Travaux d'exploration et de développement

Bien que la présence de roches ultramafiques et mafiques sur la propriété Dumont soit connue depuis 1935, la présence de nickel dans la séquence lithologique n'a été découverte qu'en 1956. C'est seulement dans les années 1970 que l'existence et le potentiel de l'importante minéralisation à faible teneur en nickel ont été reconnus pour la première fois.

Les principales phases d'exploration de la propriété Dumont et les travaux qui ont été réalisés au fil des années sont présentés ci-dessous sous forme sommaire.

6.1.1 Phase 1 : 1935 à 1969

Les programmes d'exploration et les études géologiques qui ont été réalisés au cours de cette période ont mené à la découverte du filon-couche ultramafique du projet Dumont et de la minéralisation nickélifère qui y est associée.

En 1935, la Commission géologique du Canada (CGC) a effectué une étude géologique des cantons de Launay et de Trécesson qui a révélé la présence de roches ultramafiques et mafiques.

En 1950, la Québec Asbestos Corporation (Québec Asbestos) a effectué un levé magnétométrique au contact supérieur du filon-couche et a foré cinq trous totalisant 475 m.

En 1951, la CGC a procédé à un levé aéromagnétique qui a permis de définir le filon-couche ultramafique.

En 1956, Barry Exploration Ltd (Barry Exploration) a effectué une étude magnétométrique sur les claims miniers qu'avait explorés Québec Asbestos. Six autres forages au diamant ont été réalisés. Le forage de ces six trous a permis de confirmer pour la première fois la présence d'une minéralisation nickélifère.

6.1.2 Phase 2 : 1969 à 1982

Les programmes d'exploration et les études géologiques et techniques connexes qui ont eu lieu pendant cette période ont permis de repérer trois zones de minéralisation nickélifère.

En 1969, les trous DT-1 et DT-2 totalisant 182 m ont été forés sur les claims miniers que Georges H. Dumont, ing., a acquis en 1962.

En 1970, les trous DT-3 et DT-4 totalisant 364 m ont été forés sur d'autres claims. La minéralisation nickélifère a été recoupée lors de ces deux forages (DT-3 : 0,47 % Ni sur 2,7 m). Des claims miniers additionnels ont été acquis pour former ce qui a été nommé la propriété Dumont; sa superficie couvre l'étendue complète du filon-couche ultramafique.

En 1970-1971, la propriété Dumont a fait l'objet d'un programme d'exploration intense au cours duquel une étude magnétométrique, des excavations de tranchées, des travaux de prospection et le forage de 57 autres trous totalisant 21 052 m ont été réalisés. Le programme de forage a permis de découvrir trois zones de minéralisation nickélifère presque contiguës et parallèles à l'intérieur de la sous-zone de dunité. La section centrale de la zone médiane, dont la teneur en

nickel est plus élevée, est considérée comme la Zone principale, ou comme le Gisement principal. Une partie de la Zone principale est parfois appelée le gisement no 1. Il se définit comme étant la bande minéralisée médiane située entre les sections 35+00 O et 49+00 O qui se trouve entre la surface et le niveau de 1 500 pi (457,18 m) (Dumont, 1970/1971a, b; Dumont, 1971/1972).

En 1971, Newmont Exploration Ltd (Newmont) a procédé à des essais métallurgiques (milieu dense et séparation magnétique seulement) et a réalisé une étude minéralogique de la minéralisation (Hausen, 1971). Au cours de cette même année, le ministère de l'Énergie, des Mines et des Ressources du Canada a effectué une étude minéralogique intitulée « *Mineralogical Investigation of the Low-Grade Nickel-Bearing Serpentinite of Dumont Nickel Corporation, Val D'Or, Quebec* » qui comportait une analyse par microsonde électronique et par diffraction des rayons X (XRD) des minéraux nickélicifères (Harris, 1972).

En 1971-1972, le Centre de recherches minérales (CRM) a réalisé un programme d'essais en laboratoire, notamment des essais en circuit fermé, avec des échantillons composites provenant des carottes de forage de la Zone principale pour élaborer le schéma de traitement du procédé de concentration. Des essais en usine pilote ont aussi été réalisés avec un échantillon en vrac provenant d'un affleurement à l'est de la Zone principale qui avait été dynamité.

En 1971-1972, la firme d'ingénierie Caron, Dufour, Séguin & associés (CDS) a réalisé l'estimation des réserves minérales de même que l'étude de faisabilité du projet. L'objectif était de mettre le gisement en exploitation à une profondeur de 455 m au moyen de diverses techniques de minage souterrain. Les ressources minérales du Gisement principal ont été estimées à 15 517 662 tonnes d'une teneur de 0,646 % de nickel après dilution. En s'appuyant sur les conclusions de l'étude de faisabilité, CDS a recommandé que le Gisement principal soit mis en exploitation (Caron, 1972; Honsberger, 1971a, b).

En 1974-1975, Timiskaming Nickel Ltd (Timiskaming), en partenariat avec Dumont Nickel Corporation (Dumont Nickel), a financé des essais en laboratoire et en usine pilote réalisés à l'Université du Minnesota dans le but d'évaluer la capacité à exploiter les ressources de faible teneur à l'aide de méthodes brevetées. Timiskaming et Boliden AB, qui a interprété les résultats obtenus lors des essais, ont conclu que le potentiel économique du projet se chiffrait à 13 600 t/j extraites à ciel ouvert et à des ressources estimées de 320 millions de tonnes d'une teneur en nickel de 0,34 %. Le procédé de séparation breveté choisi permettrait de récupérer 75 % du nickel.

En 1974, Canex Placer (Canex) a commandé la réalisation d'essais en laboratoire qui ont eu lieu au Britton Research Centre Ltd (Britton Research). L'utilisation conjointe d'un procédé de flottation et d'un procédé hydrométallurgique a permis d'obtenir une récupération de 80 % du nickel contenu dans la Zone principale. Les essais ont démontré que ce processus allait produire de la magnésie (MgO).

Après 1974, l'intérêt à mettre en valeur la propriété a diminué en raison de la baisse du prix du nickel sur le marché mondial, compte tenu de la faible teneur du gisement.

6.1.3 Phase 3 : 1982 à 1992

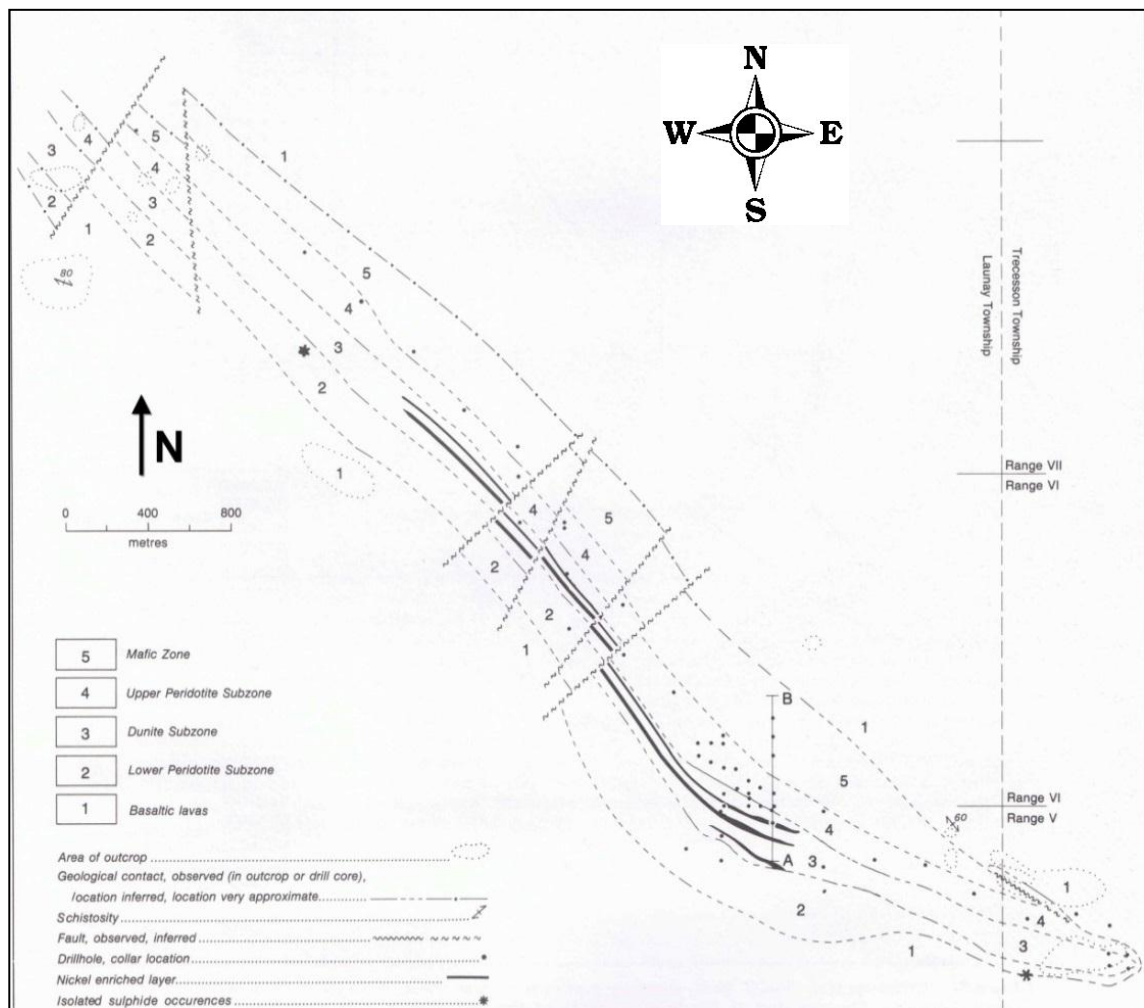
En 1982, l'exploration de la propriété a redémarré et quatre trous d'un diamètre de 15,2 cm (6 po) ont été forés au moyen d'une foreuse à percussion. Les déblais de forage ont aussi été récupérés afin de préparer un échantillon représentatif.

En 1986, le CRM a été mandaté par Magnitec pour réaliser des essais de lixiviation à base de H_2SO_3 avec des « rejets de la mine Dumont » pour évaluer la possibilité de réduire la concentration en SO_2 des émissions de gaz de la fonderie de Noranda en utilisant les rejets de l'exploitation éventuelle de la propriété Dumont (Delisle, 1992). Les essais ont permis de solubiliser 66,0 % du MgO et 72,4 % du nickel contenu dans les échantillons. Magnitec a aussi demandé l'analyse de deux échantillons provenant des carottes de forage pour évaluer la teneur en éléments du groupe platine (ÉGP). Aucun ÉGP n'a été détecté.

En 1986, la Société nationale de l'amiante (SNA) a passé en revue les résultats des essais de lixiviation à base de H_2SO_3 et a conclu que les rejets de l'exploitation de la propriété Dumont ne permettraient d'extraire qu'un faible volume du SO_2 contenu dans les émissions de gaz de la fonderie de Noranda.

En 1986, J. M. Duke, géologue de la CGC, a étudié la minéralisation et la pétrogenèse du filon-couche Dumont. La géologie de celui-ci, selon Duke, est illustrée à la figure 6.1.

Figure 6.1 : Géologie du filon-couche Dumont



Source : Fournie par RNC, selon Duke (1986).

Selon l'évaluation qu'il a faite de la pétrogenèse du filon-couche, Duke a conclu qu'il était possible de découvrir des zones d'enrichissement sulfurées au niveau du contact basal de l'intrusion et il a recommandé d'effectuer des travaux de forage afin d'explorer ce contact. Dans son rapport de 1986, Duke a estimé les ressources potentielles des trois couches enrichies de la propriété Dumont à 175 millions de tonnes d'une teneur de 0,47 % Ni.

En 1986-1987, Dumont Nickel a procédé à une étude géologique du contact basal du filon-couche et a foré 11 trous sur des claims miniers situés dans le canton de Trécesson. Une minéralisation sulfurée a été détectée au niveau du contact basal et un gisement de sulfure de nickel d'assez haute teneur a été recoupé par quatre trous. Une teneur importante en ÉGP a aussi été rapportée. Trois trous devaient être forés sur la partie centrale de la propriété Dumont, mais les travaux ont été interrompus en raison des mauvaises conditions de terrain associées à une zone de faille (Daxl, 1988).

En 1988 et en 1990, Dumont Nickel a procédé à des levés électromagnétiques (Beep Mat) et par polarisation induite qui ont permis de détecter des anomalies.

En 1992, le CRM a réalisé, pour le compte de Timmins Nickel inc. (Timmins Nickel), des essais de broyage à sec et d'aspiration de l'air dans le but de séparer le minerai fibreux.

L'intérêt envers l'exploration de la propriété Dumont a diminué après 1992 et aucun travail n'a été effectué sur la propriété pendant plusieurs années.

6.1.4 Phase 4 : 1999 à 2006

Depuis 1999, les travaux d'exploration sur la propriété Dumont ont été effectués pour le compte de M. Frank Marzoli.

Le forage au diamant du trou FM-99-01, au sud-ouest du Gisement principal, a eu lieu en 1999. Le trou de forage de 318 m a bien recoupé le contact basal du filon-couche, mais aucune minéralisation importante.

En 2001, des travaux de prospection et de géologie ont été réalisés conjointement à la mise en œuvre d'un quadrillage de lignes coupées totalisant 96 km de longueur.

En 2002, un trou de 150 m de longueur (DNN-2002-01) a été foré au diamant dans le secteur nord-ouest de la propriété, mais aucun échantillon provenant de cette carotte de forage n'a été analysé (Derosier, 2002).

En 2003, un trou de 125 m de longueur (DNS-03-01) a été foré au diamant sur la ligne 36+00 O. Ce forage n'a pas permis de recouper la partie supérieure du Gisement principal, mais a permis d'extraire une carotte de forage recoupant 19,2 m de minéralisation d'une teneur en nickel de 0,56 %.

En 2004, un trou de 125 m de longueur (DNN-01-04) a été foré au diamant dans le secteur nord-ouest de la propriété. L'analyse des huit recoupements mesurant chacun 2,5 m de longueur n'a pas donné de résultats significatifs (Berthelot et Cloutier, 2004).

En 2004, J.C. Caron, ing., ancien directeur de CDS et alors à l'emploi de Consultants PROTEC, a préparé un rapport d'évaluation de la propriété conformément aux lignes directrices et aux normes de l'ICM en vigueur.

Aucun travail d'exploration n'a été effectué de 2005 à 2006.

6.1.5 Phase 5 : 2007 à aujourd'hui (RNC)

RNC a fait l'acquisition de la propriété en 2007 et les travaux d'exploration sur le terrain ont débuté en mars 2007. La description des travaux d'exploration réalisés par RNC depuis 2007 est présentée à la section 9. La description des travaux portant sur le procédé de traitement et sur la métallurgie qu'a réalisés RNC depuis 2007 est présentée à la section 13. L'estimation des ressources est présentée à la section 14.

Un résumé des études de mise en valeur que RNC a réalisés récemment est présenté ci-dessous. L'étude actuelle, qui est présentée aux sections 15 et 22 de ce rapport, remplace et annule ces études antérieures.

6.1.5.1 Étude de conception — RNC

Après que RNC eut fait l'acquisition de la propriété Dumont, Aker Solutions a réalisé l'étude de conception en octobre 2007, laquelle a été mise à jour en août 2008. Le rapport initial s'appuyait sur des ressources historiques estimées qui étaient antérieures à l'adoption du Règlement 43-101. L'estimation de ces ressources a été soutenue par le forage de cinq nouveaux trous jumeaux. Ceux-ci ont permis de démontrer que les résultats d'analyse antérieurs (qui servaient d'assises à l'estimation des ressources historiques) étaient comparables aux résultats d'analyse des trous jumeaux obtenus. Les conseillers indépendants (Micon) ont considéré que les estimations historiques étaient pertinentes pour les besoins de l'étude (Lewis, 2007).

L'étude de conception a été mise à jour en s'appuyant sur des ressources estimées conformément au Règlement 43-101 que Micon a calculées en avril 2008 (Lewis, 2008) en tenant compte de 38 nouveaux trous de forage en plus des trous historiques (voir le tableau 6-1). La méthode d'interpolation basée sur l'inverse de la distance a été utilisée pour la modélisation des ressources. La dimension des blocs était de 10 m (X) x 25 m (Y) x 10 m (Z). La majeure partie des ressources incluses dans le plan minier de l'étude de conception a été classée dans la catégorie des ressources présumées.

Tableau 6-1 : Données de forage utilisées pour la modélisation des ressources lors de l'étude de conception

	Trous	Mètres	% des trous	% des mètres
Forages historiques	79	28 322	65	62
Forages jumelés	5	1 682	4	4
Nouveaux forages	38	15 606	31	34
Total	122	45 610	100	100

Source : RNC

Deux scénarios d'exploitation à ciel ouvert ont été évalués lors de l'étude de conception :

- une fosse de faible envergure (50 kt/j concentrateur) qui permettrait d'extraire 452 Mt d'une teneur en nickel de 0,32 %. La fosse, dans son intégralité, atteindrait 350 m de profondeur. Le coefficient de recouvrement serait 1,6 :1.
- une fosse de grande envergure (75 kt/j concentrateur). Grâce aux économies d'échelle réalisées par une plus grande capacité d'usinage, le tracé de fosse rentable permettrait d'extraire 571 Mt d'une teneur en nickel de 0,32 %. La fosse atteindrait 470 m de profondeur. Le coefficient de recouvrement serait 1,8 :1.

Les deux scénarios sont fondés sur une teneur de coupure d'environ 0,25 % Ni.

En l'absence de résultats d'analyses métallurgiques détaillés, l'étude a supposé que la récupération continue du concentrateur serait 65 %, bien que l'analyse de sensibilité ait évalué les effets d'une récupération variant de 55 % à 70 %.

Les conclusions de l'étude de conception indiquent que le scénario de 75 kt/j est le plus viable du point de vue économique et que le projet est somme toute robuste.

6.1.5.2 Étude d'évaluation préliminaire RNC

À la suite des résultats positifs obtenus lors de l'étude de conception, une étude d'évaluation préliminaire, « *A Preliminary Assessment of the Dumont property, Launay and Trécesson Townships, Quebec, Canada* », a été réalisé en septembre 2010 (Lewis et al, 2010). La gestion de l'étude était assumée par RNC, les principaux collaborateurs à l'externe étant Golder (modélisation des ressources), GENIVAR (conception géotechnique), BBA (conception des procédés) et PasteTec (gestion des résidus). La conception de la mine et le schéma de traitement simplifié ont été développés à l'interne par RNC, avec l'aide de consultants externes. Les changements majeurs apportés à la conception du projet par rapport à l'étude de conception incluent :

- Le nombre de nouveaux forages réalisés pour la modélisation des ressources a été augmenté par un facteur supérieur à six, soit 254 forages (totalisant 96 701 m), ce qui a permis de reclasser les ressources dans les catégories mesurées et indiquées. Aucune ressource présumée n'est comprise dans le plan d'exploitation de l'étude préliminaire, celles-ci étant considérées comme du stérile dans le calendrier de production.
- Alors que la modélisation des ressources de l'étude conceptuelle ne considère que les teneurs en Ni, la modélisation des ressources de l'étude préliminaire comprend l'interpolation de trois principaux minéraux économiques (pentlandite, heazlewoodite et awaruite) ainsi que des minéraux silicatés contenant du Ni non récupérable. Ceci permet d'estimer la récupération avec plus de précision, comme discuté dans un prochain point. La dimension du bloc modèle de ressources a aussi été augmentée à 20 m (X) x 20 m (Y) x 15 m (Z) pour correspondre à la plus petite unité exploitable (SMU) à l'échelle de l'équipement qui sera utilisé pour le chargement et le transport. Une plus grande SMU a pour effet d'atténuer les teneurs estimées et d'éliminer quelques-unes des zones à haute teneur qui, selon l'étude de conception, pourraient être exploitées de manière sélective.
- La récupération en Ni dans le concentré a été estimée pour chaque bloc lors de la modélisation des ressources, en se basant sur l'interpolation de la minéralogie. Ces estimations sont appuyées par des tests de variabilité sur 32 échantillons à l'échelle du banc d'essai représentant les différents types de minéralisation qui seront rencontrés. Les essais métallurgiques se sont attardés sur le circuit de dégrossissage et l'estimation des pertes lors de la purification est basée sur des données de référence.
- Le taux d'exploitation du minerai a été augmenté selon les besoins de l'usine de traitement, engendrant la création d'une halde à faible teneur. Cette halde sera traitée à la fin de l'exploitation, après l'épuisement de la fosse. La fosse servira alors de bassin de remplissage pour les résidus, réduisant ainsi la dimension de la digue du parc à résidus d'environ 30 %.
- À la différence de l'étude de conception qui prévoyait un circuit de broyage conventionnel avec broyeur SAG – broyeur à boulets – broyeur à galets (SABC), l'étude préliminaire prévoit un circuit de broyage en quatre étapes, basé sur les processus utilisés dans l'industrie du chrysotile. Ce schéma serait plus efficace énergiquement que le circuit SABC. Par contre, les composantes individuelles sont considérablement plus petites et, de ce fait, plus nombreuses, ce qui pourrait possiblement rendre les opérations moins efficaces. De plus, le

circuit de broyage nécessiterait qu'environ 30 % du matériel d'alimentation soit sec, ce qui engendrait une dépense considérable et aurait potentiellement un effet négatif sur la récupération (le séchage accentue l'oxydation des sulfures). En raison de ces impacts négatifs, l'étude de préfaisabilité préconise de nouveau un circuit conventionnel de broyeur SAG et de broyeur à boulets.

L'étude d'évaluation préliminaire considère que le projet est robuste (TRI après impôt >> 10 %) et que le rendement augmentera non linéairement à mesure que le projet prendra de l'envergure (l'augmentation de 25 % du débit de traitement à l'usine de 80 à 100 kt/j résulte en une hausse de 42 % de la VAN_{10%} après impôt). Toutefois, le capital prévu (2,0 G\$ US pour 80 kt/j, augmentant à 2,3 G\$ US pour 100 kt/j) est important et reflète la complexité du schéma de l'étude préliminaire ainsi que la décision d'entreprendre le projet au taux d'exploitation maximum. L'étude note que les principaux secteurs de risque sont les prévisions relatives à la répartition du nickel dans les minéraux récupérables et la récupération estimée qui y est associée. Les travaux de l'étude de préfaisabilité cibleront plus particulièrement les points suivants : estimation du capital, schéma du concentrateur et estimation de la récupération.

6.1.5.3 Étude de préfaisabilité de RNC

À la suite des résultats positifs obtenus lors de l'étude d'évaluation préliminaire, Ausenco Solutions Canada Inc. (Ausenco) a été mandatée par RNC pour réaliser une étude de préfaisabilité et un rapport technique conforme au Règlement 43-101 sur le projet intitulé « Rapport technique sur le projet Dumont, cantons de Launay et de Trécesson, Québec, Canada » daté du 16 décembre 2011 (Ausenco, 2011). SRK Consulting Inc. (SRK) a reçu le mandat de dresser le portrait géologique du projet, d'estimer les ressources et de préparer les données hydrogéologiques, hydrologiques et géotechniques. David Penswick, consultant minier privé, a été chargé de la conception de la mine, de l'établissement du modèle économique et de l'évaluation des coûts d'exploitation et des dépenses en immobilisations de la mine. GENIVAR s'est vu confier la responsabilité de contribuer au volet environnemental du projet et aux travaux associés à l'obtention des permis. Golder Associés ltée (Golder) a pris part aux études géochimiques environnementales.

Les principaux changements apportés à la conception du projet par rapport à l'évaluation préliminaire comprennent notamment :

- La quantité de forages utilisés pour la modélisation des ressources a été augmentée de 65 nouveaux forages (totalisant 43 261 m). Ceci a permis de convertir certains secteurs en ressources mesurées et indiquées. En plus du nickel, le cobalt a aussi été inclus dans l'estimation des ressources.
- La base de données minéralogiques pour le gisement a été bonifiée en ajoutant 505 nouveaux échantillons minéralogiques EXPLOMIN^{MC} QEMSCAN qui ont été prélevés à travers le gisement, portant le nombre d'échantillons minéralogiques de 189 à 694. Cette base de données élargie a permis de raffiner le modèle minéralogique et la définition des domaines géométallurgiques.
- Contrairement au plan de production de l'ÉÉP qui envisageait le traitement de 100 kt/j dès le début de la production, la mine, l'usine de traitement et les infrastructures associées dans l'ÉPF ont été conçues de façon à pouvoir traiter au départ 50 kt/j de minerai, avec une expansion à 100 kt/j à l'an 5.
- Les coûts d'exploitation sur le site ont été réduits de 24 % et les dépenses en immobilisations initiales ont été réduites de plus de 50 % pour s'établir à 1,1 G \$ US comparativement au scénario à 100 kt/j de l'ÉÉP. L'expansion à 100 kt/j prévue à l'an 5 nécessiterait un investissement additionnel de 0,7 G \$ US.

- L'usine de traitement produirait un seul concentré à haute teneur contenant en moyenne 33 % de nickel sur la durée de vie du projet, plutôt que deux concentrés distincts de sulfures et d'alliages tel qu'envisagé dans l'ÉÉP.
- La récupération en Ni dans le concentré a été estimée isolément pour chaque bloc lors de la modélisation des ressources, en fonction des domaines géométallurgiques. Dans l'évaluation préliminaire de 2010, les équations de récupération de dégrossissage avaient été établies à l'aide de 32 échantillons provenant de cinq sondages qui étaient disponibles au moment de l'évaluation. Les échantillons avaient été regroupés par type de minéralisation (sulfurée, alliage et mixte) et par domaine structural. Pour l'ÉPF, 38 échantillons supplémentaires ont été ajoutés à la suite STP, portant le total à 70, dans le but de perfectionner les équations de récupération. Un survol de la base de données minéralogiques élargie pour le gisement a révélé qu'il existait des populations distinctes d'échantillons, soit enrichis en Pn ou enrichis en Hz, avec un nombre très restreint formant une catégorie mixte entre les deux extrêmes. Par conséquent, les 70 échantillons ont été subdivisés en trois sous-groupes : enrichis en Hz ($Hz/Pn > 5$), enrichis en Pn ($Hz/Pn < 1$) et sulfures mixtes ($1 < Hz/Pn < 5$), et les équations de récupération ont été modélisées par régression des résultats de récupération STP et des teneurs d'éléments sélectionnés déterminées par analyse géochimique. Il a été décidé que les quantités de minéraux ne seraient pas utilisées comme facteurs dans les équations de récupération dans le cadre de l'ÉPF, comme cela avait été le cas dans l'évaluation préliminaire, compte tenu du fait que le niveau de confiance du modèle géochimique du gisement était supérieur au niveau de confiance du modèle minéralogique du gisement.
- Toutes les hypothèses de prix pour les métaux sont identiques aux prix utilisés dans l'ÉÉP, à l'exception du prix du nickel qui a été augmenté à 9,00 \$ la livre.

Cette étude a démontré qu'il s'agissait d'un projet robuste, avec une VAN8% après impôt de 1,1 G \$ US, un TRI après impôt de 17 % et un coût au comptant direct de 4,13 \$ US par livre de nickel, une production moyenne annuelle de 96 millions de livres (44 kt) de nickel contenu au cours des 19 années d'exploitation minière et de 59 millions de livres (27 kt) de nickel au cours des 12 années suivantes d'usinage des stocks de minerai à basse teneur. Des possibilités de croissance, notamment par la production d'un produit final de ferronickel, la production d'un concentré de minerai de fer (magnétite) en sous-produit, une optimisation plus poussée de la récupération, le recours au concassage dans la fosse ou à un système de trolley, ont été identifiées et ciblées pour étude ultérieure dans l'ÉPF.

6.1.5.4 Étude de préfaisabilité révisée de RNC

À la suite des résultats positifs obtenus lors de l'étude de préfaisabilité, Ausenco a été mandatée par RNC pour préparer une étude de préfaisabilité révisée ainsi qu'un rapport technique conforme au Règlement 43-101 pour le projet Dumont. SRK a reçu le mandat de dresser le portrait géologique du projet, d'estimer les ressources et de préparer les données hydrogéologiques, hydrologiques et géotechniques. David Penswick, consultant minier privé, a été chargé de la conception de la mine, de l'établissement du modèle économique et de l'évaluation des coûts d'exploitation et des dépenses en immobilisations de la mine. GENIVAR s'est vu confier la responsabilité de contribuer au volet environnemental du projet et aux travaux associés à l'obtention des permis. Golder a pris part aux études géochimiques environnementales.

Les principaux changements apportés à la conception du projet par rapport à l'étude de préfaisabilité comprennent notamment :

- La quantité de nouveaux forages utilisés pour la modélisation des ressources a été augmentée de 50 000 m. Ceci a permis de convertir certains secteurs en ressources

mesurées et indiquées. En plus du nickel, le cobalt, le platine et le palladium ont aussi été inclus dans l'estimation des ressources.

- La base de données minéralogiques pour le gisement a été bonifiée en ajoutant 403 nouveaux échantillons minéralogiques EXPLOMIN^{MC} QEMSCAN qui ont été prélevés à travers le gisement, portant le nombre d'échantillons minéralogiques de 694 à 1 097. Cette base de données élargie a permis de raffiner le modèle minéralogique et la définition des domaines géométallurgiques, de telle sorte que la teneur en magnétite a pu être estimée pour une partie du gisement.
- Les taux de récupération du projet ont été améliorés, passant de 41 % dans l'ÉPF à 45 % dans l'ÉPF révisée, grâce à une combinaison de nombreux essais métallurgiques additionnels, d'une augmentation de 50 % du nombre d'échantillons minéralogiques et d'un modèle de ressources révisé. Le taux de récupération serait donc de 57 % au cours des cinq premières années d'exploitation minière; de 51 % au cours des années 6 à 19; et de 33 % au cours des années 20 à 31. Cette amélioration a permis d'ajouter 296 M\$ US à la VAN_{8%} du projet. La classification métallurgique des zones minéralisées a été révisée en cinq domaines distincts plutôt que les quatre domaines utilisés dans l'ÉPF initiale. La récupération du cobalt a été estimée à 45 % en moyenne sur la durée de vie du projet, en baisse comparativement à 70 % dans l'ÉPF initiale, puisque la répartition du cobalt entre les minéraux récupérables et les silicates serait plutôt similaire à celle du nickel. Le platine et le palladium payables n'ont pas été pris en compte dans l'ÉPF révisée puisque la possibilité de les concentrer à un niveau payable minimal dans le concentré demeure incertaine compte tenu des travaux techniques limités effectués jusqu'à présent sur les ressources et la récupération des ÉGP.
- La teneur moyenne du concentré a été réduite à 29 % de nickel puisque les études minéralogiques supplémentaires ont révélé que la pentlandite dans certains secteurs du gisement renferme en réalité 27 % de nickel plutôt que la teneur de 33 % de nickel observée dans la majeure partie du gisement.
- Un scénario d'exploitation minière incluant l'utilisation d'un système de trolley pour améliorer le coût global d'extraction minière du projet, en ayant recours à l'électricité pour remplacer une partie du carburant diesel consommé par les camions, a été évalué. L'implantation d'un système de trolley durant l'expansion à l'an 5 et d'autres améliorations a permis de réduire le coût d'extraction minière de 0,14 \$ US par tonne extraite (0,32 \$ US par tonne de minerai) et de réduire la consommation estimative de diesel de 28 % pour atteindre 872 ML sur la durée de vie du projet.
- Toutes les hypothèses de prix pour les métaux sont identiques aux prix utilisés dans l'ÉPF.

L'ÉPF révisée (scénario de base incluant l'utilisation d'un système de trolley) s'est soldée par une augmentation de 31 % de la VAN_{8%} après impôt du projet, passant de 1,1 G \$ US à 1,4 G \$ US, avec un TRI après impôt de 19,5 % et un coût au comptant direct de 4,07 \$ US par livre de nickel, une production moyenne annuelle de 108 Mlbs (49 kt) de nickel contenu au cours des 19 années d'exploitation minière et de 63 Mlbs (29 kt) de nickel au cours des 12 années suivantes d'usinage des stocks de minerai à basse teneur. Des possibilités de croissance, notamment par la production d'un produit final de ferronickel, la production d'un concentré de minerai de fer (magnétite) en sous-produit, une optimisation plus poussée de la récupération, et l'optimisation de la configuration du système de trolley, ont été identifiées et ciblées pour étude ultérieure dans l'étude de faisabilité.

6.2 Production minière historique

La propriété Dumont n'a jamais fait l'objet d'exploitation ou de production minières. Toutefois, les régions de Val-d'Or et de Rouyn-Noranda situées en périphérie de la propriété Dumont sont le berceau d'une exploitation minière prolifique depuis 100 ans.

6.3 Ressources et réserves estimées de la propriété Dumont

La discussion présentée dans cette section, laquelle porte sur les ressources et les réserves estimées, fait référence aux estimations historiques des ressources et à celles faites par RNC. Les estimations historiques peuvent avoir été préparées conformément aux normes de l'industrie minière en vigueur à l'époque à laquelle elles font référence. Toutefois, ces estimations ne répondent pas aux exigences actuelles de l'ICM en matière d'estimation des ressources et des réserves conformément au Règlement 43-101. Une personne qualifiée n'a pas réalisé suffisamment de travaux pour classer ces estimations historiques en ressources minérales actuelles et l'émetteur ne considère pas les estimations historiques comme des estimations de ressources actuelles. En conséquence, les estimations historiques ne peuvent être considérées comme fiables, à moins qu'elles n'aient été validées et traitées de nouveau pour qu'elles répondent aux normes et aux exigences actuelles de l'ICM.

6.3.1 1971 à 1986 – Estimation des ressources

Les ressources potentielles du gisement et les réserves du gisement no 1 ont été comptabilisées dans un rapport sommatif (Honsberger, 1971) selon une teneur de coupure de 0,50 % Ni. Cette estimation faisait partie de l'étude de faisabilité antérieure de CDS relative à une mine souterraine qui devait produire 4 500 tonnes par jour. Le potentiel de la propriété Dumont a été déterminé en fonction des résultats obtenus lors du forage des sections 36+00 O et 84+00 O, où des bandes minéralisées de plus haute teneur ont été recoupées par des trous de forage situés à 800 pi de distance, et où la minéralisation recoupée avait une teneur en nickel de 0,5 % ou plus.

En s'appuyant sur ces recoupements et sur ceux du gisement no 1, Honsberger et Caron ont tous deux conclu que les ressources des bandes minéralisées de plus haute teneur pouvaient atteindre 70 Mt d'une teneur en nickel de 0,5 % ou plus, à une profondeur de 2 000 pi.

L'estimation des réserves lors de la préparation de l'étude de faisabilité de 1971-1972 a été calculée en utilisant la méthode d'estimation par sections, selon laquelle les trous de forage ont été mis en plan et groupés par section; l'aire d'influence de chaque intersection de forage a été mesurée sur la section, et les corrections nécessaires ont été apportées au pendage et à l'orientation du gisement dans le but de mesurer l'aire en fonction d'un plan perpendiculaire à l'orientation de la zone. Le volume d'influence de chaque intersection de forage a été calculé en multipliant l'aire d'influence par la moitié de la distance mesurée le long de l'orientation entre deux sections adjacentes. Un coefficient de volume de 12 pi²/tonne a été utilisé pour convertir les volumes d'influence en tonnages. Le tonnage des réserves a été estimé en additionnant les tonnages de tous les trous, alors que la teneur a été déterminée par la moyenne pondérée des teneurs de chaque bloc de tonnage. Selon les estimations, le tonnage se situe entre 250 pi et 1 500 pi d'élévation.

Pour tenir compte de la dilution, le rapport d'août 1971 privilégiait l'aménagement d'une mine souterraine. Il a été déterminé qu'une valeur de 6 % était appropriée en raison de la compétence de la masse rocheuse et du caractère continu de la minéralisation. La teneur moyenne en nickel de la minéralisation qui se trouve à l'intérieur du toit et à moins de 5 pi de la zone est estimée à 0,45 %. Puisque la plus grande partie de la dilution proviendrait du toit, cette teneur est celle du minerai diluant.

Le tonnage et la teneur des réserves au-dessus du niveau 900 ont été estimés séparément en utilisant la même méthode. Après dilution, le tonnage se chiffrait à 6 906 609 tonnes d'une teneur moyenne en nickel de 0,660 %.

À la lumière du rapport, une deuxième estimation historique des ressources et des réserves a été faite par Timiskaming en 1974-1975. Timiskaming et Boliden AB ont conclu que le potentiel économique du projet se chiffrait à 13 600 t/j extraites à ciel ouvert et à des ressources estimées de 320 millions de tonnes d'une teneur en nickel de 0,34 %. Le procédé de séparation breveté permettrait de récupérer 75 % du nickel. Les auteurs de ce rapport n'ont pas été en mesure d'obtenir la moindre information à propos de cette estimation. C'est pourquoi elle a été exclue de cette discussion.

Une troisième estimation historique des ressources potentielles (Duke, 1986) du gisement a été réalisée. Le tableau 6-2 résume le potentiel des ressources selon l'estimation de 1986.

Tableau 6-2 : Estimation historique des ressources potentielles des trois couches enrichies de nickel (1986)

Niveau	Étendue longitudinale (m)	Épaisseur moyenne (m)	Teneur moyenne (% nickel)	Tonnage (Mt)
Supérieur	2 430	24	0,45	80
Intermédiaire	2 430	24	0,50	82
Inférieur	350	26	0,44	13
Total de tous les niveaux			0,47	175
Ressources du niveau intermédiaire à haute teneur	730	14	0,65	14

Source : Selon Duke (1986)

6.3.2 Estimation des ressources minérales 2008 (RNC)

L'estimation préliminaire des ressources minérales que RNC a effectuée en 2008 remplace et annule l'estimation historique des réserves de 1971. L'estimation de RNC est présentée en détail dans le rapport technique intitulé « *Ni 43-101 Technical Report, Preliminary Mineral Resource Estimate for the Dumont Property, Launay and Trécesson Townships, Quebec, Canada* » (avril 2008) (Lewis, 2008).

L'estimation préliminaire des ressources minérales de 2008 s'appuie tant sur les résultats des forages d'exploration de 2007 que sur les forages historiques. Le tonnage et la teneur de l'estimation des ressources minérales indiquées et présumées d'avril 2008 sont résumés au tableau 6-3.

Tableau 6-3 : Ressources minérales indiquées et présumées en avril 2008 selon une teneur de coupure de 0,35 % Ni

Catégorie de ressources minérales	Tonnage (kt)	Teneur en nickel (%)	Nickel (kt)	Nickel (klbs)
Indiquées	50 076	0,353	177	390 012
Présumées	693 013	0,308	2 133	4 704 118

Remarque : * les ressources minérales présumées qui figurent dans ce tableau sont une combinaison des modèles historiques et actuels. Source : RNC

L'estimation préliminaire des ressources minérales en avril 2008 était conforme aux normes de l'ICM qui sont en vigueur actuellement et aux définitions prévues par le Règlement 43-101. RNC pouvait donc la présenter à titre d'estimation des ressources minérales.

La mise à jour des ressources estimées qui est entrée en vigueur le 31 octobre 2008 a remplacé et a annulé l'estimation préliminaire des ressources minérales que RNC a effectuée en 2008. Cette mise à jour est présentée en détail dans le rapport technique intitulé « *NI 43-101 Technical Report, Updated Mineral Resource Estimate for the Dumont Property, Launay and Trécesson Townships, Quebec, Canada* » (janvier 2009).

L'estimation des ressources d'octobre 2008 s'appuyait sur les travaux de forage que RNC a réalisés en 2007 et en 2008; les données historiques utilisées se limitaient aux zones en périphérie du gisement ou aux profondeurs que RNC n'a pas explorées par forage. Le tonnage et la teneur de l'estimation des ressources minérales indiquées et présumées en octobre 2008 sont résumés au tableau 6-4.

Tableau 6-4 : Ressources minérales indiquées et présumées selon une teneur de coupure de 0,25 % Ni (31 octobre 2008)

Portion du gîte modélisé	Catégorie de ressources minérales	Tonnage (kt)	Teneur en nickel (%)	Nickel (kt)	Nickel (klbs)
Portion centrale	Indiquées	365 024	0,320	1 168	2 575 025
Portion 6000 – 9400	Présumées*	257 718	0,306	790	1 740 888
Portion NO		146 041	0,268	391	861 450
Portion SE		29 660	0,275	82	180 056
Solide historique		65 931	0,324	214	471 313
Gîte total		499 350	0,296	1 476	3 253 707

Remarque : * les ressources minérales présumées qui figurent dans ce tableau sont une combinaison des solides historiques et actuels. **Source :** RNC

L'estimation des ressources minérales en date du 31 octobre 2008 était conforme aux normes de l'ICM qui sont en vigueur actuellement et aux définitions prévues par le Règlement 43-101. RNC pouvait donc la présenter à titre d'estimation des ressources minérales.

6.3.3 Estimation des ressources minérales 2010 (RNC)

La mise à jour des ressources minérales estimées qui figure dans le rapport technique de 2010 intitulé « *NI 43-101 Technical Report, Mineral Resource Estimate for the Dumont Property, Launay and Trécesson Townships, Quebec, Canada* » a remplacé et a annulé l'estimation des ressources minérales du 31 octobre 2008 (Lewis, 2010).

L'estimation des ressources minérales qui figure dans le rapport technique d'avril 2010 s'appuie sur les travaux de forage que RNC a réalisés de 2007 à 2009 et sur les données de géologie structurale colligées par Itasca Consulting. Le recours à des modèles structurels a eu pour effet de diviser le gisement Dumont en sept domaines distincts plutôt qu'en deux. Ces sept modèles ne se chevauchent pas, mais sont contigus. La teneur de coupure a été fixé à 0,2 % Ni. Le modèle structurel disponible et la fiabilité accordée aux données ont permis de construire les sept solides.

L'étendue de mort-terrain a été construite à l'aide des données de forage. Aucun modèle de solide lithologique a été conçu ni utilisé lors de l'estimation des ressources puisque la minéralisation est encaissée au sein d'une unité de dunite. Aucun forage historique n'a été pris en compte lors de l'estimation des ressources minérales présentée dans le rapport technique d'avril 2010.

Dans la direction d'allongement, le modèle de ressources s'étend entre les sections 3 600 E et 10 400 E. En raison des orientations différentes des sept domaines, la longueur totale est 7 035 m. Les limites verticales ont été établies de cette façon : le contact de la masse rocheuse et du mort-terrain sert de limite supérieure, tandis que la limite inférieure est établie au moyen d'une distance variable projetée d'environ 50 m en dessous des valeurs d'analyse les plus profondes obtenues en sondage qui demeurent supérieures à la teneur de coupure. Les limites des épontes supérieures et inférieures sont projetées en profondeur dans la direction du pendage (moyenne de -58°), telle qu'établie au moyen des résultats d'analyse des échantillons dont la teneur est supérieure à la teneur de coupure.

L'estimation des ressources minérales présentée dans le rapport technique d'avril 2010 est entrée en vigueur le 4 décembre 2009. Le tableau 6-5 résume cette estimation des ressources.

Tableau 6-5 : Ressources minérales mesurées, indiquées et présumées des solides des sept domaines selon une teneur de coupure de 0,25 % Ni (4 décembre 2009)

Portion du gîte modélisé	Catégorie de ressources minérales	Tonnage (kt)	Teneur en nickel (%)	Nickel (kt)	Nickel (klbs)
Tous les domaines	Mesurées (M)	73 935	0,33	246	543 257
Tous les domaines	Indiquées (I)	576 745	0,31	1 800	3 966 328
Tous les domaines	Total M + I	650 680	0,31	2 046	4 509 585
Tous les domaines	Présumées	257 804	0,28	709	1 563 865

Source : RNC

L'estimation des ressources minérales en date du 4 décembre 2009 était conforme aux normes de l'ICM qui sont en vigueur actuellement et aux définitions prévues par le Règlement 43-101. RNC pouvait donc la présenter à titre d'estimation des ressources minérales.

Les ressources minérales estimées et mises à jour qui figurent dans le rapport technique intitulé « *NI 43-101 Technical Report, Mineral Resource Estimate for the Dumont Property, Launay and Trécesson Townships, Quebec, Canada* » (août 2010) ont remplacé et annulé l'estimation des ressources minérales de décembre 2009 qui figure dans le rapport technique d'avril 2010.

L'estimation des ressources minérales qui figure dans le rapport technique d'août 2010 s'appuie sur les travaux de forage que RNC a réalisés de 2007 à 2010 et sur les données de géologie structurelle colligées par Itasca Consulting. Micon a calculé les ressources minérales estimées mises à jour en se fondant sur les renseignements géologiques et les données d'analyse de la propriété Dumont disponibles en date du 22 avril 2010. L'estimation des ressources minérales est entrée en vigueur le 16 août 2010.

La teneur de coupure estimé a pu être ramené à 0,20 % Ni lors de la préparation du rapport technique d'août 2010 en raison des travaux effectués simultanément dans le cadre de l'analyse préliminaire de septembre 2010.

Reconnaissant que la quantité de nickel dans les minéraux récupérables est d'une importance capitale aux fins de la planification de l'extraction et de la conception de l'usine, RNC a retenu les services de Golder afin que celle-ci prépare un modèle de blocs de ressources qui tiendrait

compte de la teneur en nickel et des principales concentrations minéralogiques. Les travaux relatifs à ce modèle de blocs de ressources ont été réalisés par Olivier Tavchandjian, géol., et passé en revue par Greg Greenough, géol., tous deux au service de Golder (Warren, 2010; Golder Associates, 2010).

Le modèle de blocs de ressources d'août 2010 interpolait les teneurs en nickel, en cuivre, en cobalt, en chrome, en platine, en palladium et en or, ainsi que le poids spécifique et les dix résultats factoriels utilisés pour calculer les concentrations minérales en pentlandite, en heazlewoodite, en awaruite, en olivine, en magnétite, en serpentine, en brucite et en coalingite.

Golder et RNC ont réalisé tous les travaux de modélisation 3D. Micon a vérifié les enveloppes de minéralisation.

RNC a remis à Micon le fruit des travaux de modélisation 3D des enveloppes de minéralisation, qui ont été réalisés à partir du modèle géométrallurgique de Golder selon une teneur de coupure de 0,2 % Ni. Micon a examiné le modèle de blocs de façon approfondie et, dans certains cas, le modèle a été amélioré à la suite de discussions avec RNC.

L'étendue de mort-terrain a été construite à l'aide des données de forage. Aucun modèle de solide lithologique n'a été conçu, puisque la minéralisation est encaissée au sein d'une unité de dunité.

Selon toutes les données disponibles à l'heure actuelle, sept modèles de domaines solides distincts ont été produits. Ces sept modèles ne se chevauchent pas, mais sont contigus. La teneur de coupure a été fixée à 0,2 % Ni. Le modèle structurel disponible et la fiabilité accordée aux données ont permis de construire les sept solides.

Dans la direction d'allongement, le modèle de ressources actuel s'étend entre les sections 3 600 E et 10 000 E. En raison des orientations différentes des sept domaines, la longueur totale est 7 035 m. Les limites verticales ont été établies de cette façon : le contact de la masse rocheuse et du mort-terrain sert de limite supérieure, tandis que la limite inférieure est établie au moyen d'une distance variable projetée d'environ 50 m en dessous des valeurs d'analyse les plus profondes obtenues en sondage qui demeurent supérieures à la teneur de coupure. Les limites des épontes supérieures et inférieures sont projetées en profondeur dans la direction du pendage (moyenne de -58°), telles qu'établies au moyen des résultats d'analyse des échantillons dont la teneur est supérieure à la teneur de coupure.

Micon a examiné et passé en revue l'estimation des ressources minérales mise à jour pour le compte de RNC. Cette estimation est conforme aux normes de l'ICM.

Le tonnage et la teneur de l'estimation des ressources minérales indiquées et présumées en août 2010 sont résumés au tableau 6-6.

Tableau 6-6 : Résumé des ressources minérales mesurées, indiquées et présumées dans les sept solides définissant les domaines structuraux selon une teneur de coupure de 0,20 % Ni (16 août 2010)

Portion du gîte modélisé	Catégorie de ressources minérales	Tonnage (kt)	Teneur en nickel (%)	Nickel (kt)	Nickel (klbs)
Tous les domaines	Mesurées (M)	155 680	0,29	447	985 365
Tous les	Indiquées (I)	1 003 487	0,27	2 707	5 966 826

domaines					
Tous les domaines	Total M + I	1 159 167	0,27	3 154	6 952 191
Tous les domaines	Présumées	581 405	0,27	1 451	3 198 220

Source : RNC

6.3.4 Estimation des ressources minérales et des réserves minérales 2011 (RNC)

La mise à jour de l'estimation des ressources minérales en date du 13 décembre 2011 (Ausenco, 2011) remplace et annule l'estimation des ressources minérales de 2010 présentée dans le rapport technique du mois d'août 2010.

L'estimation des ressources minérales en date du 13 décembre 2011 pour le projet Dumont présentée au tableau 6-7 a été préparée par M. Sébastien Bernier, géo., de SRK. L'estimation des ressources minérales s'appuie sur les données de forage disponibles au 3 octobre 2011 et les ressources ont été estimées selon une approche de modélisation géostatistique par blocs définis à l'aide de sept modèles fil-de-fer de minéralisation sulfurée. Les ressources minérales ont été estimées conformément aux lignes directrices sur les pratiques exemplaires en matière d'estimation des ressources minérales et des réserves minérales de l'ICM et ont été classées selon les Normes de l'ICM sur les définitions pour les ressources minérales et réserves minérales adoptées en décembre 2005.

En plus du nickel et du cobalt, SRK a aussi modélisé la répartition des teneurs pour dix autres éléments importants : l'arsenic, l'or, le calcium, le chrome, le cuivre, le fer, le plomb, le palladium, le platine et le soufre.

Tableau 6-7 : Estimation de ressources minérales* (SRK, 13 décembre 2011)

Catégorie de ressources	Quantité (kt)	Teneur Ni (%)	Teneur Co (ppm)	Nickel contenu (kt)	Nickel contenu (Mlbs)	Cobalt contenu (kt)	Cobalt contenu (Mlbs)
Mesurées	189 770	0,29	111	550	1 203	20	46
Indiquées	1 220 300	0,27	108	3 270	7 216	130	290
Mesurées + Indiquées	1 410 070	0,27	109	3 820	8 419	150	336
Présumées	695 200	0,26	100	1 790	3 939	70	154

Remarques : *Présentée selon une teneur de coupure de 0,2 % Ni à l'intérieur des tracés conceptuels de fosse optimisés en utilisant un prix de 9,00 \$ US/lb de nickel, un taux de récupération métallurgique et d'usinage moyen de 41 %, des frais de traitement et G&A de 5,40 \$ US par tonne usinée, un taux de change de 1,00 \$ CA = 0,90 \$ US, un angle de pente global de 40° à 44° selon le secteur, et un taux de production de 100 kt/j. Tous les nombres ont été arrondis pour refléter la précision relative des estimations. Les ressources minérales ne sont pas des réserves minérales et leur viabilité économique n'a pas été démontrée.

Pour faciliter l'évaluation en cours de la récupération métallurgique effectuée par RNC, SRK a aussi construit des modèles estimatifs des quantités de minéraux. En effet, SRK a modélisé la répartition quantitative de pentlandite, heazlewoodite, awaruite, olivine, magnétite, serpentine, brucite, coalingite, et serpentine ferrière. Bien que ces quantités de minéraux n'aient pas d'incidence directe sur les ressources minérales du projet Dumont, elles ont un impact sur la récupération métallurgique, qui elle a un impact direct sur la faisabilité du projet.

Les réserves ont été estimées par David Penswick, P.Eng., consultant indépendant, à l'aide du bloc modèle des ressources minérales décrit ci-dessus et en tenant compte des résultats de l'étude de préfaisabilité. Les réserves sont basées sur un tracé de fosse optimisé selon l'algorithme Lerchs-Grossmann, généré en utilisant uniquement les valeurs en nickel et un prix de 6,70 \$ US/lb de nickel, équivalent à 74 % des prévisions à long terme de 9,00 \$ US/lb de nickel. Les réserves comprennent des facteurs de 4,2 % et 0,65 % respectivement pour la dilution prévue et imprévue. Les réserves minérales du projet Dumont en date du 13 décembre 2011 sont résumées au tableau 6-8.

Tableau 6-8 : Sommaire des réserves minérales* (David Penswick, 13 décembre 2011)

Catégorie de réserves	Réserves (kt)	Teneur Ni (%)	Teneur Co (ppm)	Nickel contenu (kt)	Nickel contenu (Mlbs)	Cobalt contenu (kt)	Cobalt contenu (Mlbs)
Prouvées	0	0,00	0	0	0	0	0
Probables	1 069 700	0,27	108	2 876	6 340	116	255
Total prouvées et probables	1 069 700	0,27	108	2 876	6 340	116	255

Remarques : *Présentée selon une teneur de coupure de 0,2 % Ni à l'intérieur d'un modèle de fosse aménagée. Ce modèle est basé sur un tracé de fosse optimisé selon la méthode Lerchs-Grossmann, en utilisant un prix de 6,70 \$ US/lb de nickel, un taux de récupération métallurgique et d'usinage moyen de 41 %, des frais de traitement et G&A de 6,30 \$ US par tonne usinée, un taux de change de 1,00 \$ CA = 0,90 \$ US, un angle de pente global de 40° à 44° selon le secteur, et un taux de production de 50 kt/j. Tous les nombres ont été arrondis pour refléter la précision relative des estimations. Les réserves minérales sont basées sur des unités d'exploitation de 6 000 m³ minimum et tiennent compte de facteurs de 0,65 % pour la dilution imprévue et de 0,80 % pour les pertes minières.

Depuis la publication des estimations de ressources minérales et de réserves minérales en date du 13 décembre 2011, RNC a procédé à des forages additionnels et à de l'échantillonnage minéralogique. Grâce à ces travaux, RNC a pu mettre à jour l'estimation de ses ressources. Le modèle mis à jour de RNC, selon les estimations de SRK, est présenté à la section 14 de ce rapport technique.

6.3.5 Estimation des ressources minérales et des réserves minérales 2012 (RNC)

La mise à jour de l'estimation des ressources minérales en date du 13 avril 2012 (Ausenco, 2012) remplace et annule l'estimation des ressources minérales du 13 décembre 2011 présentée dans le rapport technique de décembre 2011.

L'estimation des ressources minérales en date du 13 avril 2012 pour le projet Dumont présentée au tableau 6-9 a été préparée par M. Sébastien Bernier, géo., de SRK. L'estimation des ressources minérales s'appuie sur les données de forage disponibles au 1^{er} février 2012 et les ressources ont été estimées selon une approche de modélisation géostatistique par blocs définis à l'aide de sept modèles fil-de-fer de minéralisation sulfurée. Les ressources minérales ont été estimées conformément aux lignes directrices sur les pratiques exemplaires en matière d'estimation des ressources minérales et des réserves minérales de l'ICM et ont été classées selon les Normes de l'ICM sur les définitions pour les ressources minérales et réserves minérales adoptées en décembre 2005.

L'estimation des ressources minérales comprend pour la première fois une estimation des teneurs en palladium et en platine et de la concentration en magnétite.

En plus du nickel, du palladium, du platine et du cobalt, SRK a aussi modélisé la répartition des teneurs pour quatre autres éléments importants : le calcium, le chrome, le fer et le soufre.

Pour faciliter l'évaluation en cours de la récupération métallurgique effectuée par RNC, SRK a aussi construit des modèles estimatifs des quantités de minéraux. En effet, SRK a modélisé la répartition quantitative d'awaruite, de coalingite, d'heazlewoodite, de serpentine, de serpentine appauvrie en fer, de serpentine ferrifère, de magnétite, d'olivine et de pentlandite.

Les réserves ont été estimées par David Penswick, P.Eng., consultant indépendant, à l'aide du bloc modèle des ressources minérales décrit ci-dessus. Les réserves sont basées sur un tracé de fosse optimisé selon l'algorithme Lerchs-Grossmann, généré en utilisant uniquement les valeurs en nickel et un prix de 6,70 \$ US/lb de nickel, équivalent à 74 % des prévisions à long terme de 9,00 \$ US/lb de nickel. Les réserves comprennent des facteurs de 4,2 % et 0,65 % respectivement pour la dilution prévue et imprévue.

Les réserves minérales du projet Dumont en date du 14 mai 2012 sont résumées au tableau 6-10. Depuis la publication des estimations des ressources minérales du 13 avril 2012 et des réserves minérales du 14 mai 2012, RNC a procédé à des forages additionnels et à de l'échantillonnage minéralogique. Grâce à ces travaux, RNC a pu mettre à jour l'estimation de ses ressources. Le modèle mis à jour de RNC, selon les estimations de SRK, est présenté à la section 14 de ce rapport technique.

Tableau 6-9 : Estimation de ressources minérales* (SRK, 13 avril 2012)

Catégorie de ressources	Quantité (kt)	Teneur		Nickel contenu		Cobalt contenu	
		Ni (%)	Co (ppm)	(kt)	(Mlbs)	(kt)	(Mlbs)
Mesurées	359 440	0,29	112	1030	2 260	40	89
Indiquées	1 261 630	0,26	106	3 330	7 336	130	295
Mesurées + Indiquées	1 621 070	0,27	109	4 360	9 596	170	384
Présumées	513 080	0,26	100	1 320	2 904	50	113
Catégorie de ressources	Quantité (kt)	Teneur		Palladium contenu		Platine contenu	
		Pd (g/t)	Pt (g/t)	(oz)	(oz)	(oz)	(oz)
Mesurées							
Indiquées	182 860	0,036	0,018	211 000		107 000	
Mesurées + Indiquées	182 860	0,036	0,018	211 000		107 000	
Présumées	256 530	0,030	0,016	243 000		135 000	
Catégorie de ressources	Quantité (kt)	Teneur		Magnétite contenu			
		magnétite (%)		(kt)	(Mlbs)		
Mesurées							
Indiquées	579 620	3,87		22 450	49 500		
Mesurées + Indiquées	579 620	3,87		22 450	49 500		
Présumées	1 301 540	4,13		53 760	118 515		

Remarques : * Présentée selon une teneur de coupure de 0,2 % Ni à l'intérieur des tracés conceptuels de fosse optimisés en utilisant un prix de 9,00 \$ US/lb de nickel, un taux de récupération métallurgique et d'usinage moyen de 41 %, des frais de traitement et G&A de 5,40 \$ US par tonne usinée, un taux de change de 1,00 \$ CA = 0,90 \$ US, un angle de pente global de 40° à 44° selon le secteur, et un taux de production de 100 kt/j. La valeur du palladium, du platine et de la magnétite n'est pas prise en compte dans le calcul de la teneur de coupure puisqu'il s'agit de sous-produits du nickel récupéré. Tous les nombres ont été arrondis pour refléter la précision relative des estimations. Les ressources minérales ne sont pas des réserves minérales et leur viabilité économique n'a pas été démontrée.

Tableau 6-10 : Sommaire des réserves minérales* (David Penswick, 14 mai 2012)

Catégorie de ressources	Réerves (kt)	Teneur Ni (%)	Teneur Co ppm	Nickel contenu		Cobalt contenu	
				(kt)	(Mlbs)	(kt)	(Mlbs)
Prouvées	0	0,00	0	0	0	0	0
Probables	1 066 200	0,27	107	2 876	6 340	114	252
Total prouvées & probables	1 066 200	0,27	107	2 876	6 340	114	252

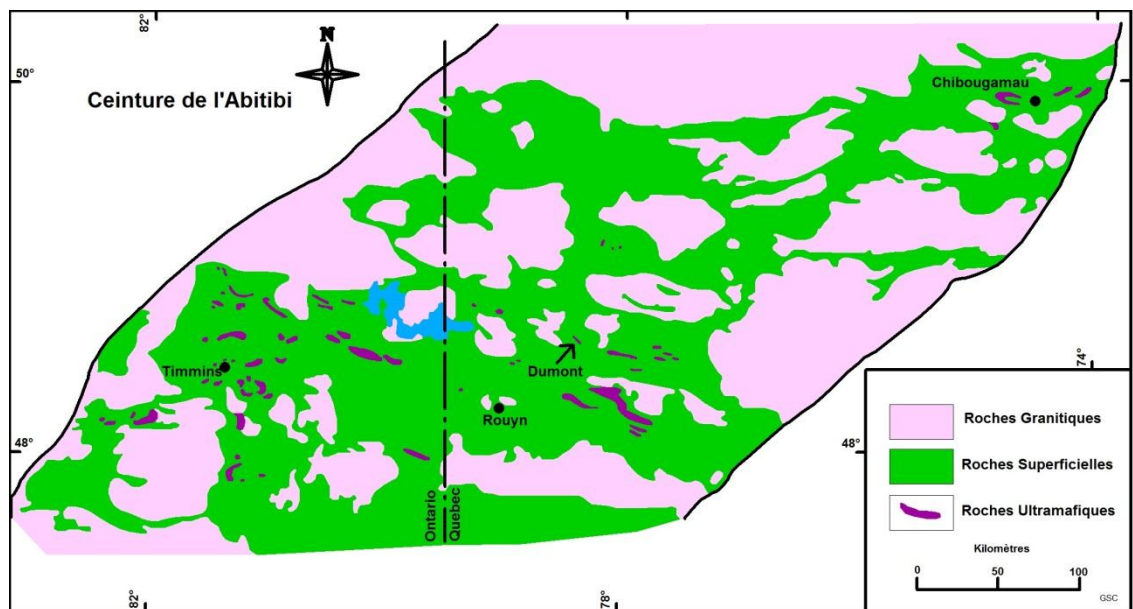
Remarques : *Présentée selon une teneur de coupure de 0,2 % Ni à l'intérieur d'un modèle de fosse aménagée. Ce modèle est basé sur un tracé de fosse optimisé selon la méthode Lerchs-Grossmann, en utilisant un prix de 6,70 \$ US/lb de nickel, un taux de récupération métallurgique et d'usinage moyen de 41 %, des frais de traitement et G&A de 6,30 \$ US par tonne usinée, un taux de change de 1,00 \$ CA = 0,90 \$ US, un angle de pente global de 40° à 44° selon le secteur, et un taux de production de 50 kt/j. Tous les nombres ont été arrondis pour refléter la précision relative des estimations. Les réserves minérales sont basées sur des unités d'exploitation de 6 000 m³ minimum et tiennent compte de facteurs de 0,65 % pour la dilution imprévue et de 0,80 % pour les pertes minières. **Source :** David Penswick.

7 CONTEXTE GÉOLOGIQUE

7.1 Géologie régionale

Environ 65 % de la Ceinture de l'Abitibi est composée d'une épaisse séquence supracrustale de roches archéennes volcaniques et sédimentaires. Des évidences suggèrent que ces roches supracrustales reposent en discordance sur un socle de composition sialique. Les roches volcaniques sont principalement de composition mafique, malgré la présence de roches volcaniques ultramafiques, intermédiaires et felsiques. L'abondance de laves coussinées et non vésiculaires combinée au caractère flyschöïde de la plupart des roches sédimentaires témoigne de la prédominance de conditions de formation en milieu marin profond. Toutefois, la présence occasionnelle de roches sédimentaires fluviatiles et de tufs aériens indique l'existence de conditions non marines en certains endroits. Les nombreuses intrusions synvolcaniques de petites et moyennes dimensions montrent l'étendue de la composition de ces laves. La figure 7.1 situe le filon-couche ultramafique de Dumont à l'intérieur de la ceinture de roches vertes de l'Abitibi.

Figure 7.1 : Localisation du filon-couche ultramafique de Dumont dans la ceinture de roches vertes de l'Abitibi



Source : fournie par RNC, selon Duke (1986).

Des intrusions et stocks granitiques se sont mis en place et ont déformé les roches supracrustales lors du Kénorienne il y a environ entre 2 680 et 2 700 millions d'années (Ma). La formation de plis dont l'axe est généralement de direction est-ouest produit communément des structures isoclinales. Le métamorphisme régional est dominé par les faciès des schistes verts et à prehnite-pumpellyite, sauf pour les auréoles de contact autour des granites kénoriens où le faciès amphibolite est habituellement atteint. Le faciès métamorphique amphibolite est aussi observé dans les roches sédimentaires du Groupe de Pontiac. Deux systèmes majeurs de dykes de diabase âgés respectivement de 2 690 et 2 147 Ma (datation au Rb-Sr) sont présents dans la Ceinture de l'Abitibi : l'essaim de Matachewan de direction nord et l'essaim d'Abitibi de

direction nord-est. Les derniers sont dominants à proximité de l'intrusion de Dumont, même si aucun ne recoupe le gisement.

Le filon-couche de Dumont est encaissé dans les laves et roches volcanoclastiques du Groupe d'Amos. Les laves peuvent être suivies vers l'est jusqu'à la ville d'Amos et font partie du complexe volcanique de Barraute. Trois cycles de volcanisme mafique à felsique sont connus dans la région. Le filon-couche de Dumont est l'un des complexes mafiques-ultramafiques (au moins cinq) du secteur d'Amos, lesquels se situent approximativement au même niveau stratigraphique, à l'intérieur des laves mafiques du cycle médian. Les roches encaissant le filon-couche sont en majorité des basaltes tholéitiques riches en fer, bien que quelques roches de composition intermédiaire aient été observées à proximité, en particulier à l'extrémité est du filon-couche.

Même si les roches ont été plissées et sont maintenant subverticales, une fabrique de déformation pénétrative n'est que localement développée. À proximité du filon-couche de Dumont, les coussins des laves sont peu déformés et les textures primaires comme les microlites de plagioclase avec des macles en fer de lance sont préservées. Pourtant, la composition chimique de la plupart des roches est très altérée, plusieurs roches contenant des quantités importantes de CO₂. Trois principaux systèmes de faille sont connus dans la région d'Amos, le plus ancien correspondant à un système de failles est-ouest selon le « plan de litage » qui se serait développé lors de la phase majeure de plissement. Le second système de failles est apparu lors de l'intrusion des roches granitiques, avec le développement de failles à pendage très abrupt dont la direction varie entre le nord et le nord-ouest. Cependant, les failles les plus dominantes sont orientées nord-est et sont probablement postérieures au plutonisme granitique. Le filon-couche de Dumont est recoupé par un certain nombre de failles en direction nord-est, nord-ouest et est-ouest.

7.2 Géologie du projet

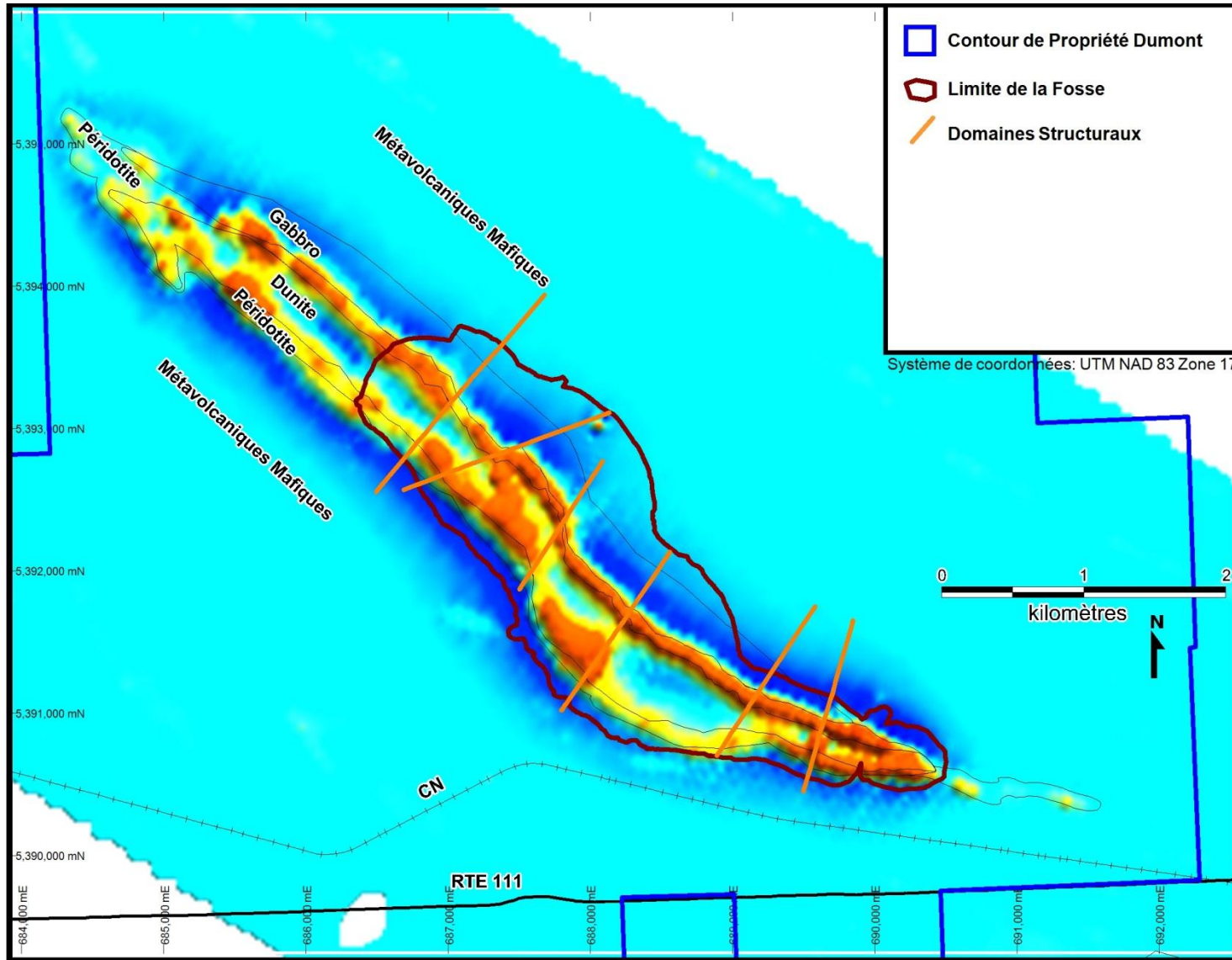
La propriété est recouverte d'une couche de mort-terrain glaciaire et de fondrières. La minéralisation sub-affleure à environ 30 m sous la surface. Les contacts entre le filon-couche de Dumont et les roches encaissantes n'ont pu être observés en affleurement, mais, selon son attitude en général, l'intrusion semble en concordance avec la stratification des roches volcaniques. Ceci est non seulement conforme à l'interprétation de Duke (1986) qui considérait l'intrusion mafique de Dumont comme un filon-couche, mais aussi avec les autres interprétations relatives aux intrusions ultramafiques associées aux ophiolites. Les laves coussinées affleurant à l'extrémité est du filon-couche indiquent clairement une polarité vers le nord-est.

Les décalages dans les contours magnétiques et la stratigraphie interne de la zone ultramafique de même que les données des forages orientés ont permis de prouver l'existence de nombreuses failles à fort angle par rapport à l'axe long du filon-couche qui sont en lien avec les failles régionales nord-est, nord-ouest et est-ouest. La diagraphie structurale a aussi permis d'identifier plusieurs failles parallèles à la direction d'allongement de l'intrusion. En se basant sur les autres décalages de la minéralisation et des altérations, il existe sans aucun doute d'autres failles qui n'ont pas encore été reconnues (figure 7.2).

Considéré comme une intrusion litée mafique-ultramafique (Duke, 1986), le filon-couche, comprend une zone ultramafique inférieure et une zone mafique supérieure. Même si moins de 2 % de la surface de l'intrusion affleure, les limites de la zone ultramafique peuvent être extrapolées avec certitude à partir du levé magnétique (figure 7.2) et des données de forage (figure 7.3).

En se basant sur la prédominance des failles de direction nord-est (NE) et nord-ouest (NO) connues, le filon-couche peut être subdivisé en domaines ou blocs structuraux. L'épaisseur vraie de la zone mafique supérieure et de la zone ultramafique inférieure varie selon leur localisation ou selon le bloc de faille, à travers le filon-couche. L'extrémité nord-ouest de l'intrusion n'est pas définie avec précision. Toutefois, la zone ultramafique est une masse lenticulaire d'au moins 6 600 m de long avec une épaisseur vraie moyenne de 450 m, soit un maximum d'environ 600 m au centre jusqu'à un minimum d'approximativement 150 m à l'extrémité sud-est. Le vrai pendage de la zone ultramafique varie aussi de 60° à 70° à travers le filon-couche. L'étendue de la zone mafique est moins bien connue en raison du peu de données de forages qui recourent cette zone et son contact avec la roche encaissante. L'épaisseur de cette unité est évaluée à 200 m d'après les données de forage limitées et les observations en affleurement. Aucune cheminée nourricière du filon-couche de Dumont n'a été observée.

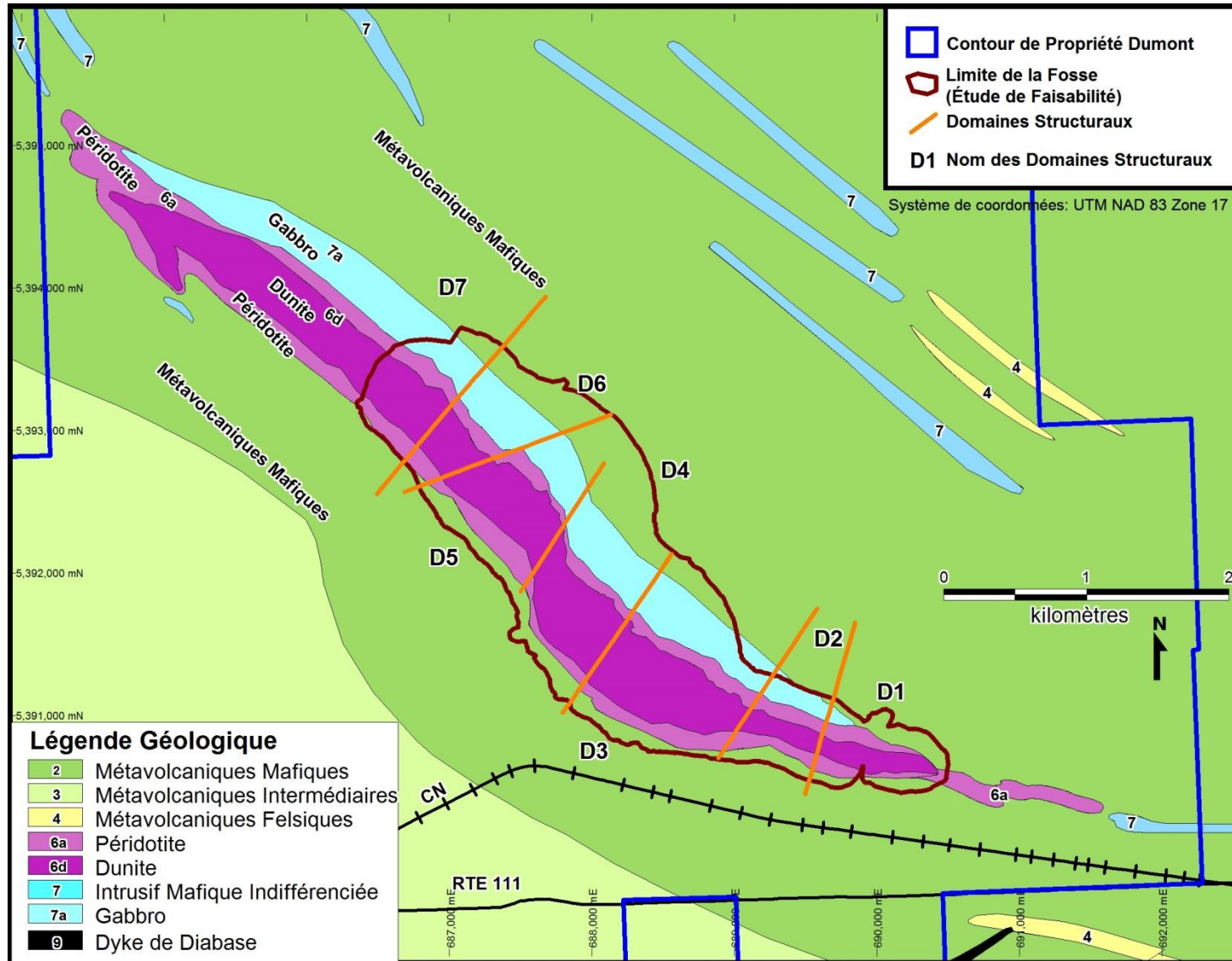
Figure 7.2 : Carte du levé magnétique de la propriété Dumont (1^{re} dérivée verticale)



Source : RNC.

Rapport No : 2280
 Rev : 0
 Date : 25 July 2013

Figure 7.3 : Carte géologique de la propriété Dumont



Source : RNC.

Rapport No : 2280
 Rev : 0
 Date : 25 July 2013

7-5

La zone ultramafique est subdivisée en sous-zones : péridotite inférieure, dunite et péridotite supérieure. Les sous-zones de péridotite inférieure et supérieure sont constituées de cumulats à olivine-chromite avec des quantités variables de clinopyroxène en phase intercumulus. La sous-zone de dunite est un adcumulat extrêmement riche en olivine contenant de très faibles quantités de chromite et de clinopyroxène en phase intercumulus. Des sulfures en phase cumulus sont présents dans certaines parties de la sous-zone de dunite ainsi que, localement, dans la péridotite inférieure. La zone mafique regroupe trois sous-zones qui sont, de la base vers le sommet, la clinopyroxénite, le gabbro et le gabbro à quartz. La sous-zone de clinopyroxénite est un adcumulat extrêmement riche en clinopyroxène à sa base qui se transforme graduellement en cumulats à clinopyroxène + plagioclase dans la sous-zone de gabbro supérieure. La sous-zone de gabbro à quartz regroupe à la fois des cumulats à clinopyroxène + plagioclase et des gabbros massifs (sans texture cumulus) contenant du quartz modal et normatif. La présence d'olivine et de chromite est restreinte à la zone ultramafique, alors que le plagioclase apparaît seulement dans la zone mafique.

7.2.1 Caractéristiques primaires du filon-couche

Les ratios magnésium sur magnésium plus fer ($Mg/Mg+Fe$) des phases cumulus ferromagnésiennes correspondent dans l'ensemble aux résultats d'analyse géochimique des roches totales (Duke, 1986). Les résultats d'analyse géochimique des roches totales montrent une augmentation graduelle, de la base du filon-couche vers le haut à travers la péridotite inférieure, et subissent une brusque hausse directement ou juste au-dessus de la base de la dunite. Le ratio magnésium sur fer (Mg/Fe) demeure sensiblement constant à travers la dunite, toutefois la dunite stratigraphiquement inférieure renferme plus de fer que la dunite stratigraphiquement supérieure. À la limite supérieure de la dunite à l'approche de la péridotite supérieure, on note une baisse du ratio Mg/Fe , suivi d'un enrichissement en fer vers le sommet dans la partie supérieure de l'intrusion.

La teneur en chrome est la plus basse au centre de la sous-couche de dunite et augmente vers les deux bordures, supérieure et inférieure, de la dunite et à travers les deux péridotites, supérieure et inférieure. L'augmentation en chrome correspond à une augmentation de la chromite. L'augmentation en chromite vers la base de la dunite inférieure correspond à une augmentation en fer dans la sous-zone de dunite inférieure.

Les sulfures magmatiques sont restreints aux sous-zones de péridotite inférieure et de dunite; dans la dunite, ils sont fortement associés à la dunite supérieure riche en magnésium. Les sulfures présents dans la péridotite inférieure représentent une phase post-cumulus. Quatre couches de cumulats à olivine-sulfures sont présentes localement à l'intérieur de la sous-zone de dunite mais ne s'étendent pas sur l'entière longueur du filon-couche.

Historiquement, deux types de minéralisation ont été identifiés à l'intérieur du filon-couche de Dumont : un important gisement primaire de nickel disséminé à teneurs faibles et moyennes (Duke, 1986) et l'indice minéralisé en nickel-cuivre-éléments du groupe du platine (ÉGP) de type contact découvert en 1987 (Oswald, 1987). Les forages de RNC ont aussi recoupé des minéralisations discontinues d'ÉGP associées avec des sulfures disséminés aux contacts lithologiques dans l'intrusion stratifiée et à l'intérieur de la dunite.

7.2.2 Caractéristiques secondaires du filon-couche

Les roches ultramafiques ont été serpentinisées à différents degrés allant d'une serpentinitisation partielle à totale. Le long du contact basal du filon-couche (en dehors de l'enveloppe de ressources), une altération plus ou moins intense à talc-carbonates se superpose souvent, à la serpentinitisation. L'assemblage secondaire prédominant est lizardite + magnétite + brucite + chlorite + diopside ± chrysotile ± pentlandite ± awaruite ± heazlewoodite. L'antigorite s'est

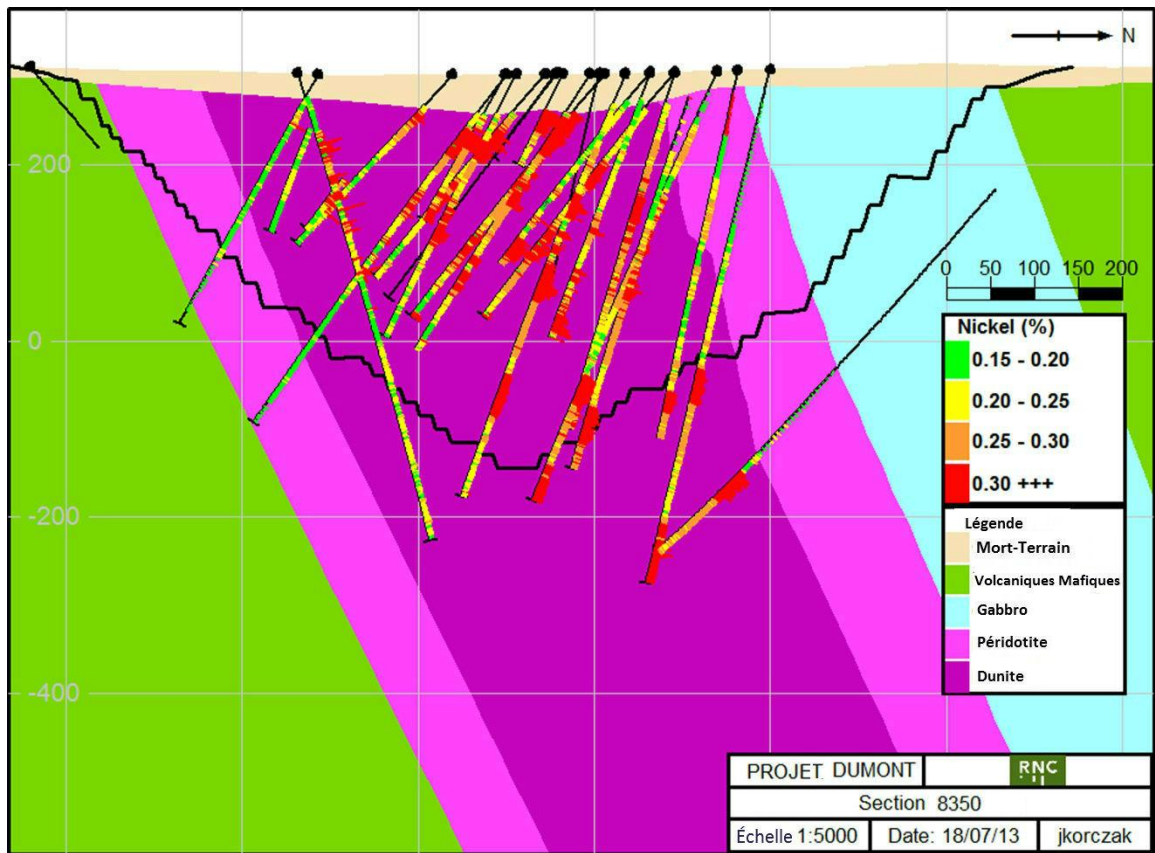
localement développée, particulièrement dans la partie supérieure de la zone ultramafique. Du cuivre natif est présent dans et le long des systèmes de faille majeure ainsi qu'en bordure de minéralisation de sulfures de nickel et d'awaruite intercumulus, cette dernière étant le plus souvent observée dans les zones partiellement serpentinisées. Des traces de millérite peuvent être présentes dans les roches stéatitiques de la zone de contact basal et, plus rarement, dans les importantes zones de faille. La zone mafique est systématiquement altérée en un assemblage d'actinolite + épidote + chlorite ± quartz. Les textures primaires sont pseudomorphiquement préservées à travers la majeure partie de l'intrusion.

Le processus de serpentinitisation est isovolumétrique à l'échelle microscopique. Toujours à l'échelle microscopique, la serpentinitisation est isochimique. Toutefois, dans l'ensemble, comme les éléments majeurs sont redistribués dans de nouvelles phases lors du processus de serpentinitisation, en plus de l'ajout d'hydrogène, d'oxygène (eau) et de chlore dans le système, certaines phases peuvent être dissoutes et transportées. L'étendue de ce processus n'est pas bien documentée dans la littérature. Néanmoins, à l'intérieur du filon-couche de Dumont, RNC a observé quelques évidences (secteurs où les résultats d'analyse de roches totales sont inférieurs à ce qui est attendu) indiquant des pertes dans le système, soit en calcium, en fer et en soufre.

Les textures et assemblages des minéraux secondaires indiquent une altération de basse température (<350 °C) rétrograde qui peut être le résultat d'un afflux d'eau lors du refroidissement de l'intrusion. Lors de l'orogénèse Kénorienne, le filon-couche a été faillé et fortement incliné, mais aucune fabrique de déformation pénétrative n'est évidente et les effets du métamorphisme régional sont minimes.

La figure 7.4 présente une section type du filon-couche de Dumont montrant la distribution des teneurs en nickel à l'intérieur de la dunite, dans la partie centrale du gisement.

Figure 7.4 : Section transversale type du gisement de Dumont, ligne 8350E, regard vers le nord-ouest. Les limites des parois de la fosse (ÉF) sont indiquées



Source : RNC. Il est à noter que l'échelle est en mètres. La section couvre une épaisseur de 100 m.

L'âge du filon-couche de Dumont n'est pas connu avec exactitude. Au début des années 2010, la Commission géologique du Canada (CGC) a essayé de dater la zone mafique supérieure, mais n'a pu obtenir de résultats en raison du manque de minéraux utilisés pour la datation. La nature concordante du filon-couche de même que sa différenciation suggèrent qu'il s'est mis en place à peu près horizontalement, puis a été plissé et faillé lors du Kénorienne. Il est raisonnable de conclure que le filon-couche de Dumont est d'âge tardi-archéen, mais qu'il est un peu plus jeune que les laves environnantes dont l'âge approximatif est de 2700 Ma (Duke, 1986).

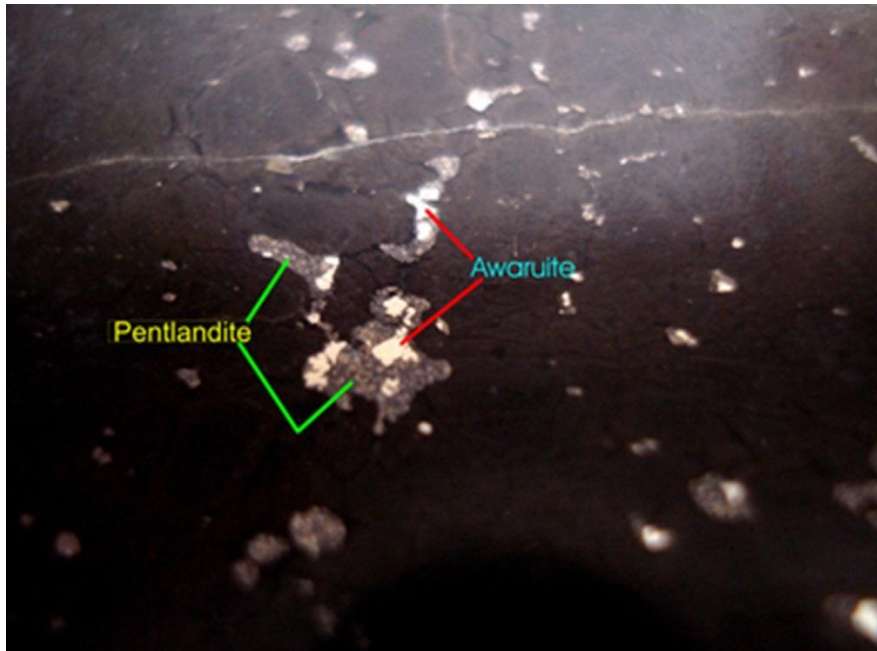
7.3 Minéralisation nickélifère disséminée

Des bandes stratiformes à l'intérieur de la sous-zone de dunite sont enrichies en sulfures nickélifères et en alliage nickel-fer (teneurs > 0,35 % nickel), et ces phases se retrouvent aussi généralement disséminées à des concentrations plus faibles à travers les sous-zones de dunite et de péridotite inférieure. Le nombre et l'épaisseur de ces bandes varient d'un endroit à l'autre dans le gisement. Les concentrations en sulfures nickélifères et en alliage diminuent de façon graduelle en s'éloignant du centre de ces bandes vers les zones entre les bandes où la minéralisation est toujours présente, mais à des concentrations plus faibles. Le nickel total contenu dans ces roches se retrouve en proportions variables dans les sulfures, l'alliage et les silicates, en fonction de la minéralogie magmatique primaire et du degré de serpentinisation de la roche.

7.3.1 Minéralogie du nickel

La minéralisation nickélifère disséminée est caractérisée par une quantité variable d'agglomérats disséminés de pentlandite $[(Ni,Fe)_9S_8]$, d'heazlewoodite (Ni_3S_2) et d'awaruite ($Ni_{2.5}Fe$), un alliage de fer-nickel à travers le filon-couche. Ces minéraux peuvent aussi se regrouper sous forme d'agglomérats grossiers, souvent associés avec de la magnétite, pouvant atteindre 10 000 μm (10 mm) ou se présenter sous la forme de grains distincts disséminés variant entre 2 et 1 000 μm (0,002 à 1 mm). La figure 7.5 montre la minéralisation nickélifère d'une carotte de forage de la propriété Dumont. Le nickel peut aussi être présent dans la structure cristalline de plusieurs minéraux silicatés, incluant l'olivine et la serpentine.

Figure 7.5 : Photo de la minéralisation de Dumont en carotte de forage (largeur du champ de vision : 5 cm)



Source : RNC.

La minéralogie observée au gisement Dumont est le résultat de la serpentinisation d'un protolite de dunite, lequel contenait localement à l'origine un assemblage de sulfures magmatiques disséminés (intercumulus). Au cours du processus de serpentinisation, lorsque l'olivine a réagi avec l'eau pour produire de la serpentine, de la magnétite et de la brucite, il s'est créé un environnement fortement réducteur où le nickel libéré par la décomposition de l'olivine s'est réparti entre les sulfures à faible teneur en soufre et l'awaruite récemment formée. On retrouve aussi du nickel dans l'olivine résiduelle et dans la serpentine nouvellement formée; la teneur en nickel dans ces minéraux varie en fonction du degré de serpentinisation de la roche. Comme le processus de serpentinisation est lié à la minéralogie du nickel, celui-ci est décrit à la section 7.3.3.1.

La millérite (NiS) est rare, mais peut être présente en petites quantités près des zones de contact avec l'encaissant et dans les zones de faille majeure. Elle apparaît généralement sous forme de mince accroissement secondaire se superposant le plus souvent sur la pentlandite et l'heazlewoodite dans les agglomérats intercumulus (Figure 7-19 H).

7.3.1.1 Assemblages de minéralisations nickélifères

Les zones minéralisées contenant de la pentlandite, de l'awaruite et de l'heazlewoodite sont classées selon les assemblages de minéralisation suivants : à prépondérance de sulfures, à prépondérance d'alliage et mixte. Les mesures d'analyse quantitative de la minéralogie de la roche totale pour un échantillon de carotte de 1,5 m broyé et homogénéisé proviennent du programme d'échantillonnage minéralogique de RNC (décrit à la section 9.3.1). Ces données constituent la base pour comprendre l'association des différentes phases minérales nickélifères qui forment ces trois assemblages :

- La minéralisation d'alliage est dominée par l'awaruite avec \pm moins d'heazlewoodite et avec \pm moins de pentlandite;

- La minéralisation mixte consiste en une proportion identique de sulfures et d'alliage. Les sous-types particuliers comprennent heazlewoodite et awaruite en proportion similaire, pentlandite et awaruite en proportion similaire ou heazlewoodite + pentlandite et awaruite en proportion similaire;
- La minéralisation sulfurée est dominée par l'heazlewoodite ou la pentlandite avec ou sans awaruite en quantité moindre.

Tel qu'indiqué ci-dessus, ces assemblages contiennent des proportions variables de nickel dans les silicates. Ces assemblages de minéralisation sont décrits en détail ci-dessous au moyen d'images QEMSCAN d'EXPLOMIN^{MC} et d'images d'électrons rétrodiffusés (BSE).

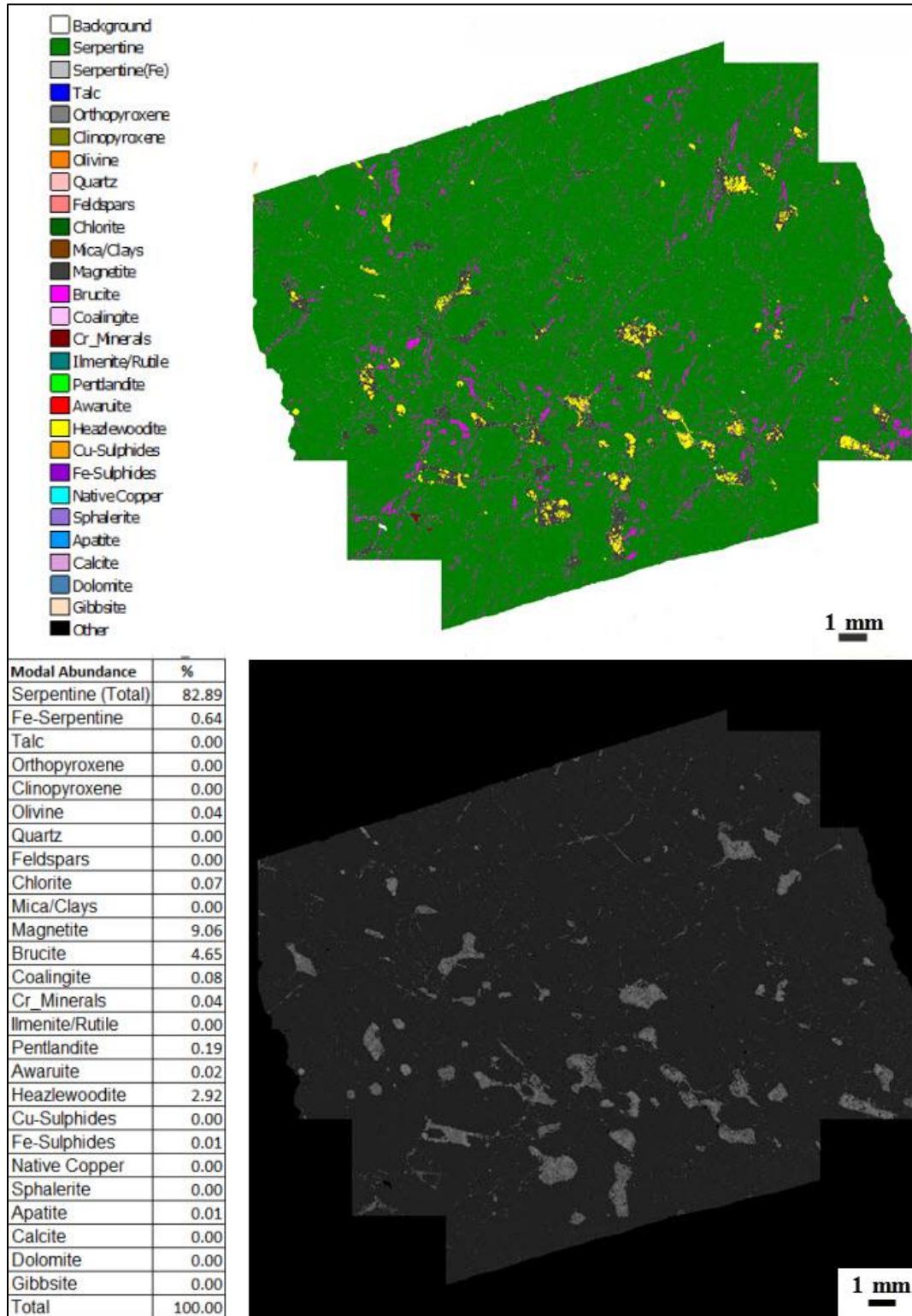
7.3.1.2 Assemblage de minéralisation sulfurée

L'assemblage de minéralisation sulfurée se présente sous forme de niveaux à fortes teneurs (teneurs > 0,35 % de nickel) qui sont plus fréquents au centre du filon-couche et qui sont subparallèles à l'inclinaison de ce dernier (figure 7.4). Les sulfures prédominants sont la pentlandite (Pn) ou la heazlewoodite (Hz). L'awaruite (Aw) est présente, mais en moindre quantité. La pentlandite et l'heazlewoodite se présentent sous forme d'agrégats moyens à grossiers occupant les espaces intercumulus dans les textures magmatiques primaires ou, parfois, sous forme d'accroissement secondaire dans les bulles de magnétite. Ces bulles sont souvent intimement associées avec de la magnétite ± brucite ± chromite ± awaruite dans les espaces intercumulus (figures 7.6 et 7.7). Lorsque l'awaruite est présente avec les sulfures, elle est le plus souvent observée sous forme d'accroissement secondaire sur la pentlandite à l'intérieur des agglomérats de magnétite intercumulus primaires. Jusqu'à trois niveaux de minéralisation sulfurée sont présents à l'intérieur de la dunite, plus spécifiquement là où son épaisseur est la plus importante, soit dans le centre sud-est du filon-couche.

7.3.1.3 Assemblage de minéralisation d'alliage

L'assemblage de minéralisation d'alliage est caractérisé par la présence d'awaruite avec peu ou pas de sulfures. L'awaruite se présente en grains fins (généralement <1 mm) associés à de petits agglomérats de magnétite ou de chromite intercumulus. L'awaruite peut aussi être observée sous forme d'accroissement secondaire sur la serpentine, à l'intérieur des grains pseudomorphes. Les zones de minéralisation d'alliage apparaissent lorsque les sulfures primaires sont absents et que la serpentinitisation est presque terminée. La figure 7.8 est un exemple de la texture minéralogique pour la minéralisation d'alliage.

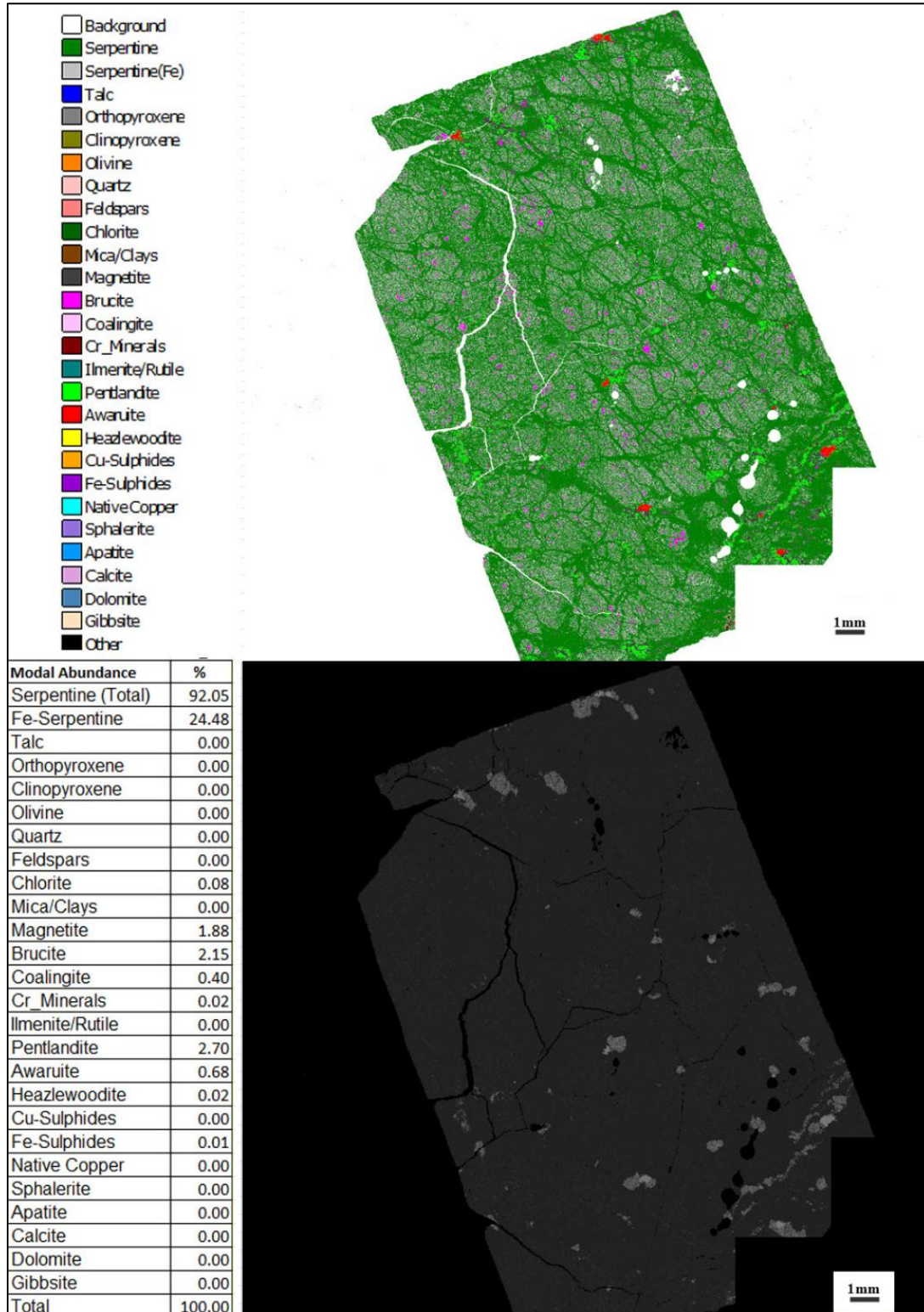
Figure 7.6 : Assemblage de minéralisation sulfurée. Échantillon où la heazlewoodite est prédominante (EXP_204)



Remarques : En haut : Image EXPLMIN^{MC} en fausses couleurs. En bas : Image BSE équivalente (ratio heazlewoodite vs pentlandite de 17,7). Quantités modales telles qu'obtenues d'EXPLMIN^{MC} : 0,19 % Pn, 2,92 % Hz, 0,02 % Aw, Ni métallique 2.16% [(0.02 %Aw * 0.731 %Ni) + (2.92 %Hz * 0.714 %Ni) + (0.19 %Pn * 0.32 %Ni)]. L'échantillon contient des bulles grossières de magnétite intercumulus, lesquelles sont intimement associées avec

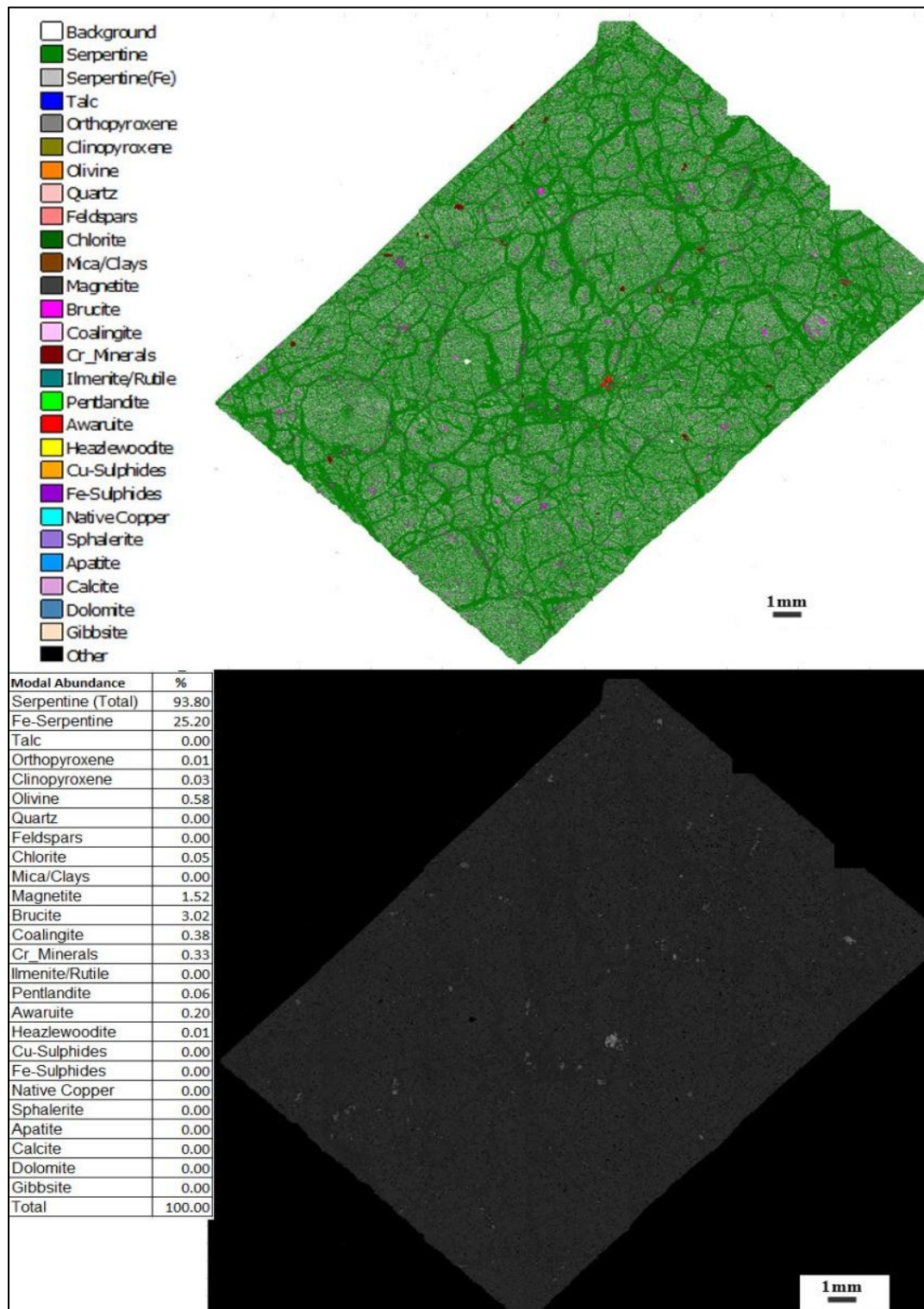
l'heazlewoodite. Les anciens anneaux de brucite et grains pseudomorphes d'olivine dans une matrice composée à 100 % de serpentine montrent une fabrique linéaire. **Source** : RNC.

Figure 7.7 : Assemblage de minéralisation sulfurée. Échantillon où la pentlandite est prédominante (EXP_287)



Remarques : En haut : Image EXPLOMIN^{MC} en fausses couleurs. En bas : Image BSE équivalente (ratio heazlewoodite vs pentlandite de 0,003). Quantités modales telles qu'obtenues d'EXPLOMIN^{MC} : 2,7 % Pn, 0,02 % Hz, 0,68 % Aw, Ni métallique 1.38% [(0.68 %Aw * 0.731 %Ni) + (0.02 %Hz * 0.714 %Ni) + (2.7 %Pn * 0.32 %Ni)]. Les échantillons contiennent de la pentlandite et de l'awaruite parfois associées à la magnétite dans les bulles intercumulus. Les grains pseudomorphes d'olivine sont conservés et accentués par les cœurs de serpentine ferrifère. **Source** : RNC.

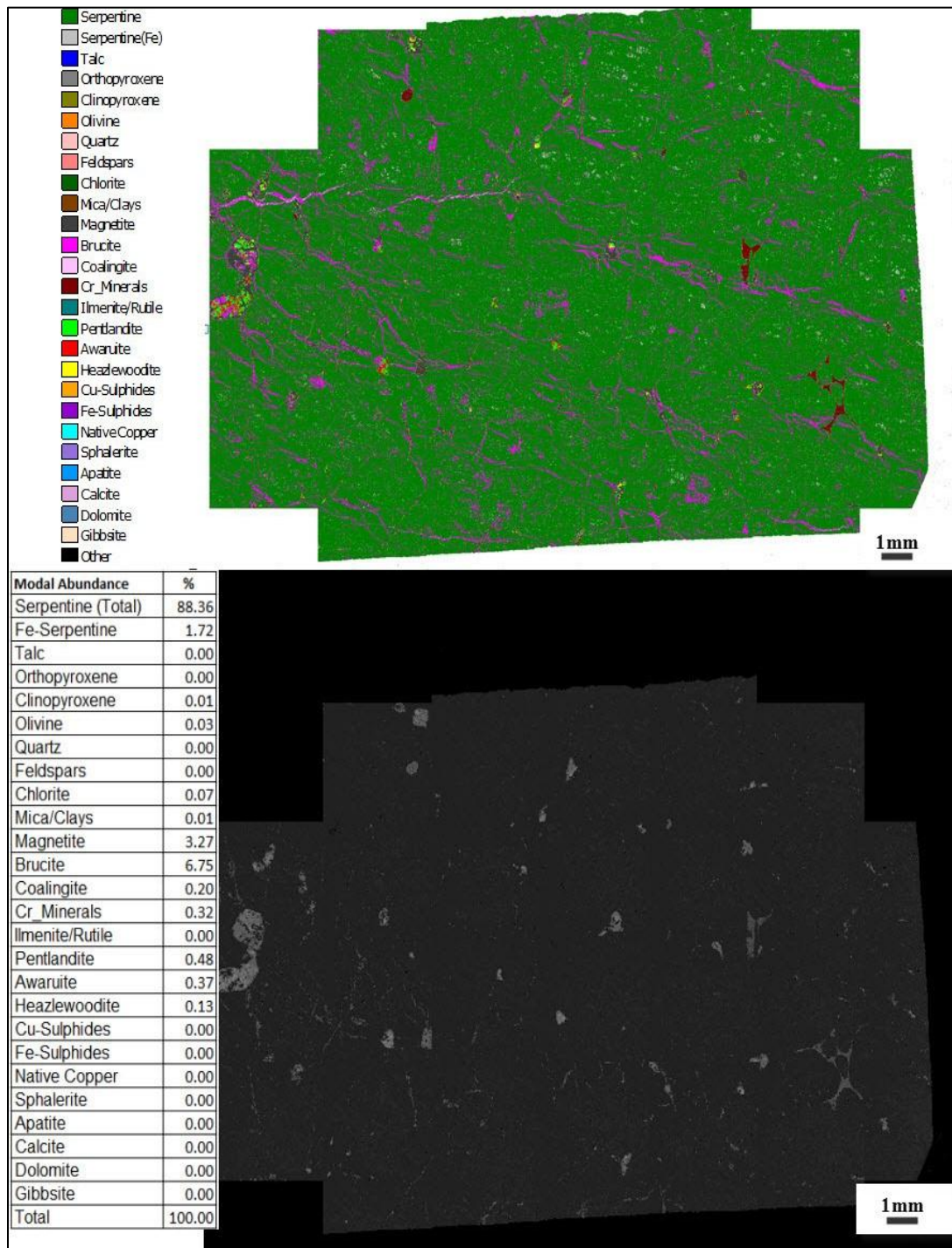
Figure 7.8 : Assemblage de minéralisation d'alliage. Échantillon (EXP_221)



Remarques : En haut : Image EXPLORIM^{MC} en fausses couleurs. En bas : Image BSE équivalente. Quantités modales telles qu'obtenues d'EXPLORIM^{MC} : (0,06 % Pn, 0,01 % Hz, 0,20 % Aw) Ni métallique 0,17 % [(0,2 % Aw * 0,731 % Ni) + (0,01 % Hz * 0,714 % Ni) + (0,06 % Pn * 0,32 % Ni)]. L'échantillon contient de l'awaruite associée à la magnétite et à la chromite dans les petits espaces intercumulus. Les

pseudomorphes d'olivine sont nettement visibles, accentués par les cœurs de serpentine ferrifère et de brucite, malgré leur serpentinisation complète. **Source** : RNC.

Figure 7.9 : Assemblage de minéralisation mixte. Échantillon (EXP_256)



Remarques : En haut : Image EXPLOMIN^{MC} en fausses couleurs. En bas : Image BSE équivalente. Quantités modales telles qu'obtenues d'EXPLOMIN^{MC} : (0,48 % Pn, 0,13 % Hz, 0,37 % Aw) Ni métallique 0,52 % [(0,37 % Aw * 0,731 % Ni) + (0,13 % Hz * 0,714 % Ni) + (0,48 % Pn * 0,32 % Ni)]. L'échantillon contient de la pentlandite et de l'awaruite associées à la magnétite dans les espaces intercumulus. Les bordures des pseudomorphes d'olivine sont mises en évidence par des lisérés de brucite qui définissent une fabrique orientée. **Source** : RNC.

7.3.1.4 Assemblage de minéralisation mixte

L'assemblage de minéralisation mixte correspond généralement à la transition entre les minéralisations sulfurée et d'alliage, ou entre les minéralisations sulfurée (à pentlandite) et sulfurée (à heazlewoodite). L'assemblage de minéralisation mixte contient des quantités variables de sulfures (pentlandite et heazlewoodite) accompagnées de quantités similaires d'awaruite. La minéralisation peut se présenter sous forme de bulles grossières de sulfures-magnétite associées avec de l'awaruite, ou sous forme de grains finement disséminés. La figure 7.9 (ci-dessus) montre un exemple des textures minéralogiques observées dans l'assemblage de minéralisation mixte.

7.3.1.5 Zones ultramafiques non minéralisées : nickel dans les silicates

Comme indiqué ci-dessus, du nickel se retrouve en proportions variables dans les silicates et ce, à travers le gisement. À certains endroits dans le gisement, une très faible proportion du nickel contenu dans la roche provient des sulfures ou de l'alliage. Dans ces secteurs, le nickel présent dans la roche est principalement contenu dans les minéraux silicatés comme la serpentine et l'olivine. Ces secteurs non minéralisés montrent généralement des teneurs assez faibles (<0,25 % Ni) et ne renferment pas de sulfures. Il s'agit généralement de secteurs où la serpentinisation est incomplète, de telle sorte que le nickel est demeuré emprisonné dans la structure cristalline de l'olivine $[(Mg,Fe,Ni)_2SiO_4]$ et/ou de la serpentine $[(Mg,Fe,Ni)_3Si_2O_5(OH)_4]$. En raison de la méthode de récupération par flottation et séparation magnétique envisagée par RNC pour le gisement Dumont, ce type de nickel ne peut être récupéré.

Dans quelques-unes de ces zones, le nickel n'est pas à l'intérieur de la structure cristalline de la serpentine, mais plutôt dans de très fines bulles (<1 μm) de sulfures et d'awaruite dans la matrice de serpentine (figure 7.10).

Figure 7.10 : Image BSE de fines inclusions de nickel dans une matrice de serpentine



Remarque : Grossissement de 500X. Fines inclusions de nickel (<1 µm, indiqué par les flèches rouges) dans une matrice de serpentine (gris foncé). **Source** : RNC.

L'expression « nickel dans les silicates » telle qu'employée dans le présent rapport réfère au nickel contenu dans un minéral autre que la pentlandite (Pn), l'awaruite (Aw) ou l'heazlewoodite (Hz), que ce soit sous forme de très fines inclusions de ces trois minéraux qui seraient trop petites pour être reconnues comme de la Pn, de l'Hz ou de l'Aw par EXPLOMIN^{MC} ou à l'intérieur de la structure cristalline de minéraux silicatés. La proportion de nickel dans les silicates varie à travers le filon-couche (tableau 7-1) et dépend de l'intensité ou du degré de serpentinisation. La proportion de nickel contenu dans les silicates est plus importante dans les zones de l'intrusion qui sont partiellement ou faiblement serpentinisées (domaine riche en serpentine ferrifère, tableau 7-1), comparativement aux zones fortement serpentinisées (domaine dominé par la heazlewoodite et domaine de sulfures mixtes, tableau 7-1). La proportion de nickel contenu dans les silicates pour les zones contenant des sulfures est plus faible que pour les zones ne contenant pas de sulfures (tableau 7-1). Une corrélation a été établie entre ces zones et la récupération métallurgique, comme abordé à la section 7.7.

Tableau 7-1 : Pourcentage moyen en nickel dans les silicates d'échantillons EXPLOMIN^{MC} par domaine de serpentinisation (tel que définis à la section 7,7)

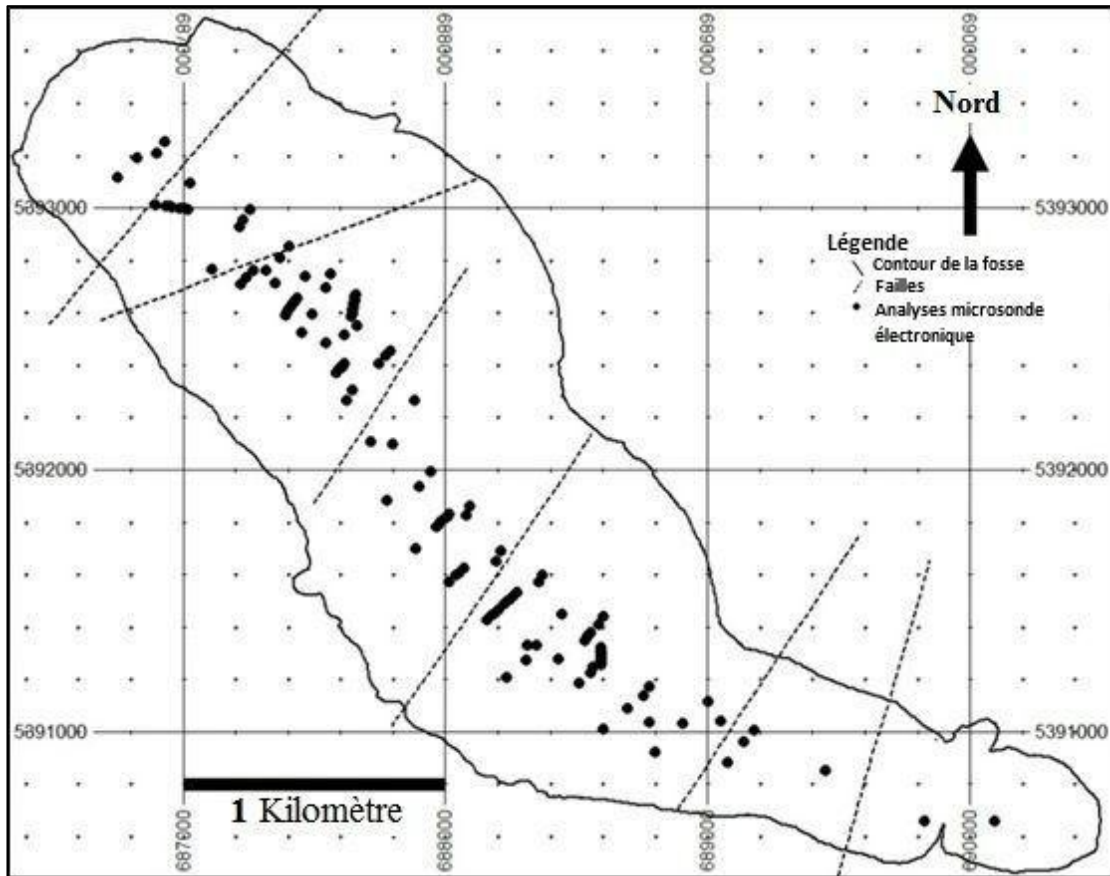
Domaine	Tous les échantillons du domaine		Échantillons avec sulfures		Échantillons sans sulfures	
	Nbre d'éch.	% moyen de nickel dans silicates	Nbre d'éch.	% moyen de nickel dans silicates	Nbre d'éch.	% moyen de nickel dans silicates
Dominé par la heazlewoodite	521	37,3	124	15,54	397	44,06
Sulfures mixtes	162	34,1	64	16,4	98	45,8
Dominé par la pentlandite	390	31,1	203	20,19	187	42,9
Riche en serpentine ferrifère	347	55,8	135	39,5	212	66,1

Remarque : Le nombre d'échantillons réfère au nombre d'échantillons EXPLOMIN^{MC} à l'intérieur de chaque domaine de serpentinisation décrit à la figure 7.15. Le % Ni dans les silicates est une valeur calculée à partir des quantités modales de pentlandite (Pn), d'heazlewoodite (Hz) et d'awaruite (Aw) dans l'échantillon. % Ni dans les silicates = [(teneur en nickel - nickel métallique)/teneur en nickel], où le nickel métallique = (quantité modale de Pn en % * % Ni dans Pn) + (quantité modale de Hz en % * % Ni dans Hz) + (quantité modale d'Aw en % * % Ni dans Aw). Lorsque la quantité modale d'heazlewoodite était <0,1 %, la valeur moyenne de 27,3 % Ni dans la Pn établie selon les données de la microsonde électronique a été utilisée. Lorsque la quantité modale d'heazlewoodite était >=0,1 %, une valeur de 32 % Ni a été utilisée pour la pentlandite. Des valeurs de 73,1 % Ni pour l'Aw et de 71,4 % Ni pour l'Hz ont été utilisées pour tous les domaines. Les échantillons « sans sulfures » correspondent à des échantillons dont la teneur en soufre est < 0,07 %. **Source :** RNC.

7.3.1.6 Teneur en nickel dans les sulfures et l'awaruite

Des analyses à la microsonde électronique ont été réalisées pour quantifier la variation du contenu en nickel (teneur) dans les principaux minéraux d'intérêt pour des échantillons provenant de divers endroits à l'intérieur du gisement Dumont. Tous les minéraux analysés montrent de faibles variations de la teneur en nickel à travers le filon-couche, à l'exception de la pentlandite et de la serpentine (tableau 7-3).

Figure 7.11 : Localisation des échantillons analysés à la microsonde électronique



Source : RNC.

Tableau 7-2 : Résultats de la microsonde électronique

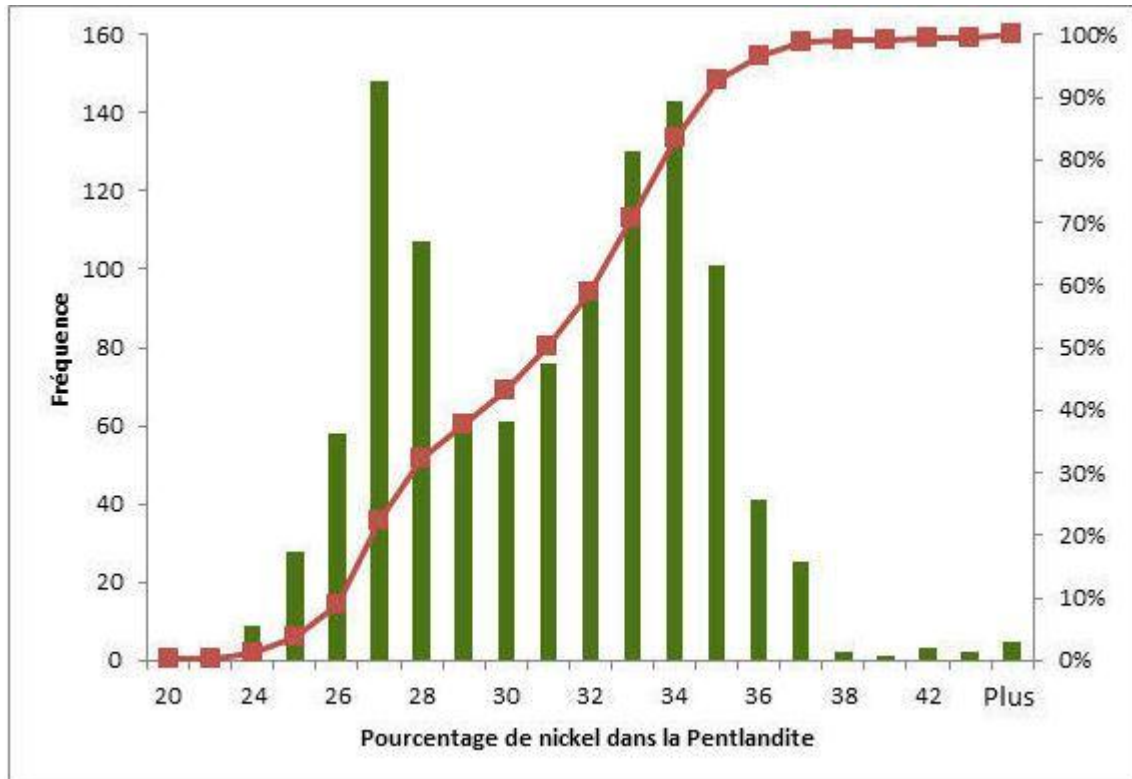
	Valeur minimum (% Ni)	Valeur maximum (% Ni)	Moyenne (% Ni)	Nombre de points	Écart-type	Nombre d'éch.
Pentlandite	18,21	52,58	30,54	1103	3,65	117
Awaruite	59,03	89,86	72,85	699	3,10	118
Heazlewoodite	61,14	74,31	72,08	641	1,01	99
Olivine	0,124	0,4	0,29	131	0,06	7
Serpentine	0,00	1,31	0,13	917	0,14	51
Chromite	0,056	0,090	0,071	14	0,009	2
Magnétite	0	1,604	0,072	893	0,162	144

Remarque : Statistiques pour les points analysés recueillis à l'intérieur des grains de minéraux provenant de divers endroits à l'intérieur de la dunite de Dumont. **Source** : RNC.

Sulfures et awaruite

La pentlandite montre le plus de variation parmi les minéraux métalliques, avec une population bimodale (figure 7.12). Pour les échantillons où la teneur en nickel de la pentlandite est faible, les valeurs les plus faibles en nickel sont le plus souvent associées à une augmentation du fer et, dans une moindre mesure, du soufre. À l'intérieur de chaque sous-groupe, la variation de la teneur en nickel est faible (tableau 7-3).

Figure 7.12 : Distribution de fréquences du pourcentage de nickel dans la pentlandite



Source : RNC.

La distribution bimodale suggère l'existence de deux populations. Ces populations correspondent à des zones continues dans l'espace à l'intérieur du gisement. Les teneurs en Ni de la pentlandite contenue dans les roches faiblement serpentinisées (zones 3a et 4 à la figure 7.21) sont faibles comparativement aux teneurs élevées en Ni dans la pentlandite présente dans la dunité fortement serpentinisée (zones 1, 2 et 3b à la figure 7.21).

Tableau 7-3 : Statistiques pour les groupes de pentlandite riche et pauvre en Ni

	Valeur minimum (% Ni)	Valeur maximum (% Ni)	Moyenne (% Ni)	Nombre de points	Écart-type
Pentlandite pauvre en Ni	18,21	29,99	27,01	474	1,58
Pentlandite riche en Ni	29,96	52,58	33,23	624	2,23

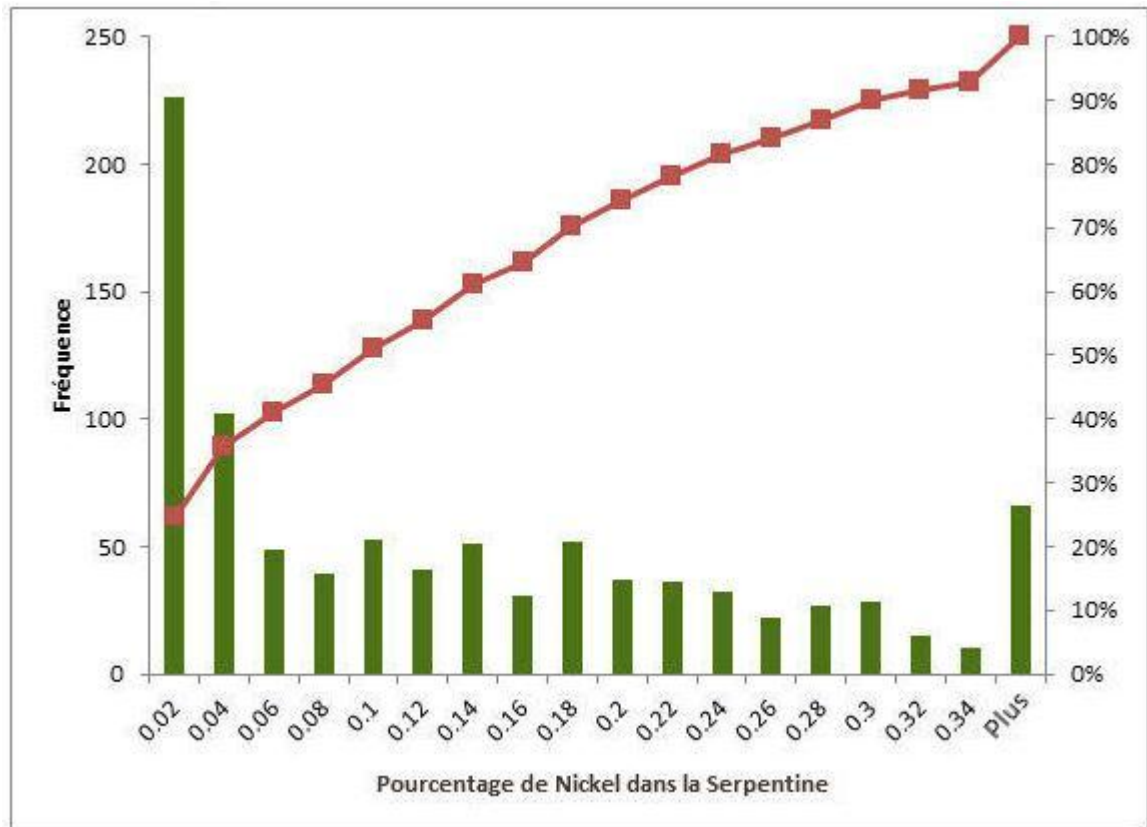
Source : RNC.

Le tableau 7-2 montre que parmi les trois principaux minéraux nickélifères d'intérêt, l'heazlewoodite est celui qui présente le moins de variation, suivi de l'awaruite. En effet, 80 % des valeurs obtenues à la microsonde électronique pour l'awaruite se situent entre 71 % et 75 % Ni.

Serpentine

Comme attendu, les teneurs en nickel pour la serpentine sont très étendues (figure 7.13). Pour quelques-uns des points analysés, les valeurs en Ni obtenues sont supérieures à celles escomptées pour la serpentine $[(Mg,Fe,Ni)_3Si_2O_5(OH)_4]$. Comme le montre la figure 7.10, la matrice de la serpentine peut contenir de très fines inclusions d'awaruite. Les points de mesure où le contenu en nickel de la serpentine obtenu par la microsonde est anormalement élevé correspondent plutôt à la mesure d'inclusions de sulfures ou d'alliage plus fines que le faisceau d'électrons (communication personnelle de Stephanie Downing, minéralogiste sénior, SGS Lakefield). La présence de fines inclusions de nickel a tendance à être plus fréquente dans les échantillons dont le contenu en serpentine ferrique est élevé.

Figure 7.13 : Distribution de fréquences et courbe de la fréquence cumulée du pourcentage de nickel dans la serpentine

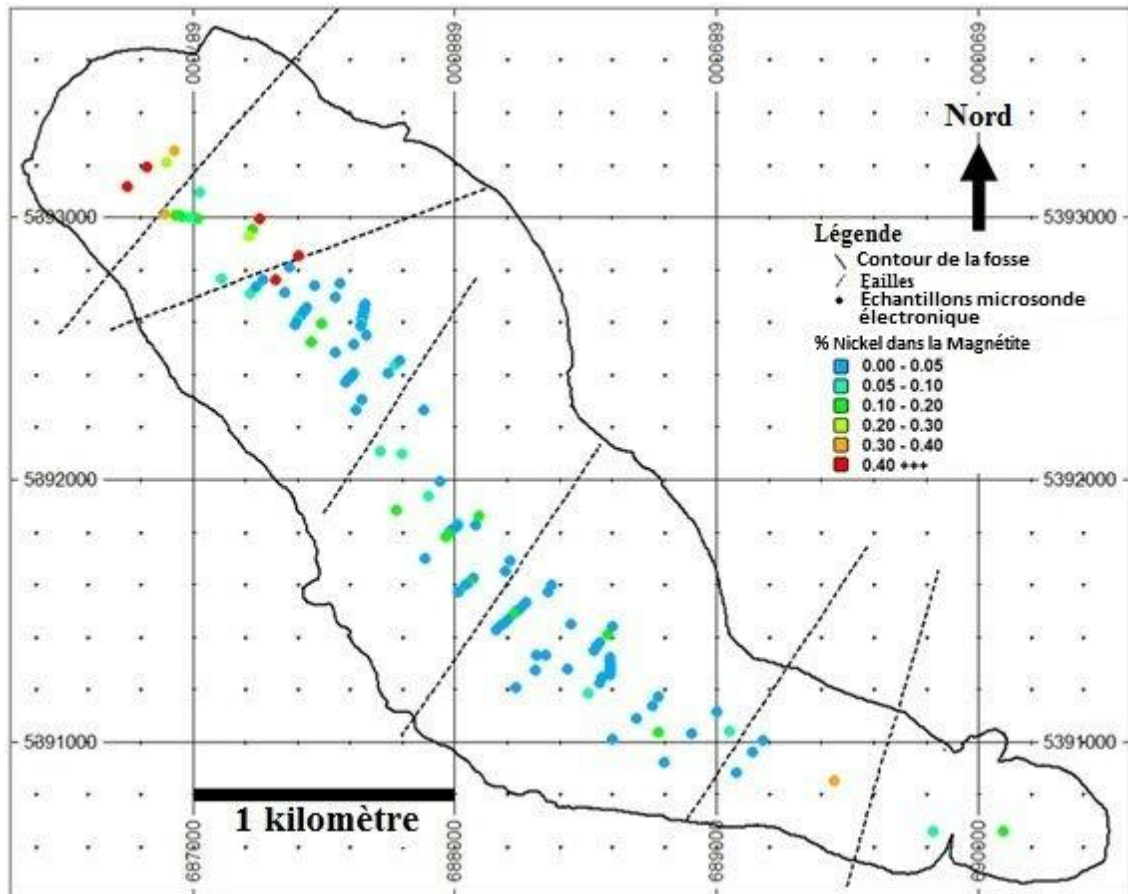


Remarque : 51 % des données ont moins de 0,1 % Ni dans la serpentine. **Source :** RNC.

Magnétite

Pour la magnétite, 893 points ont été analysés à la microsonde électronique dans 144 échantillons (figure 7.14) pour déterminer les teneurs des éléments énumérés au tableau 7-4.

Figure 7.14 : Localisation des échantillons dont la magnétite a été analysée à la microsonde électronique (colorés selon le pourcentage de Ni dans la magnétite)



Source : RNC.

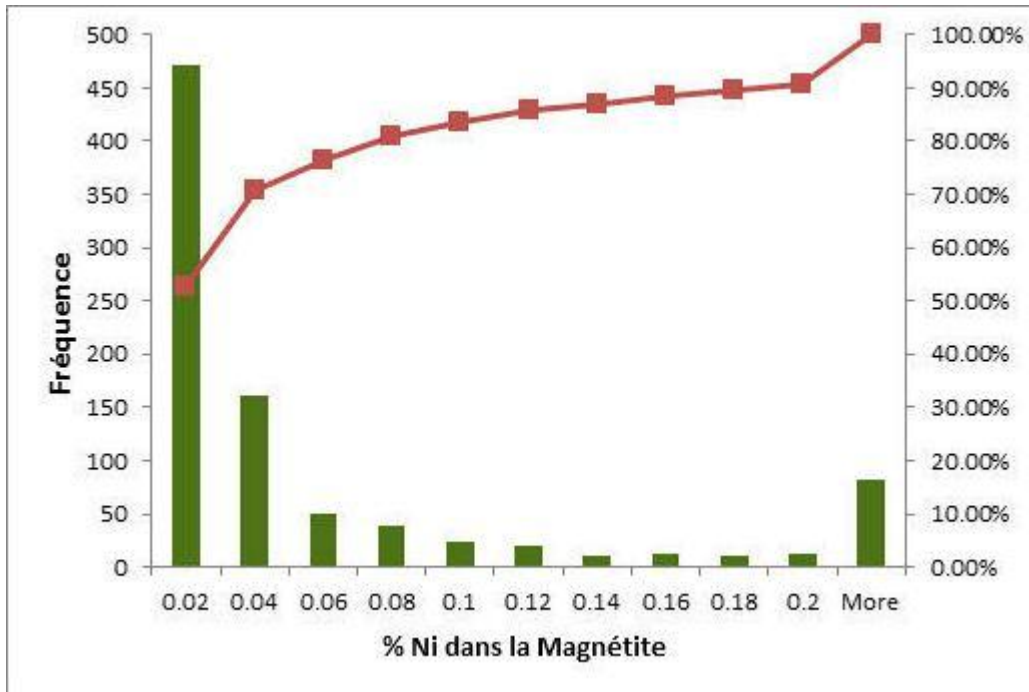
Tableau 7-4 : Analyses à la microsonde électronique pour la magnétite

	Si	Mg	Fe	Cr	Ni	Al	Mn	Ti	Co	Zn	V	Ca	Na	P	K
Moy.	0,07	0,22	71,2	0,14	0,07	0,00	0,09	0,01	0,04	0,01	0,01	0,00	0,00	0,00	0,01
Max.	1,66	5,72	73,1	10,27	1,60	0,17	1,42	0,29	0,16	0,37	0,40	0,30	0,14	0,02	0,03
Min.	0,00	0,00	59,6	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
Éc.-type	0,16	0,33	1,3	0,55	0,16	0,01	0,10	0,03	0,03	0,02	0,02	0,01	0,01	0,00	0,01
Nbre	893	893	893	893	893	893	893	893	864	853	853	853	824	824	824

Source : RNC.

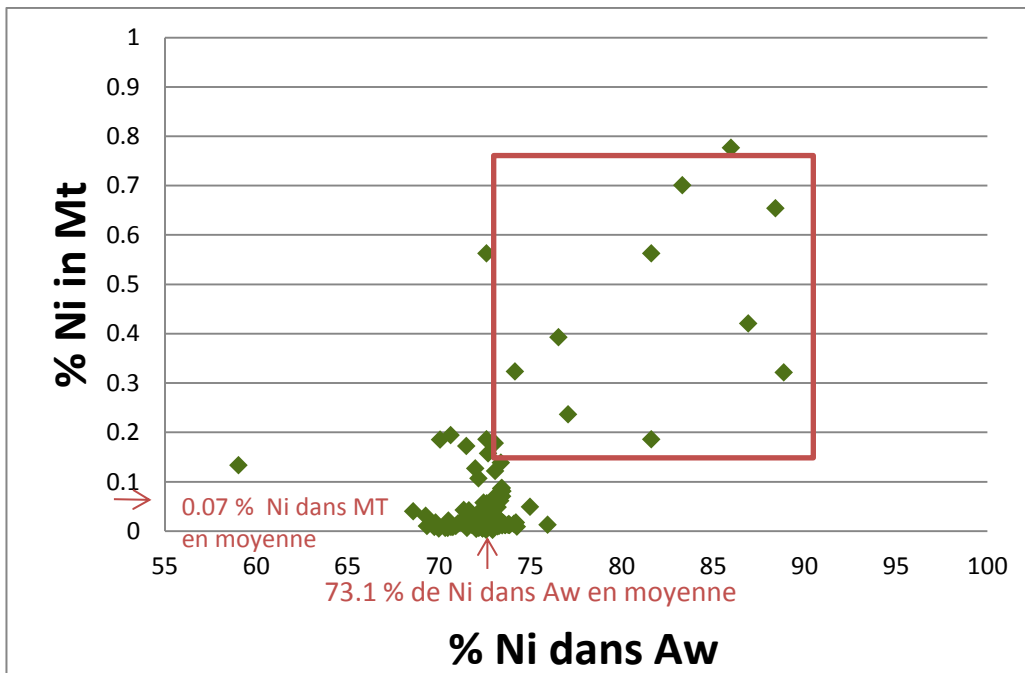
En moyenne, la magnétite contient 0,07 % poids de Ni. Soixante-dix-sept pour cent des 893 points analysés ont des valeurs de moins de 0,06 % (figure 7.15). Dans la figure 7.15, le groupe avec des teneurs supérieures à 0,2 % Ni dans la magnétite est associé à des zones qui contiennent aussi de l'Aw avec des teneurs en Ni plus élevées que prévues (figure 7.16).

Figure 7.15 : Distribution du pourcentage de nickel dans la magnétite



Source : RNC.

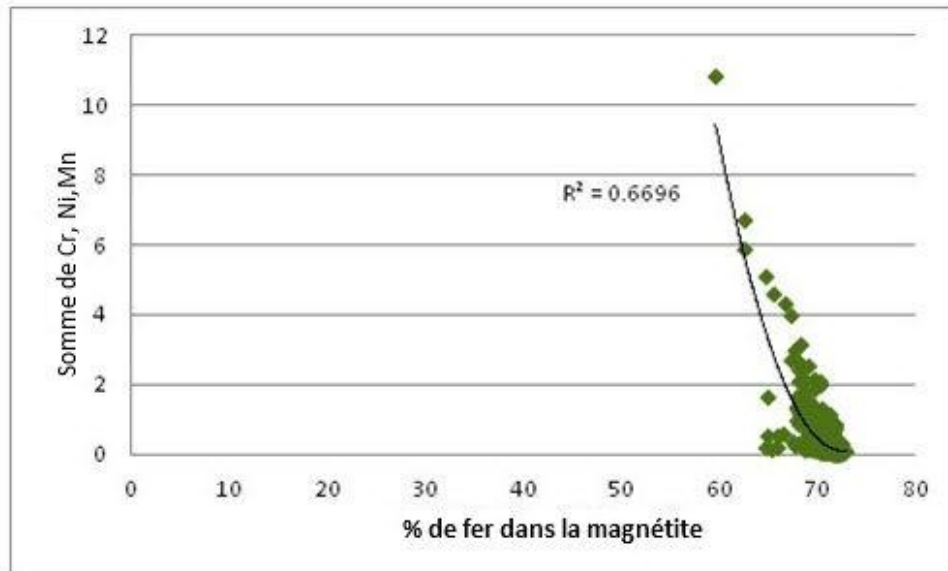
Figure 7.16 : Pourcentage de nickel dans l'awaruite versus pourcentage de nickel dans la magnétite



Source : RNC.

La quantité de fer dans la magnétite montre une faible variabilité avec une moyenne de 71,2 % Fe et un écart-type de 1,3. Les variations en Ni, en Cr et en Mn sont tributaires des variations de la teneur en Fe. La somme du Ni, du Cr et du Mn en pourcentage poids représente environ 67 % de la variabilité du Fe observée dans les données de microsonde électronique sur la magnétite (figure 7.17). La variabilité résiduelle du Fe s'explique par des pics de Mg et de Si, qui sont attribués à des effets de bordure. Puisque la magnétite est une phase secondaire, elle est souvent intimement associée à la serpentine dans les bulles et espaces intercumulus; ainsi les baisses en Fe associées à des pics en Mg et en Si sont considérées comme étant de la magnétite et de la serpentine associées à l'échelle du faisceau d'électrons.

Figure 7.17 : Pourcentage de Fe versus la somme de Cr, Mn et Ni; la teneur en Fe augmente quand la teneur en Cr, Ni et Mn diminue



Source : RNC.

Cobalt

Le cobalt se retrouve en quantités variables dans chacun des minéraux dont il a déjà été question ci-dessus : la pentlandite $(Co,Ni,Fe)_9S_8$, l'heazlewoodite $(Co,Ni)_3S_2$, l'awaruite $(Co,Ni)_3Fe$, la serpentine $(Co,Mg,Fe,Ni)_3Si_2O_5(OH)_4$ et la magnétite $(Fe_{3-x}Co_xO_4)$. La pentlandite est la phase la plus enrichie en cobalt en pourcentage poids, avec une moyenne de 3,96 % Co, suivie de l'awaruite avec une moyenne de 1 % Co (tableau 7-5).

Tableau 7-5 : Pourcentage poids de cobalt dans la pentlandite, l'heazlewoodite, l'awaruite, la serpentine et la magnétite selon les données de microsonde

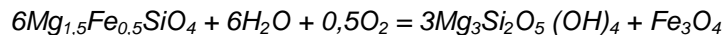
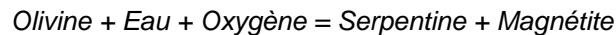
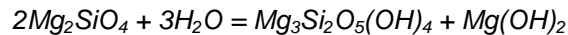
	Moyenne (%)	Maximum	Minimum	Écart-type	Nbre de Points
Pentlandite	3,96	40,53	0,34	4,96	1098
Heazlewoodite	0,06	2,95	0,00	0,25	646
Awaruite	1,00	5,05	0,02	0,91	699
Serpentine	0,00	0,05	0,00	1,62	917
Magnétite	0,04	0,16	0,00	0,03	864

7.3.2 Contrôles de la distribution et de la minéralisation nickélique – serpentinitisation

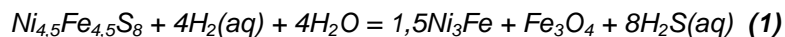
La variabilité des textures et des assemblages minéralogiques définitifs de la minéralisation nickélique disséminée à l'intérieur du gisement Dumont est principalement contrôlée par la variation du degré de serpentinitisation subie par la dunite hôte.

La serpentinitisation est un processus métamorphique impliquant de l'eau et de la chaleur. Les roches ultramafiques et mafiques pauvres en silice se transforment par oxydation et hydrolyse au moyen d'eau en serpentine. Les péridotites et dunites sont remplacées par de la serpentine, de la magnétite et de la brucite. Lors du processus, de grandes quantités d'eau étant absorbées par la roche, son volume augmente et sa structure est détruite. La densité varie de 3,3 à 2,7 g/cm³ et est accompagnée par une augmentation du volume d'environ 40 %. La réaction est exothermique et de grandes quantités de chaleur sont produites lors du processus. La température de la roche peut s'accroître de près de 260 °C. Les réactions chimiques engendrant la magnétite produisent de l'hydrogène gazeux. Les sulfates et les carbonates sont réduits et forment du méthane et du sulfure d'hydrogène.

Réactions généralisées de la serpentinitisation de l'olivine :



Lors des premières étapes de serpentinitisation, l'eau réagit avec les phases primaires contenant du fer ferreux et un environnement fortement réducteur se crée lorsque le fer ferreux s'oxyde, produisant du dihydrogène et de la magnétite (Klien et Bach, 2009). Lors de ces premières étapes de serpentinitisation, l'olivine se décompose pour former de la serpentine ferrifère et magnésienne, de la brucite ferrifère, de la magnétite et assez d'hydrogène pour que l'alliage de fer-nickel, l'awaruite, soit stable (Frost et Beard, 2007). Sous de telles conditions, l'awaruite est produite par la désulfuration de la pentlandite selon l'équation (1) (figure 7.19, B et C).

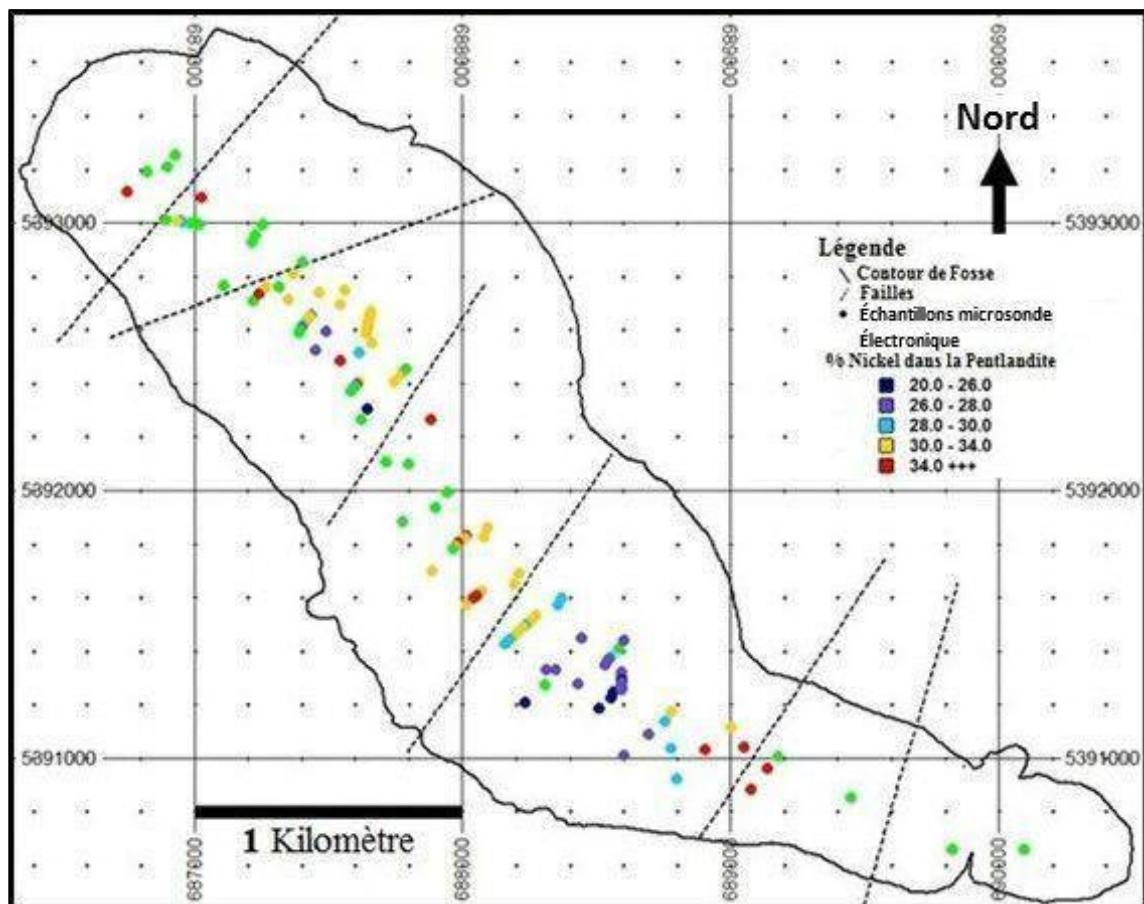


Le début de la serpentinitisation correspond aux zones de la dunite de Dumont où l'assemblage dominant est serpentine ferrifère (Fe) et magnésienne (Mg) + MgFe brucite ± magnétite ± olivine (figure 7.21, zones 3a, 4 et 5). Ici, les minéraux nickélics prédominants sont la pentlandite et l'awaruite (figure 7.19, A à D). Dans la dunite stratigraphiquement plus élevée, retrouvant dans le centre sud-est (figure 7.21, zones 3a et 4), où il ne reste presque plus d'olivine, mais où les phases riches en fer de la serpentine et de la brucite sont présentes, les grains d'awaruite sont les plus grossiers observés à l'intérieur du filon-couche de Dumont et sont, de toute évidence, en accroissement secondaire sur la pentlandite (figure 7.19, B à D). Puisque tout le fer est emprisonné dans la serpentine et la brucite, la quantité de magnétite modale est faible (<2 %). Les agrégats de pentlandite et d'awaruite intercumulus contiennent peu de magnétite ou peuvent ne pas en contenir du tout. Dans les zones stratigraphiquement inférieures de la dunite (figure 7.21, domaine riche en serpentine ferrifère), là où la quantité d'olivine peut atteindre 40 %, l'awaruite n'est presque jamais présente et la pentlandite est la phase minérale nickélique dominante (figure 7.19, A). Les agrégats intercumulus ne

contiennent souvent pas de magnétite, puisque l'olivine et la serpentine ferrifère, présentes en quantités importantes, sont les principaux réservoirs de fer lors de cette première étape.

La serpentinisation est considérée s'effectuer à l'échelle du grain; le nickel est libéré de la structure de l'olivine et de la serpentine et se mobilise des silicates vers les phases métalliques des agrégats intercumulus, entraînant une augmentation de la teneur en nickel des phases nickélifères dans les agrégats intercumulus (Duke, 1986). Il en résulte, dans les zones où la serpentinisation est incomplète (figure 7.21, domaine riche en serpentine ferrifère), que le pourcentage de nickel dans les silicates présents dans la structure cristalline des silicates ou en inclusions microscopiques d'alliage et de sulfures (figure 7.10) est généralement plus élevé (voir tableau 7-1). La remobilisation incomplète du nickel en agrégats intercumulus engendre une population de pentlandite à faible teneur (tableau 7-5) associée à une serpentinisation incomplète (figure 7.18).

Figure 7.18 : Distribution de la teneur en Ni de la pentlandite

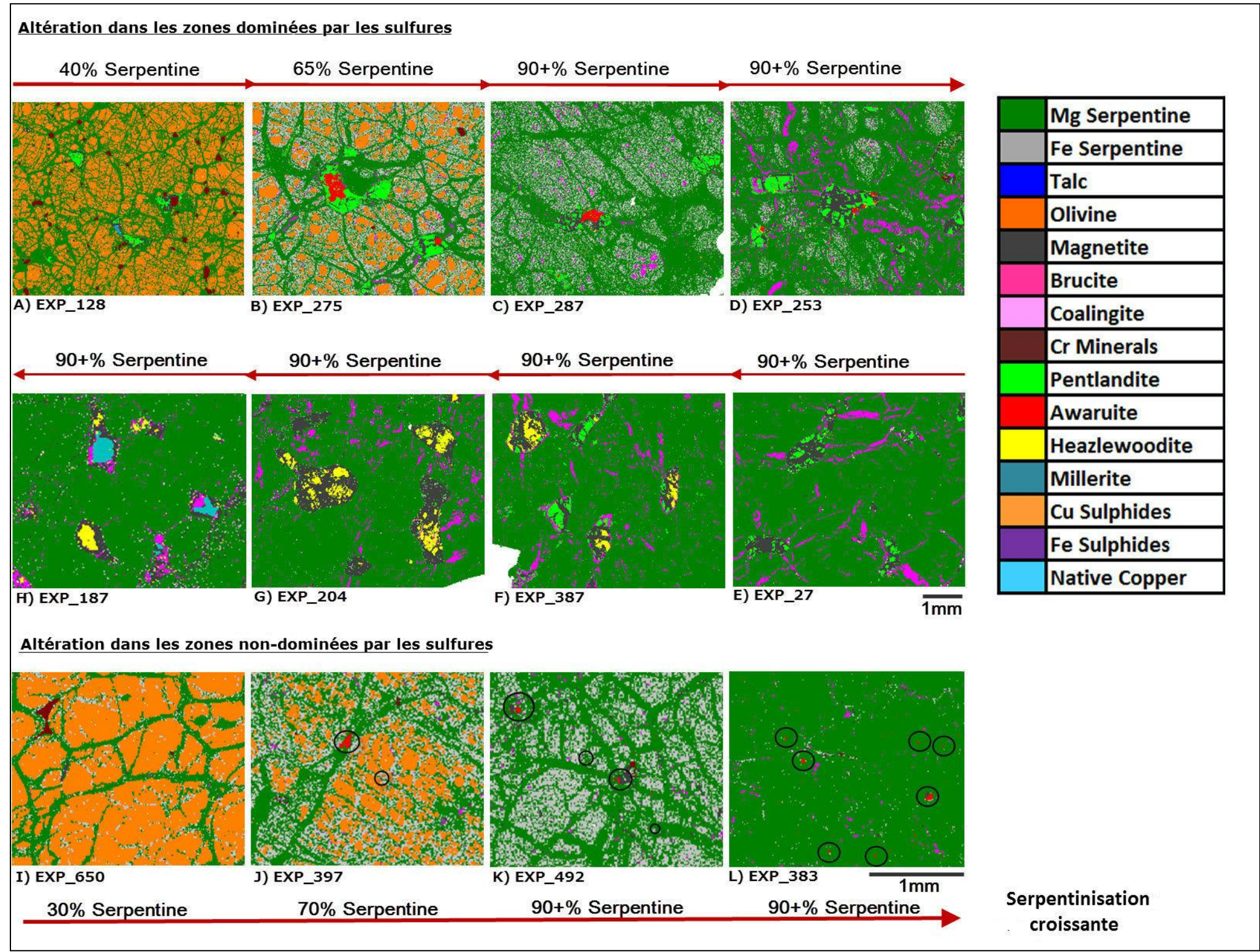


Source : RNC.

L'enveloppe minéralisée est recoupée par des failles, lesquelles définissent les limites des domaines structuraux (figure 7.3). Les zones de serpentinisation correspondent aux descriptions A à G des figures 7.19 et 7.21 : (1) G, (2) E à G, (3a) C-D, (3b) D-E, (4) C-E et (5) A et B. « H » n'est pas indiqué parce qu'il ne correspond pas à des zones étendues, mais plutôt à des zones restreintes observées localement à l'intérieur de larges zones de faille. Le contact

basal où de la millérite (H) est parfois observée se trouve en-dehors de l'enveloppe minéralisée présentée sur cette figure.

Figure 7.19 : Sections minéralogiques du processus de serpentinisation à l'intérieur de la dunite de Dumont, images QEMSCAN d'EXPLOMIN^{MC}



Remarques :

A) Début de la serpentinisation. La quasi-totalité de l'olivine demeure. Le processus ne s'est pas poursuivi assez longtemps pour atteindre les conditions réductrices où l'awaruite (alliage) est stable.

B) L'olivine se décompose en serpentine ferrique-magnésienne, en brucite ferrique et en faibles quantités de magnétite. L'hydrogène est produit en quantité suffisante pour que l'alliage de Fe-Ni, l'awaruite, soit stable. La pentlandite est désulfurée pour produire l'awaruite (équation 1).

C) L'olivine est épuisée. La serpentine ferrique et magnésienne et la brucite ferrique demeurent. La décomposition des phases riches en fer a commencé à produire plus de magnétite en agrégats intercumulus. La brucite occupe le cœur des grains pseudomorphes d'olivine.

D) La décomposition quasi-totale des phases silicatées riches en fer, principalement les serpentines et brucites ferriques, continue de produire des bordures de brucite riche en Mg, de la serpentine magnésienne et plus de magnétite intercumulus. L'awaruite commence à se décomposer pour produire de la magnétite (équation 3).

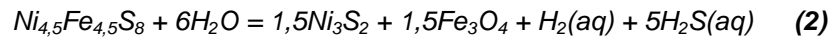
E à G) Les serpentines et brucites restantes sont riches en magnésium. À ce stade, les champs de stabilité de la serpentine et de la brucite s'étendent tellement qu'elles commencent à remplacer les alliages antérieurement produits comme l'awaruite. L'augmentation de la fugacité de l'oxygène qui en résulte entraîne la continuation de la décomposition de la pentlandite et de l'awaruite pour produire de l'heazlewoodite (équations 2 et 3).

H) La serpentinisation s'est poursuivie au-delà de la décomposition totale de l'olivine. L'augmentation de la fugacité de l'oxygène est accompagnée par une hausse de la fugacité du soufre, ce qui entraîne le remplacement de la magnétite par des sulfures de nickel riches en soufre comme la millérite (équation 4).

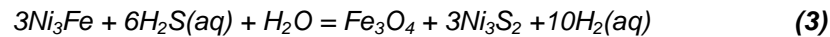
Source : RNC.

Lorsque la serpentinisation se poursuit et que l'olivine est épuisée, la serpentine ferrifère et la brucite ferrifère se décomposent pour produire plus de magnétite, tout en s'enrichissant en magnésium (figure 7.19, D à G). À cet instant, les champs de stabilité de la serpentine et de la brucite s'étendent tellement qu'elles commencent à remplacer les alliages préalablement produits comme l'awaruite (figure 7.19, transition de D à E). Il en résulte une augmentation de la fugacité de l'oxygène (Beard et Frost, 2007). Dans de telles conditions, la pentlandite et l'awaruite continuent de se décomposer pour produire de l'heazlewoodite selon les équations (2) et (3) (Klein et Bach, 2009) (figure 7.19, F et G).

Pentlandite + Eau = Heazlewoodite + Magnétite + Hydrogène + Sulfure d'hydrogène



Awaruite + Sulfure d'hydrogène + Eau = Magnétite + Heazlewoodite + Hydrogène

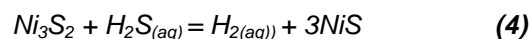


Dans les zones où la serpentinisation est complète (figure 7.21, zones 1, 2 et 3b), les agrégats intercumulus contiennent abondamment magnétite ± pentlandite ± heazlewoodite avec peu ou pas d'awaruite (figure 7.19, E à H). Généralement, la corrélation entre l'heazlewoodite et l'awaruite est négative à l'échelle des zones. Lorsque le contenu en heazlewoodite est élevé, celui de l'awaruite est faible. Lorsque les sulfures sont absents, l'awaruite se présente sous forme de grains finement disséminés associés aux lisérés de magnétite ou de brucite. Toutefois, en lames minces, l'heazlewoodite et l'awaruite peuvent être présentes ensemble dans la même bulle. La remobilisation du nickel dans les espaces intercumulus est complétée lors des dernières étapes de serpentinisation. Ainsi, le pourcentage de nickel à l'intérieur des silicates est généralement plus faible pour les zones 1, 2 et 3b (figure 7.21) et la teneur en nickel de la pentlandite y est plus élevée. Ceci correspond à la population à teneur en nickel élevée de 30 % à 35 % (Figure 7.18).

Localement, différents degrés de serpentinisation, qu'ils s'agissent de phases précoces ou tardives, peuvent être observés dans la même lame mince. Ce phénomène semble être lié à la déformation et aux failles régionales. Sous l'effet de contraintes locales, les fluides peuvent circuler dans les fractures de stress récemment formées, concentrant ainsi la serpentinisation le long de ces conduits tout en laissant les cœurs des reliques d'olivine intacts. Cette hypothèse est supportée par l'observation fréquente d'une fabrique linéaire en lames minces. (Figure 7.20 à la page suivante)

La serpentinisation peut se poursuivre au-delà de la décomposition totale de l'olivine. Dans les stades tardifs de serpentinisation où l'assemblage commun est serpentine-Mg + brucite-Mg + magnétite ± heazlewoodite, et si la serpentinisation se poursuit, la stéatitisation peut se produire, entraînant le remplacement de la magnétite par des sulfures nickélicifères riches en soufre, comme la millérite, selon l'équation 4 (figure 7.14 G). Ces transitions témoignent de l'augmentation des fugacités de l'oxygène et du soufre (Eckstrand, 1975; Frost 1985). Les serpentines et brucites magnésiennes peuvent se décomposer pour former du talc (Klein et Bach, 2009). Ce phénomène, quoique rare dans la dunite de Dumont, est observé localement aux alentours des structures majeures et plus régulièrement au contact basal de l'intrusion (en dehors de l'enveloppe des ressources), là où la circulation des fluides était probablement plus importante.

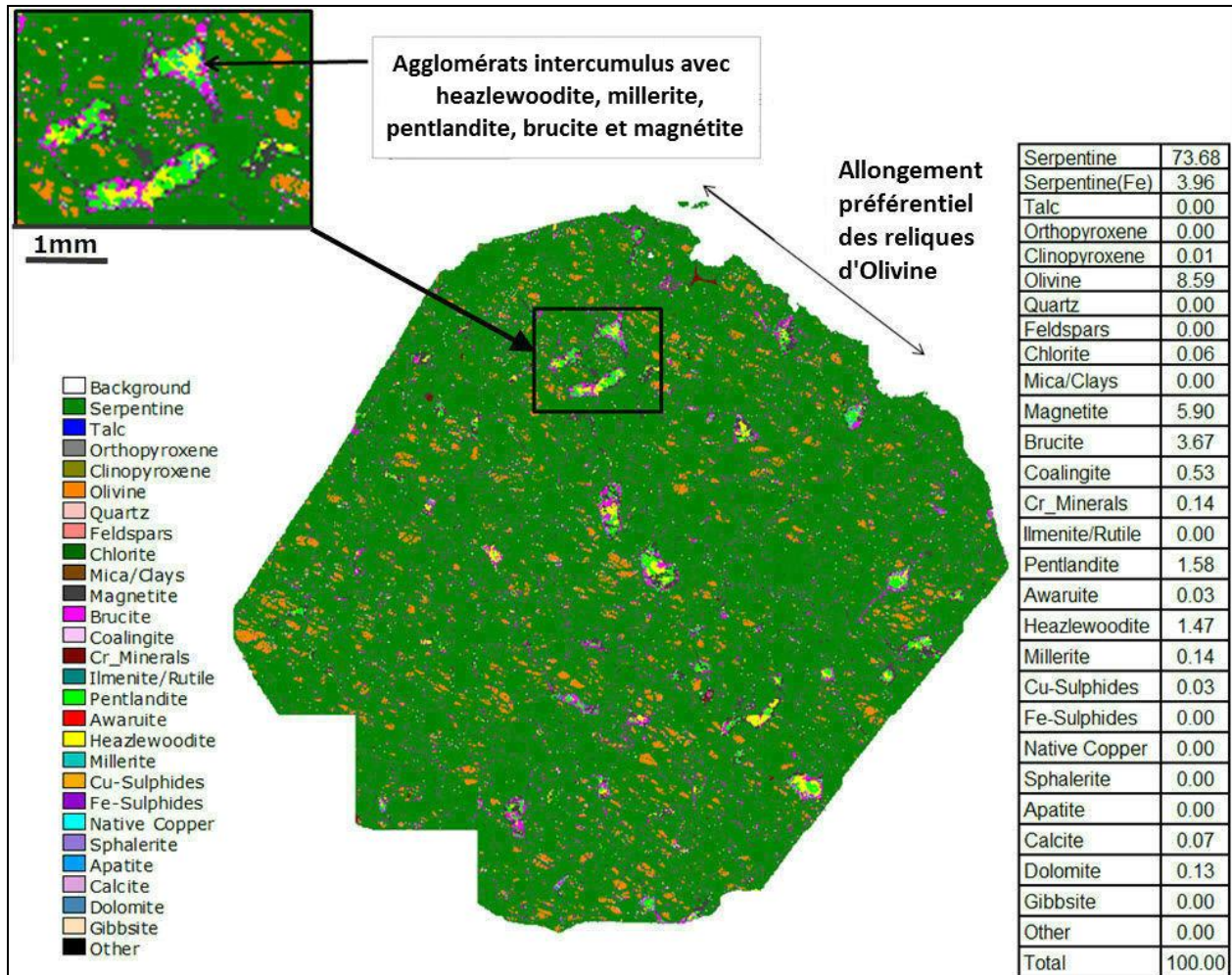
Heazlewoodite + Sulfure d'hydrogène = Hydrogène + Millérite



Dans les secteurs du gisement où les concentrations en soufre sont faibles, le processus de serpentinisation présenté ci-dessus est différent en raison de l'absence de phases sulfurées. Lorsque les agrégats de sulfures intercumulus sont absents, les résultats d'analyse en soufre sont en moyenne inférieurs à 0,05 % et l'awaruite est la phase métallique nickélique dominante (figure 7.19 K à L). Ceci suggère que la formation d'awaruite n'est pas contrôlée par la désulfuration des sulfures primaires.

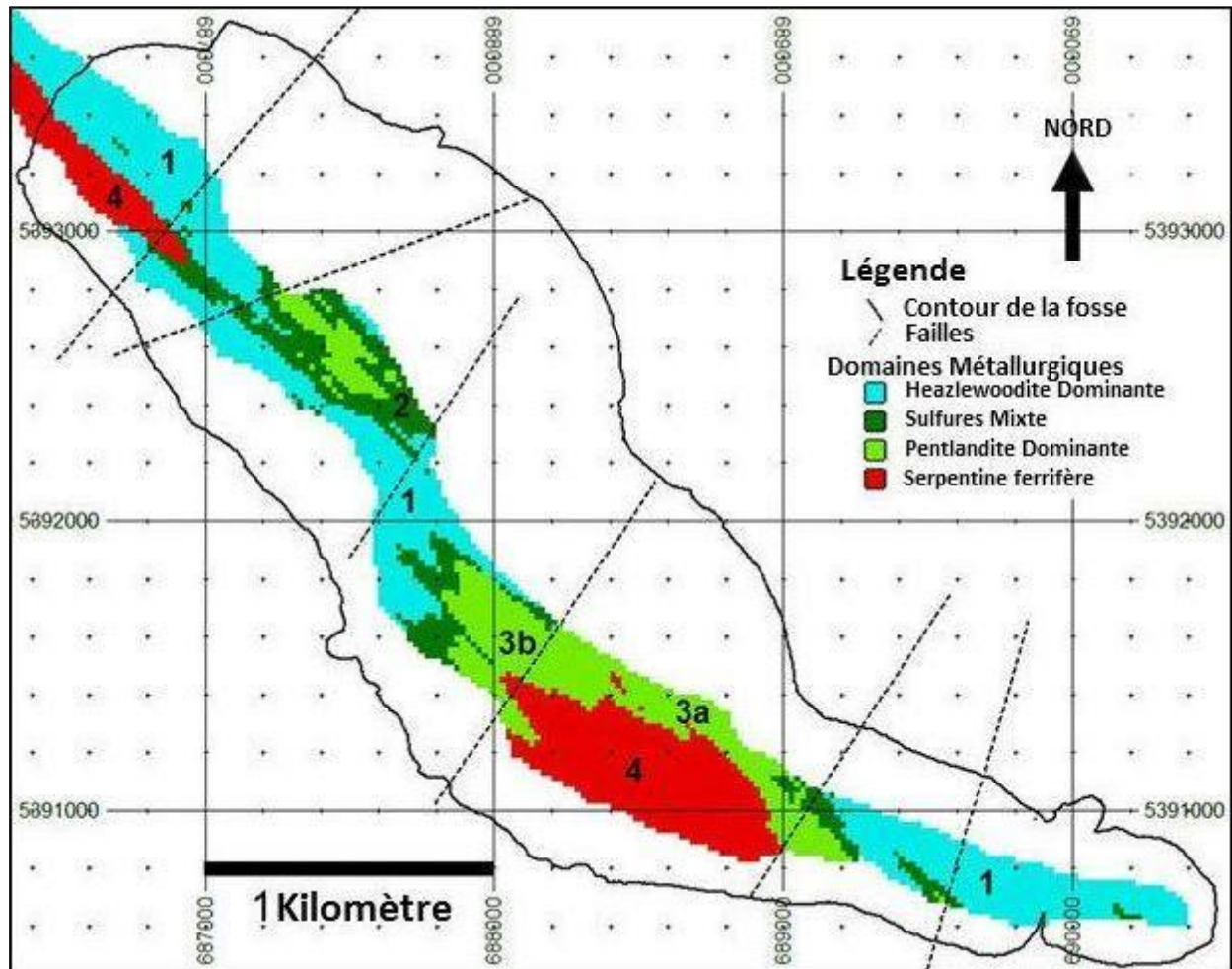
Pour les zones sans sulfures, lorsque la serpentinisation est faible, les valeurs en nickel dans les silicates sont plus élevées (tableau 7-1) et sont associées avec de faibles quantités modales d'awaruite (tableau 7-6). Dans les zones sans sulfures où la serpentinisation est complète, les valeurs en nickel dans les silicates sont faibles (tableau 7-1) et les quantités modales d'awaruite sont les plus élevées (tableau 7-6). Ceci suggère que lorsque la serpentinisation est incomplète ou faible et que la remobilisation du nickel est incomplète, le nickel est en grande partie confiné dans les silicates et ne peut former l'awaruite. Lorsque la serpentinisation et la remobilisation du nickel qui lui est associée sont terminées, de grandes quantités de nickel ont favorisé la formation d'awaruite, laissant moins de nickel dans les silicates. Lors des phases plus avancées de serpentinisation, bien au-delà de l'épuisement de l'olivine, l'awaruite elle-même se décompose, comme l'indiquent les quantités modales faibles dans le domaine 1, qui correspond à une étape avancée de serpentinisation à la figure 7.19, G et H. Ceci suggère que le champ de stabilité de l'awaruite est associé aux phases de serpentinisation partielle à complète. Dans les échantillons qui contiennent plus d'awaruite, les silicates contiennent moins de nickel.

Figure 7.20 : Caractéristiques des phases de serpentinisation précoce et avancée



Remarques : Image EXPLOMIN^{MC} en fausses couleurs (EXP_214). (Ratio heazlewoodite à pentlandite 1,01). Quantités modales telles qu'obtenues d'EXPLOMIN^{MC} : 1,58 % Pn, 1,6 % Hz, 0,03 % Aw, 0,11 % millérite, 8,5 % olivine, 4 % serpentine ferrifère. L'échantillon contient des reliques d'olivine au centre des grains étirés selon une fabrique orientée. Les reliques d'olivine (caractéristique d'une phase précoce de serpentinisation) côtoient de la serpentine Mg (la phase intermédiaire de serpentine ferrifère étant absente), ainsi que des agrégats grossiers de magnétite intercumulus, intimement associées à l'heazlewoodite, la pentlandite et la millérite, qui sont des caractéristiques d'une phase avancée. Les pseudomorphes d'olivine sont entourés de fines bordures de magnétite-brucite. **Source :** RNC.

Figure 7.21 : Distribution modélisée de l'intensité de la serpentinisation et minéralogie associée



Remarques : Les zones de serpentinisation qui sont analogues aux domaines métallurgiques correspondent aux descriptions A à G de la figure 7.19. (1) G, dominé par l'heazlewoodite, complètement serpentinisé +/- awaruite (domaine métallurgique dominé par la heazlewoodite, $H_z/P_n > 5$, $SPFE < 14$), (2) E à G, pauvre en serpentine ferrifère, sulfures mixtes, pentlandite et heazlewoodite +/- awaruite (domaine métallurgique de sulfures mixtes, $1 < H_z/P_n < 5$, $SPFE < 14$), (3a) C-D, serpentine ferrifère en quantité faible ou modérée, la pentlandite est dominante et souvent accompagnée d'awaruite grossière, (3b) D-E pauvre en serpentine ferrifère, la pentlandite est dominante +/- awaruite (domaine métallurgique dominé par la pentlandite $H_z/P_n < 1$, $SPFE < 14$), (4) A et B dominé par la pentlandite et riche en serpentine ferrifère +/- reliques d'olivine (domaine métallurgique riche en serpentine ferrifère $SPFE > 14$). Il est à noter que le « H » n'est pas illustré puisqu'il ne correspond pas à des zones étendues mais est plutôt restreint localement aux grandes zones de faille et au contact basal (qui se trouve) à l'extérieur de l'enveloppe minéralisée. (H_z/P_n = ratio heazlewoodite à pentlandite, $H_z + P_n$ = somme des quantités modales d'heazlewoodite et de pentlandite, $SPFE$ = serpentine ferrifère). Section du bloc modèle à 237,5 mètres d'élévation. **Source :** RNC.

Tableau 7-6 : Populations d'échantillons sans sulfures selon la quantité d'awaruite

Domaine	% moyen d'awaruite dans les échantillons sans sulfures selon les quantités modales établies par EXPLOMIN ^{MC}
Dominé par l'heazlewoodite	0,08
Sulfures mixtes	0,13
Dominé par la pentlandite	0,17
Riche en serpentine ferrifère	0,08

Remarques : Les « domaines » réfèrent aux domaines de serpentinisation décrits dans cette section. Les quantités modales d'awaruite ont été déterminées dans le cadre du programme d'échantillonnage minéralogique. Les échantillons sans sulfures ont une teneur en soufre <0,07 %. **Source :** RNC.

7.4 Minéralisation en nickel-cuivre-ÉGP de type contact

Les analyses des minéralisations magmatiques en nickel-cuivre-éléments du groupe du platine (ÉGP) n'ont pas été effectuées lors du programme de forages initial qui a délimité le gisement Dumont au début des années 1970. En 1987, une campagne de forages (Oswald, 1988) a été réalisée pour vérifier les zones de contact du filon-couche pour le platine et le palladium à deux endroits. La meilleure intersection de cette campagne provient du sondage 87-7, situé à l'est près du forage E-7, à l'intérieur et en bordure de la zone de contact du filon-couche. Ce forage a titré 0,61 % de nickel, 0,10 % de cuivre, 190 ppb de platine et 900 ppb de palladium sur 6,4 m. Les forages 87-12 à 14 situés dans la zone principale n'ont pas atteint la zone de contact.

Les forages de RNC ont confirmé la présence et la teneur des minéralisations historiquement identifiées au contact basal à l'extrémité est du filon-couche de Dumont. Le forage 08-RN-71 a recoupé 0,8 m de pyrrhotite semi-massive titrant 0,99 % de nickel, 0,19 % de cuivre, 0,3 g/t de platine, 1,0 g/t de palladium et 0,07 g/t d'or au contact entre l'intrusion de Dumont et les volcanites de l'éponte inférieure.

7.5 Découverte de sulfures massifs au contact basal en 2011

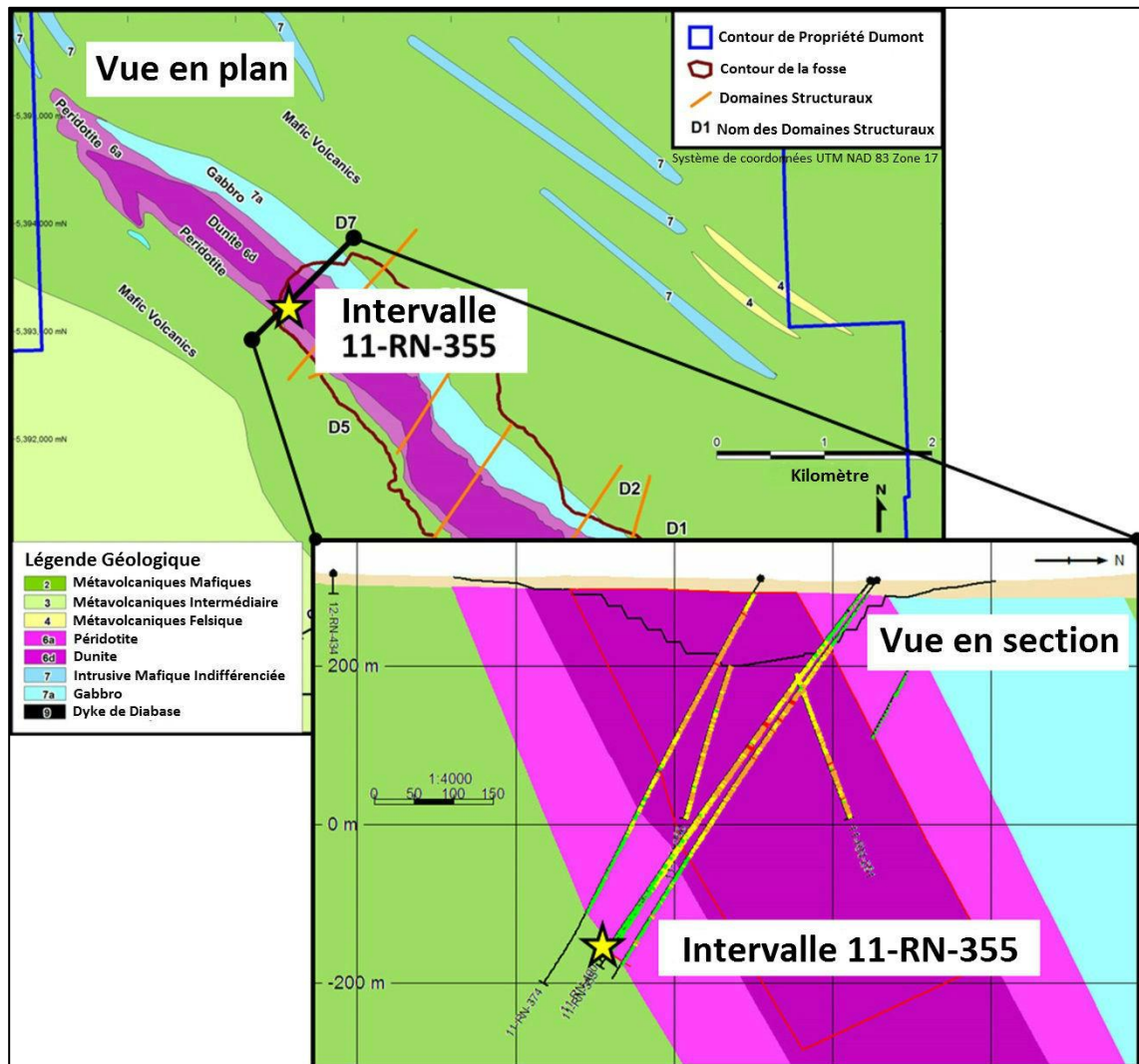
Un forage réalisé à la section 5500E, lequel a traversé l'intrusion de Dumont et pénétré dans la zone de contact inférieure entre la péridotite et les volcanites mafiques de l'éponte inférieure au nord-ouest de la fosse envisagée dans l'ÉF, a recoupé des sulfures massifs sur une longueur de 1,25 m dans l'axe de forage (figure 7.22). Les sulfures massifs se composent de >60 % sulfures, principalement de la pyrrhotite avec jusqu'à 10 % de cristaux centimétriques de pentlandite et des traces de chalcopryrite. En supposant que ce corps de sulfures massifs soit coplanaire au contact avec l'éponte inférieure (incliné à 65° selon un azimut de 025°), l'épaisseur vraie de la minéralisation serait de 1,07 m. Des levés géophysiques (électromagnétiques) en sondage et un suivi par forage n'ont pas permis d'établir la présence d'extensions latérales significatives à cette minéralisation jusqu'à présent.

Tableau 7-7 : Résultats d'analyses de l'intervalle de sulfures massifs du forage 11-RN-355

De (m)	À (m)	Intervalle (m)	Palladium (ppm)	Platine (ppm)	Soufre %	Nickel %	Poids spécif.
572,95	573,55	0,60	3,26	1,94	38,8	4,25	4,79
573,55	574,20	0,65	3,75	2,15	38,1	4,49	4,80

Source : RNC.

Figure 7.22 : Vues en plan et en section de l'intervalle de sulfures massifs recoupé dans le sondage 11-RN-355



Source : RNC.

C'est la première fois qu'une telle concentration en sulfures avec des teneurs métalliques élevées est rencontrée à l'intérieur de l'intrusion de Dumont. Cette découverte démontre que les processus de minéralisation capables de produire des minéralisations de sulfures massifs à fortes teneurs ont eu lieu, du moins localement, dans le contexte du filon-couche de Dumont, plus particulièrement au contact basal de l'intrusion. Les travaux additionnels viseront le suivi de cette intersection et le développement de vecteurs d'exploration pour explorer le contact basal sur son entière longueur, soit sur 7,5 km, à la recherche de minéralisations similaires.

7.6 Autres types de minéralisation en ÉGP

Les forages de RNC ont aussi permis de délimiter trois niveaux anormaux en ÉGP, autres que le type contact basal décrit ci-dessus. En 2008, un niveau d'ÉGP associé à un horizon de pyroxénite surmontant la péridotite supérieure a été identifié. L'épaisseur de cette zone varie entre 0,4 et 51 m avec des teneurs allant de 0,08 à 1,46 g/t de platine et de 0,04 à 2,39 g/t de

palladium. Le second niveau d'ÉGP se retrouve en dessous de la principale zone de sulfures et avait été préalablement identifié lors d'études sur les forages historiques (Brüggmann, 1990). Cette zone a une épaisseur variant entre 0,4 et 34,5 m avec des teneurs allant de 0,1 à 1,4 % de nickel, de traces à 0,75 g/t de platine et de traces à 0,2 g/t de palladium. Découvert par RNC en 2008, le troisième niveau d'ÉGP se trouve à approximativement 100 m sous la zone de sulfures inférieure, près du contact entre la dunite et la péridotite inférieure. Ce niveau a une épaisseur variant entre 1,0 et 140 m avec des teneurs allant de 0,1 à 0,5 % de nickel, de traces à 0,9 g/t de platine et de traces à 2 g/t de palladium. L'observation de ces niveaux en forages indique qu'ils sont généralement continus latéralement et selon le pendage. Des échantillons de chaque niveau d'ÉGP ont été envoyés à l'université Memorial pour y être analysés par microscope électronique à balayage. Les résultats de ces travaux révèlent que les phases d'ÉGP sont similaires dans tous les niveaux et sont constituées de trois alliages : palladium/étain (Pd/Sn), platine/cuivre (Pt/Cu) et platine/nickel (Pt/Ni), lesquels sont intimement associés avec les sulfures de nickel.

7.7 Définition des domaines métallurgiques au sein de la minéralisation nickélifère

Les sections 7.1 et 7.2 décrivent les contrôles géologiques sur les assemblages de minéralisation nickélifère et leur distribution ainsi que les contrôles sur la teneur en nickel des minéraux économiques et de la gangue. Les résultats des essais métallurgiques (chapitre 13) montrent qu'il existe une bonne corrélation entre les variations minéralogiques associées au degré de serpentinitisation (décrites à la section 7.2.2 et illustrées à la figure 7.19) et la récupération métallurgique du nickel. Quatre domaines métallurgiques ont donc été définis, correspondant aux domaines de serpentinitisation. Ils sont définis en fonction de leur minéralogie, d'après le ratio heazlewoodite sur pentlandite (Hz/Pn) et la quantité de serpentine ferrifère, comme suit :

- Domaine dominé par l'heazlewoodite : Les échantillons avec des ratios heazlewoodite sur pentlandite (Hz/Pn) supérieurs à 5 et qui contiennent moins de 14 % de serpentine ferrifère sont considérés comme étant dominés par la heazlewoodite (figure 7.6).
- Domaine de sulfures mixtes : Les échantillons dont le ratio heazlewoodite sur pentlandite se situe entre 1 et 5 et qui contiennent moins de 14 % de serpentine ferrifère sont considérés comme étant une combinaison de heazlewoodite et de pentlandite (figure 7.9).
- Domaine dominé par la pentlandite : Les échantillons dont le ratio heazlewoodite sur pentlandite est inférieur à 1 et qui contiennent moins de 14 % de serpentine ferrifère sont considérés comme étant dominés par la pentlandite (figure 7.7).
- Domaine enrichi en serpentine ferrifère : Les échantillons qui contiennent plus de 14 % de serpentine ferrifère (FESP), tel qu'indiqué au tableau 7-8.

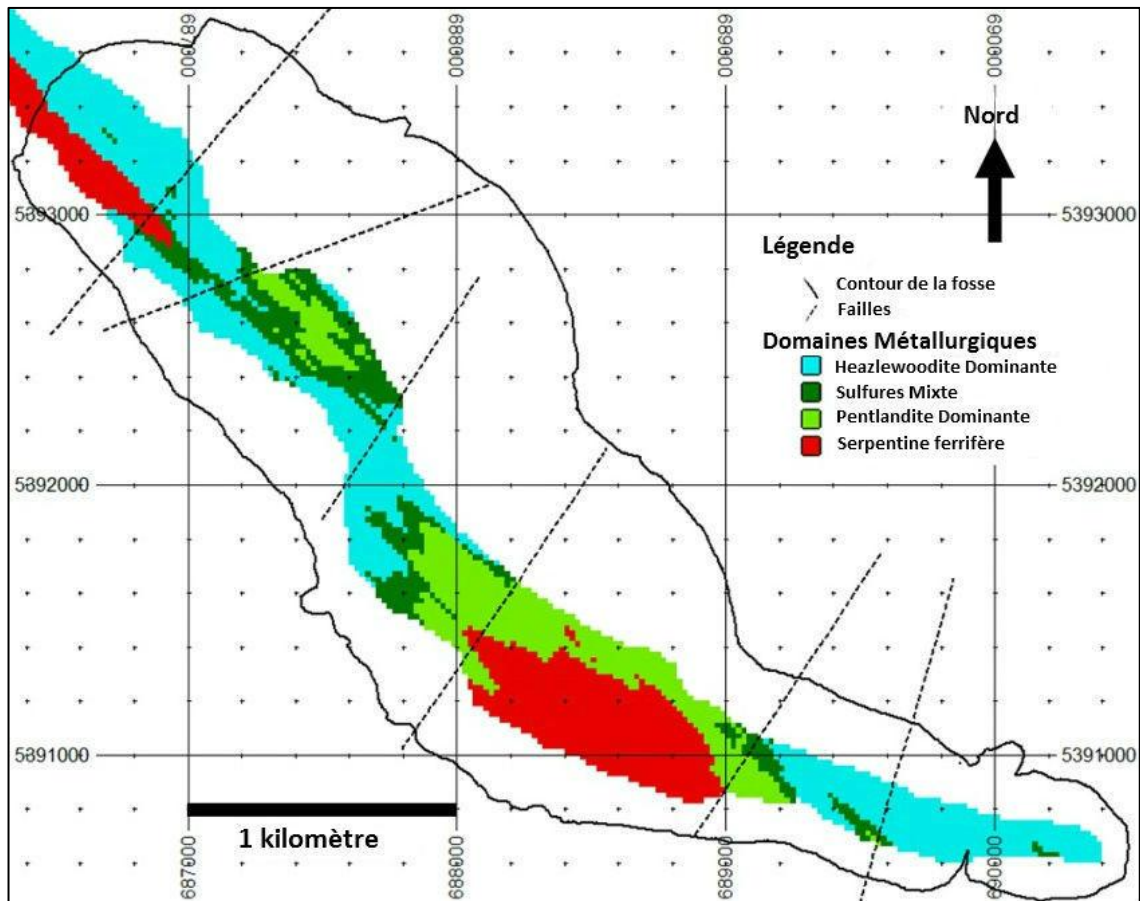
Les échantillons dominés par la pentlandite ($\text{Hz/Pn} < 1$, $\text{FESP} < 14$) sont les plus abondants et forment une proportion importante des réserves.

Le tableau 7-8 présente la proportion de chaque domaine métallurgique telle que calculée en fonction des quantités estimatives des minéraux dans le bloc modèle des ressources pour les ressources mesurées et indiquées à l'intérieur de la fosse envisagée dans l'étude de préféabilité. La figure 7.23 montre la distribution de ces domaines à l'intérieur du gisement Dumont.

Tableau 7-8 : Proportion des réserves dans chaque domaine métallurgique

	Teneur moyenne en nickel (%)	Ressources M+I (Mt)
Total des réserves en place	0,27	1179
Domaine dominé par l'heazlewoodite ($Hz/Pn \geq 5$, $FESP < 14$)	0,25	348
Domaine de sulfures mixtes ($1 < Hz/Pn < 5$, $FESP < 14$)	0,27	223
Domaine dominé par la pentlandite ($Hz/Pn \leq 1$, $FESP < 14$)	0,29	358
Domaine riche en serpentine ferrifère ($FESP \geq 14$)	0,27	250

Figure 7.23 : Distribution des domaines métallurgiques dans le bloc modèle



Remarque : Section du bloc modèle à 237,5 mètres d'élévation. **Source :** RNC.

8 TYPES DE GÎTES MINÉRAUX

Les gisements magmatiques de nickel-cuivre-éléments du groupe du platine (ÉGP) se présentent sous forme de concentration de sulfures dans une variété de roches magmatiques mafiques et ultramafiques. Les magmas proviennent du manteau supérieur. Une phase sulfurée immiscible se sépare parfois du magma, résultat de processus survenant lors de la mise en place dans la croûte. Généralement, la phase sulfurée interagit avec le magma environnant en extrayant et en concentrant le nickel, le cuivre et les ÉGP. Les lourdes gouttelettes de sulfures, une fois concentrées et extraites du magma, ont tendance à précipiter vers la base du magma et forment des poches ou des niveaux de sulfures qui se cristallisent lors du refroidissement pour former des gîtes minéraux.

Le gisement Dumont est composé de cumulats à olivine et sulfures à l'intérieur des horizons différenciés du filon-couche de Dumont, une intrusion komatiitique archéenne située à l'intérieur de la ceinture de roches vertes de l'Abitibi dans le Nord-ouest québécois. Pour ces motifs, il est habituellement apparenté avec l'important gisement du Mt. Keith situé dans la ceinture de roches vertes d'Agnew-Wiluna, à l'intérieur du craton archéen d'Yilgarn, en Australie-Occidentale (Naldrett, 1989).

Les ceintures de roches vertes sont des terranes types rencontrés dans plusieurs cratons archéens et peuvent correspondre à des zones de rift intracratoniques. Les ceintures de roches vertes sont généralement constituées de roches volcaniques basaltiques et andésitiques et des filons-couches associés, de sédiments silicoclastiques et d'intrusions granitiques. Ces roches fortement plissées et métamorphosées aux faciès des schistes verts et des amphibolites sont le plus souvent en contact avec des terranes de gneiss tonalitique. Les roches komatiitiques font partie intégrante de certaines ceintures de roches vertes.

Les gisements Dumont et du Mt Keith ont tous deux subi une intense serpentinitisation et, localement, une altération en talc-carbonates dues au métamorphisme du faciès des schistes verts intermédiaire à supérieur. Ces altérations ont permis la libération de grandes quantités de nickel des silicates contenant du nickel (olivine) et, par conséquent, ont permis l'enrichissement des sulfures et alliages de nickel primaires par ségrégation du nickel. Néanmoins, le gisement Dumont est différent de celui du Mt Keith par l'abondance d'alliage de ferronickel, l'awaruite, et par l'extension restreinte de l'altération en talc-carbonates, laquelle est limitée au contact basal de l'intrusion, en dehors de l'enveloppe des ressources. Par ailleurs, le gisement Dumont n'a pas subi d'altération météorique intense de type supergène comme c'est le cas à Mt Keith.

9 TRAVAUX D'EXPLORATION

L'exploration de la minéralisation nickélique sur la propriété Dumont a principalement été effectuée par forage au diamant en raison du peu d'affleurements dans les portions ultramafiques du filon-couche Dumont qui encaissent la minéralisation nickélique. Les cibles de forages ont été établies premièrement en fonction des données historiques de forage et des levés aériens électromagnétiques et magnétiques. Les programmes de forages et leurs résultats sont décrits à la section 10.

Aucun échantillon continu en tranchée n'a été prélevé sur le gisement Dumont. Les travaux d'exploration autres que les forages sont décrits ci-dessous.

9.1 Géophysique

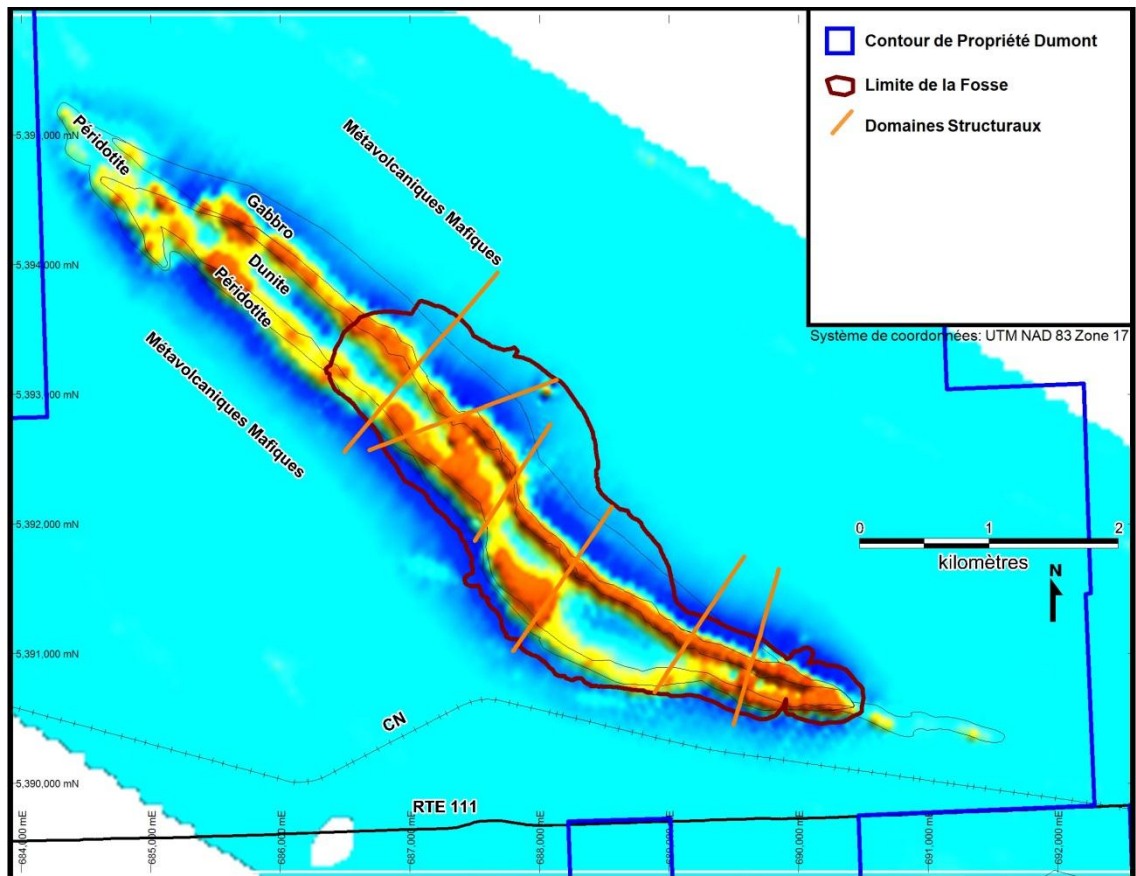
9.1.1 Géophysique aéroportée

En 2007, des levés électromagnétiques à dimension temporelle (VTEM) et magnétique par hélicoptère ont été réalisés par Geotech Ltd au-dessus du filon-couche de Dumont et des environs, avec des lignes de vol espacées de 100 m, en suivi du précédent levé géophysique par hélicoptère, uniquement un levé magnétique, réalisé par Geophysics GPR International Inc. en février 2007. La figure 9.1 présente la représentation quadrillée de la première dérivée verticale de l'intensité totale du champ magnétique.

Le levé magnétique a défini les limites du filon-couche de Dumont en raison du fort contraste de susceptibilité magnétique entre ce dernier et les roches environnantes. Le levé a aussi défini des bandes stratiformes d'intensité magnétique variable correspondant à la variation du contenu en magnétite de ces roches, lequel est lié à la stratification ignée à l'intérieur du filon-couche et aux différents degrés de serpentinitisation à l'intérieur d'un même niveau. La signature magnétique permet aussi l'interprétation de structures majeures qui recoupent le filon-couche.

Le levé VTEM a décelé plusieurs faibles anomalies électromagnétiques le long du contact entre l'éponte inférieure et le filon-couche de Dumont. Plusieurs de ces anomalies ont été vérifiées par forages. Les anomalies vérifiées à ce jour sont causées principalement par la présence de sédiments pyriteux stériles entre les coulées dans les roches volcaniques de l'éponte inférieure.

Figure 9.1 : Première dérivée verticale du champ magnétique, propriété Dumont



Source : RNC.

9.1.2 Géophysique au sol et en sondage

En février 2013, un levé électromagnétique en domaine temporel au sol a été réalisé sur une partie de l'éponte inférieure de l'intrusion de Dumont. Ce levé avait pour but d'évaluer le potentiel pour des sulfures massifs similaires à l'indice recoupé dans le sondage 11-RN-355 (voir section 7.5) dans une orientation subparallèle au contact basal de l'intrusion. Une grille à 100 mètres d'espacement a été établie entre les lignes 5300E et 7000E, et un levé électromagnétique en domaine temporel de type InfiniTEM a été réalisé sur cette grille. L'interprétation des résultats indiquait la présence de grands horizons conducteurs d'intensité faible à modérée coïncidant au contact avec l'éponte inférieure mais n'a pas révélé la présence de conducteurs isolés qui pourraient suggérer la présence d'accumulations importantes de sulfures massifs nickélifères. Ces résultats concordent avec les résultats des levés géophysiques en sondage (électromagnétiques en domaine temporel de type UTEM) réalisés dans plusieurs sondages à proximité du sondage 11-RN-355 de septembre à novembre 2011. Des travaux de suivi seront effectués sous la forme d'un autre levé géophysique avec une configuration en boucle, de façon à évaluer le potentiel pour des accumulations de sulfures massifs contrôlées par des structures recoupantes.

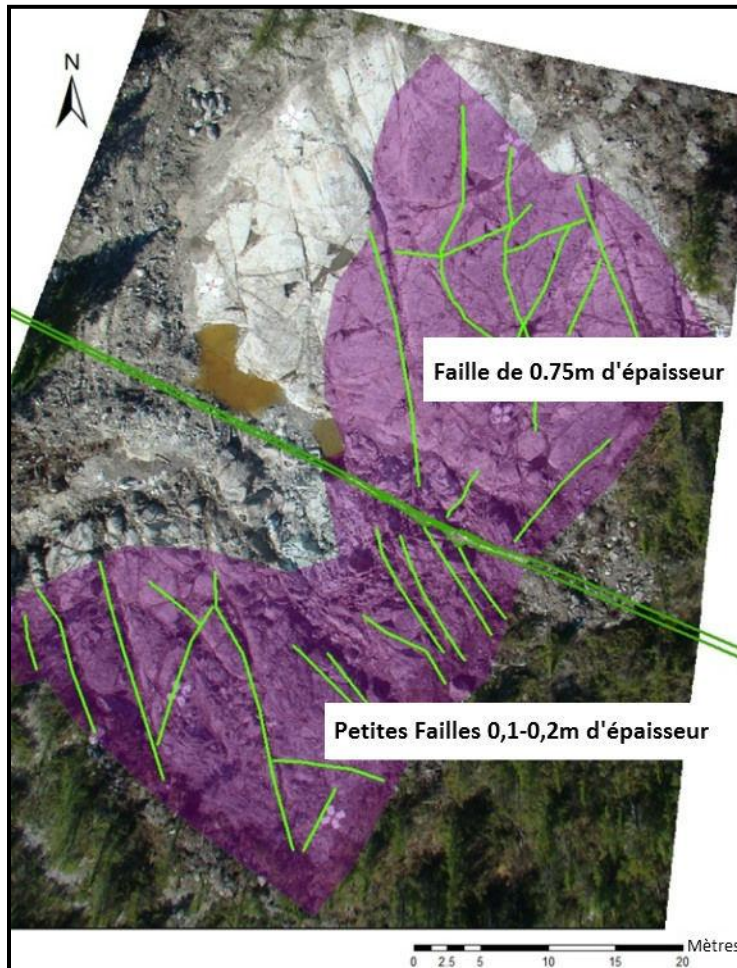
9.2 Cartographie géologique

Les programmes de cartographie en surface réalisés sur la propriété Dumont visaient principalement à établir le canevas géologique structural pour la modélisation du gisement Dumont.

Les divers programmes de cartographie géologique réalisés sur la propriété Dumont ont débuté à l'été de 2008. Puisque le filon-couche de Dumont affleure peu, les programmes de cartographie se sont concentrés sur les affleurements des roches avoisinantes, en dehors du filon-couche de Dumont, afin de mieux comprendre la géologie structurale à l'échelle de la propriété. Le second objectif de ces programmes était de déterminer les zones d'affleurement dans les secteurs où les infrastructures minières seront probablement installées. Les informations recueillies au cours de ces programmes ont été interprétées en lien avec les données des levés magnétiques aériens et les données topographiques par laser radar (LIDAR) et ont permis de mettre à jour les anciennes cartes géologiques et de modéliser de manière plus précise les failles. La localisation des affleurements a aussi été utile pour modéliser les secteurs où le roc affleure et l'épaisseur du mort-terrain.

En 2012, plusieurs affleurements, dont celui de dunite de 57 m × 27 m dégagé aux fins de l'échantillonnage en vrac décrit à la section 9.4, ont fait l'objet d'une campagne de cartographie structurale détaillée dans le cadre de la modélisation structurale du gisement (Fedorowich, 2012). Un exemple de cartographie structurale de l'affleurement où l'échantillon en vrac a été prélevé est illustré à la figure 9.2, et cet emplacement est indiqué à la figure 9.3 comme « Outcrop Bulk Sample Location » .

Figure 9.2 : Vue aérienne de l'affleurement où l'échantillon en vrac a été prélevé montrant l'étendue de dunite exposée et les traces des failles



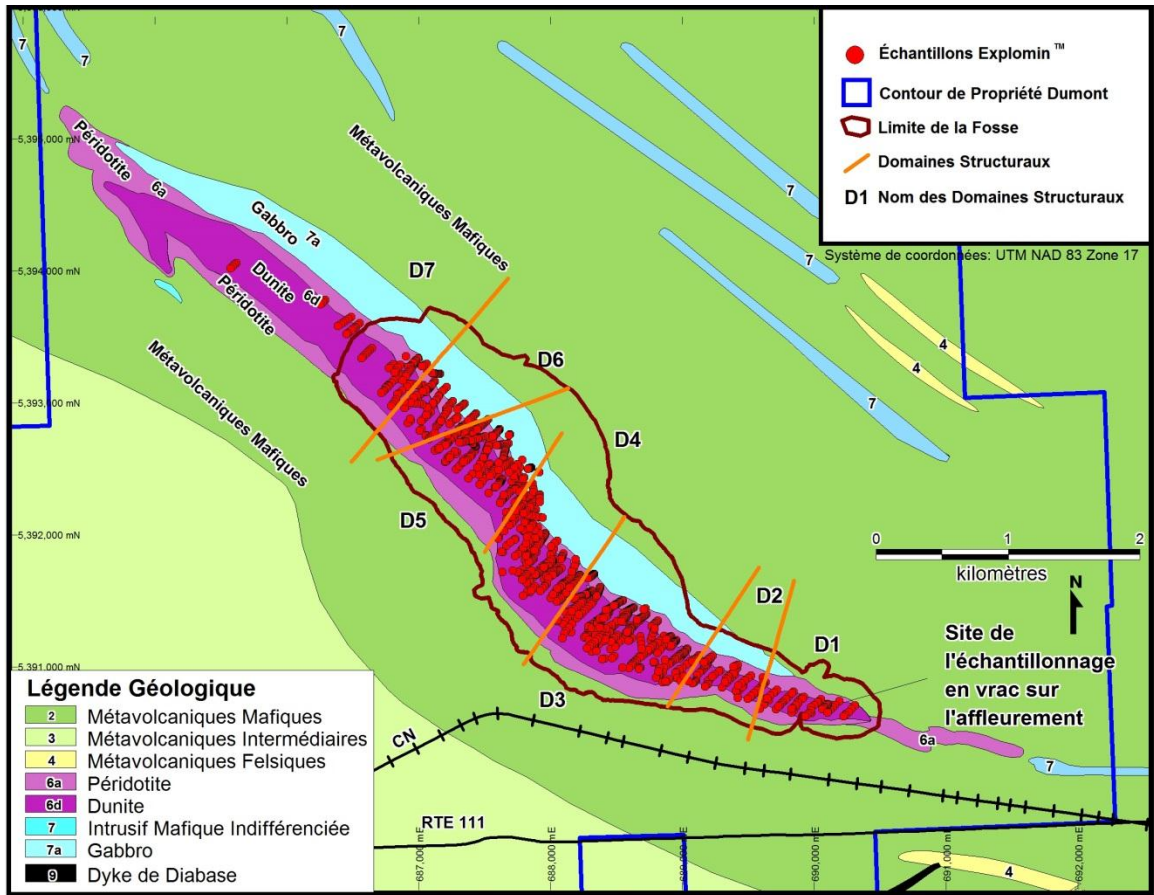
Source : Itasca Consulting. Il est à noter qu'il s'agit d'une image avec ajustement optimisé et non d'une véritable orthophotographie. Il peut donc y avoir des décalages.

9.3 Échantillonnage minéralogique

L'échantillonnage minéralogique des carottes de forage a débuté en 2009. Le programme d'échantillonnage minéralogique a requis les services de SGS Minerals Services et de leur forfait d'analyses EXPLOMIN^{MC} afin d'obtenir une information minéralogique détaillée sur les assemblages minéralogiques, le comportement du nickel, la libération, les altérations et les variations de tous ces facteurs. Les échantillons minéralogiques ont été prélevés dans le but de caractériser les composites des domaines métallurgiques et de cartographier la minéralogie du gisement de Dumont.

La localisation des échantillons minéralogiques a été planifiée afin d'obtenir des données représentatives en termes de distribution spatiale et de composition le long des trous de forage pour les sections paires sur toute la longueur du gisement comme illustré à la figure 9.3, et ce, dans le but d'établir une vision globale des variations minéralogiques dans le gisement. En tout, 1561 échantillons minéralogiques avaient été prélevés en date du 25 novembre 2012, incluant 1420 échantillons situés à l'intérieur de l'enveloppe minéralisée, et ceux-ci ont servi à la modélisation minéralogique du gisement telle que décrite au chapitre 14.

Figure 9.3 : Localisation des échantillons minéralogiques



Source : RNC.

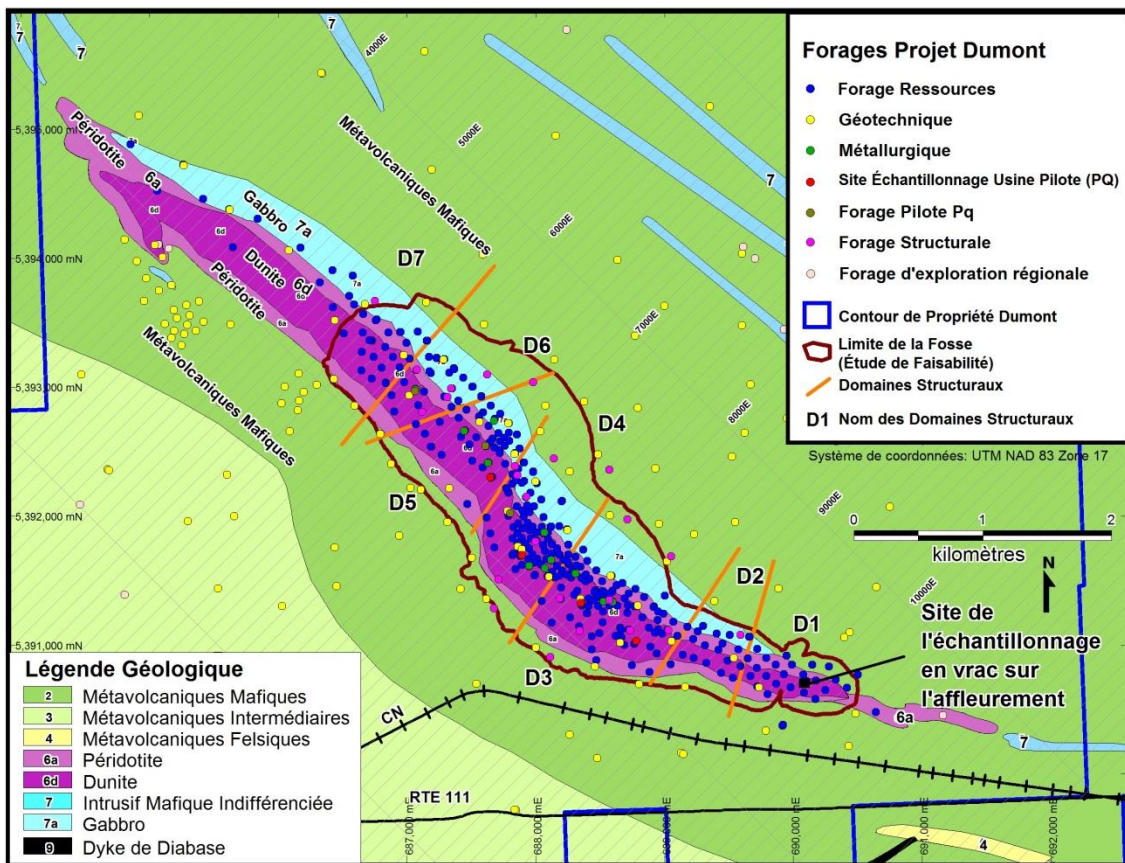
Les échantillons servant à la caractérisation des composites des domaines métallurgiques ont été choisis sur une base continue pour représenter la minéralogie de chaque composite de domaine métallurgique défini pour les essais. Ceci comprend tous les composites des domaines décrits à la section 13 ainsi que tous les composites métallurgiques définis dans les forages (PQ) pour essais en mini-usine pilote.

L'échantillonnage et les procédures d'analyse de chaque type d'échantillon sont identiques et décrits à la section 11.1.2.

9.4 Échantillonnage en vrac en affleurement

Au printemps de 2011, un affleurement de dunite serpentinisée minéralisée situé dans la partie est du gisement, plus précisément sur la ligne 9850E, a été préparé pour un échantillonnage en vrac (figure 9.4). La minéralisation nickélfifère prélevée sur l'affleurement est à prédominance d'heazlewoodite.

Figure 9.4 : Carte de localisation des échantillons en vrac en affleurement



Source : RNC.

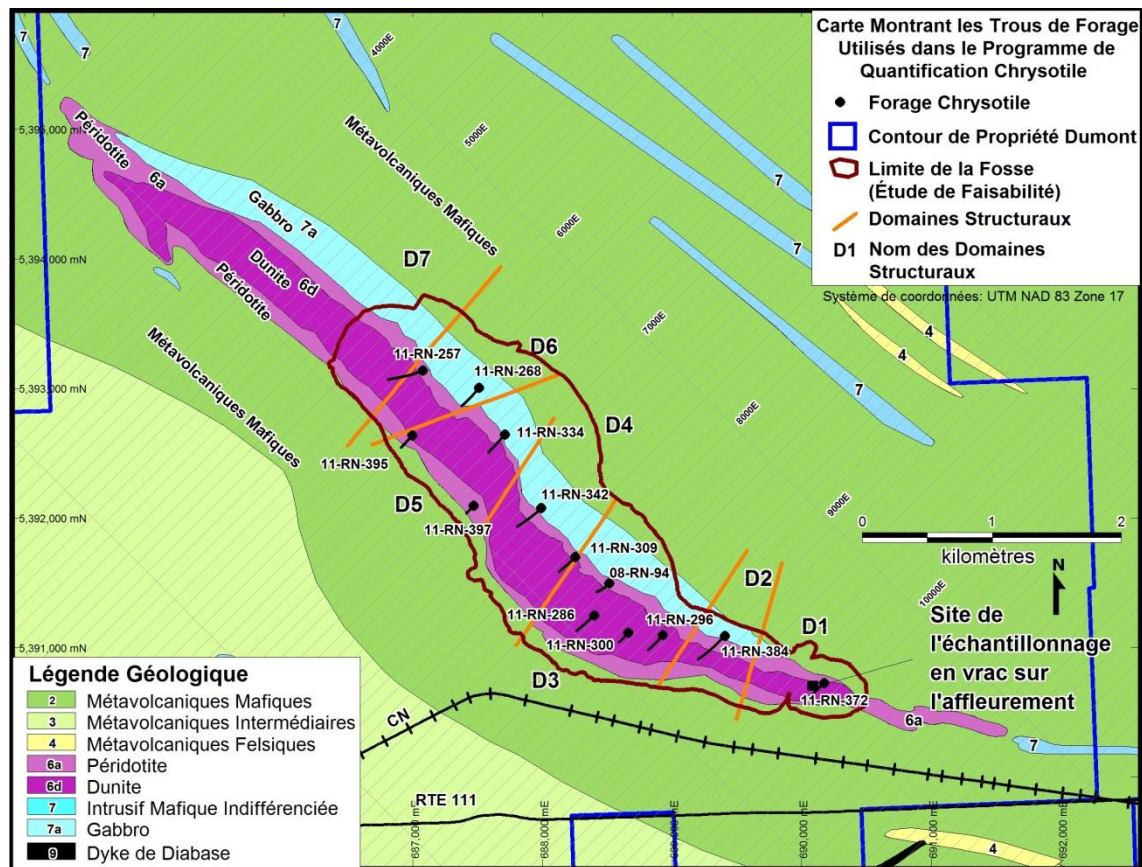
Une section de l'affleurement mesurant approximativement 40 m x 55 m a été nettoyée du mort-terrain glaciaire la recouvrant au moyen d'une excavuse et d'une laveuse à pression. À l'intérieur de cette dernière, un plus petit secteur a été choisi pour échantillonnage. Il a été foré et dynamité jusqu'à une profondeur de 1,5 m.

Environ 100 tonnes de ce matériel a été utilisé pour la caractérisation géochimique de l'environnement in situ décrite à la section 20. Les essais métallurgiques de ce matériel décrits à la section 13 ont requis approximativement 3 tonnes.

9.5 Quantification du chrysotile

Un programme de diagraphie visant à quantifier le contenu total de chrysotile dans la dunite et la péridotite dans le gisement Dumont a été réalisé entre janvier et mars 2013. Ce programme impliquait de réaliser une nouvelle diagraphie pour 13 sondages formant un échantillonnage représentatif (figure 9.5), RNC a élaboré une procédure de diagraphie standardisée pour l'estimation visuelle quantitative du chrysotile dans les carottes de forage. Cette méthode a été validée par des experts indépendants externes (Verschelden et Jourdain, 2013) et procure des résultats reproductibles et quantifiables. La méthode est décrite à la section 11.1.7. Les résultats de ces travaux sont présentés aux tableaux 9-1 et 9-2. Le tableau 9-2 indique que l'intervalle de confiance de 95 % pour la teneur moyenne globale en chrysotile pour la dunite et la péridotite se situe entre 1,6 % et 1,9 %.

Figure 9.5 : Carte montrant la localisation des sondages utilisés dans le cadre du programme de quantification du chrysotile



Source : RNC.

Tableau 9-1 : Résultats de la quantification du chrysotile

Sondage	Péridotite supérieure	Dunite	Péridotite inférieure	Sous-total de roche	Carottes non récupérées	TOTAL
11-RN-372	91,9 m	152,8 m	20,6 m	265,3 m	3,6 m	268,8 m
	1,9 %	0,9 %	0,6 %	1,2 %	8,75 %	1,3 %
11-RN-384	178,0 m	41,5 m	177,8 m	397,3 m	7,7 m	405,0 m
	1,6 %	3,4 %	1,5 %	1,7 %	8,75 %	1,9 %
08-RN-94	100,7 m	351,2 m	0 m	451,8 m	0 m	451,8 m
	1,9 %	1,7 %		1,7 %	0 %	1,7 %
11-RN-286	0 m	221,6 m	0 m	221,6 m	1,8 m	223,4 m
		1,2 %		1,2 %	8,75 %	1,3 %
11-RN-300	0 m	226,6 m	0 m	226,6 m	1,4 m	228,0 m
		1,1 %		1,1 %	8,75 %	1,1 %
11-RN-296	0 m	258,5 m	86,1 m	344,6 m	4,4 m	349,0 m
		1,1 %	1,5 %	1,2 %	8,75 %	1,3 %
11-RN-342	110,2 m	247,1 m	0 m	357,2 m	0 m	357,2 m
	1,8 %	2,5 %		2,3 %	0 %	2,3 %
11-RN-309	125,2 m	362,8 m	0 m	488,0 m	7,0 m	495,0 m
	1,7 %	2,6 %		2,4 %	8,75 %	2,5 %
11-RN-334	104,4 m	204,9 m	0 m	309,2 m	10,8 m	320,0 m
	1,3 %	3,1 %		2,5 %	8,75 %	2,7 %
11-RN-395	0 m	0 m	83,8 m	83,8 m	1,1 m	84,9 m
			0,8 %	0,8 %	8,75 %	0,9 %
11-RN-397	0 m	0 m	46,4 m	46,4 m	1,5 m	47,9 m
			0,5 %	0,5 %	8,75 %	0,7 %
11-RN-268	152,7 m	273,7 m	0 m	426,4 m	8,2 m	434,6 m
	1,8 %	1,7 %		1,7 %	8,75 %	1,9 %
11-RN-257	0 m	380,6 m	65,4 m	446,0	14,8 m	460,8 m
		1,2 %	0,8 %	1,2 %	8,75 %	1,4 %
Longueur totale par lithologie	862,9 m	2721,3 m	480,1 m	4064,3 m	62,2 m	4126,4 m
% moyen par lithologie	1,7 %	1,8 %	1,1 %	1,7	8,75 %	1,8 %

Tableau 9-2 : Pourcentages quantitatifs de chrysotile obtenus dans l'ensemble de données répartis par lithologie

Lithologies	Moyenne pondérée	Écart-type	Nombre de valeurs	95 ^e centile	Seuil de confiance à 95 %	Limites de tolérance à 95 % pour la moyenne	
						Inf.	Sup.
Péridotite supérieure	1,7	1,1	294	3,8	3,5	1,6	1,8
Dunite	1,8	2,0	917	4,9	5,1	1,6	1,9
Péridotite inférieure	1,1	1,5	166	3,3	3,5	0,9	1,4
Ensemble du projet	1,7	1,8	1 377	4,4	4,6	1,6	1,8

10 FORAGE

Suivant l'acquisition de la propriété Dumont, RNC a réalisé un premier programme de forages d'exploration de cinq (5) forages jumelés pour confirmer les résultats historiques des forages de 2007. Les résultats de cette campagne de forage ont confirmé les résultats des forages antérieurs et encouragé RNC à poursuivre les travaux avec une importante campagne de forages pour évaluer l'ensemble du gisement Dumont. Depuis, RNC a réalisé des forages au diamant (carottages) sur la propriété Dumont lors des travaux d'exploration, de la définition des ressources, de l'échantillonnage métallurgique et des études géotechniques du substrat rocheux. RNC a aussi réalisé des forages et des essais de pénétration à pointe conique afin de caractériser géotechniquement le mort-terrain. Le tableau 10-1 présente un résumé des forages réalisés sur la propriété depuis 2007. La figure 10.1 indique la localisation de tous les forages au diamant et des forages soniques réalisés par RNC sur la propriété Dumont classés selon le type de forage. La figure 10.2 indique la localisation de tous les forages au diamant et des forages soniques réalisés par RNC sur la propriété Dumont classés selon leur année. La figure 10.3 indique la localisation de tous les sites de vérification du mort-terrain.

Aucun échantillon continu en tranchées n'a été prélevé sur le gisement Dumont.

RNC a requis les services de Forages M. Rouillier (Rouillier) situé à Amos, au Québec, pour effectuer le carottage au diamant. Rouillier a utilisé des foreuses au diamant construites sur mesure et montées sur des châssis mobiles ou des véhicules à chenilles autopropulsés dotés d'outils de carottage au diamant de diamètre NQ. À l'occasion, des forages de diamètre HQ et PQ ont été effectués. Rouillier est un entrepreneur de forage au diamant indépendant qui ne détient aucun intérêt dans RNC.

Pour mettre en place les sections et faciliter les références de localisation en tenant compte de la direction et du pendage du gisement, un système de quadrillage local a été établi avec une ligne de base plus ou moins parallèle à la direction du filon-couche de Dumont et à l'axe général des zones minéralisées. Les lignes de la grille sont orientées selon un azimut de 045° et le point de départ de la grille (coordonnées 0E, 0N) correspond aux coordonnées 678 160E et 5 392 714N (UTM NAD83 zone 17). Cette grille (voir la figure 10.1) n'a été établie que pour faciliter les références et la mise en plan des sections. Il s'agit d'une grille virtuelle, aucune ligne n'ayant été coupée sur le terrain. L'enregistrement des coordonnées des collets des forages et leurs conversions en coordonnées UTM NAD 83 zone 17 se poursuivent. Les directions des forages sont enregistrées puis converties de nord magnétique à nord astronomique (nord géographique).

Les levés mesurant la déviation des forages ont été effectués au moyen d'un appareil Maxibor qui calcule les coordonnées spatiales le long de la trajectoire du forage au moyen de mesures optiques pour les changements de direction et de mesures gravimétriques pour les changements de pendage. L'emplacement des trous de forage a par la suite été déterminé à l'aide d'un système de positionnement global différentiel (DGPS) et des levés de déviation au moyen d'un gyroscope à recherche automatique du nord ont été effectués par un arpenteur agréé avant d'intégrer les données de forage dans la base de données utilisée pour l'estimation des ressources. La récupération des carottes de forage était excellente et généralement supérieure à 95 %, et ne montrait aucun écart statistique important entre les domaines géologiques ou métallurgiques ni le long de l'étendue latérale du gisement.

Toutes les activités liées à la géologie, à l'ingénierie et à la supervision du programme de forages ont été encadrées par le personnel géologique de RNC, principalement par M. John

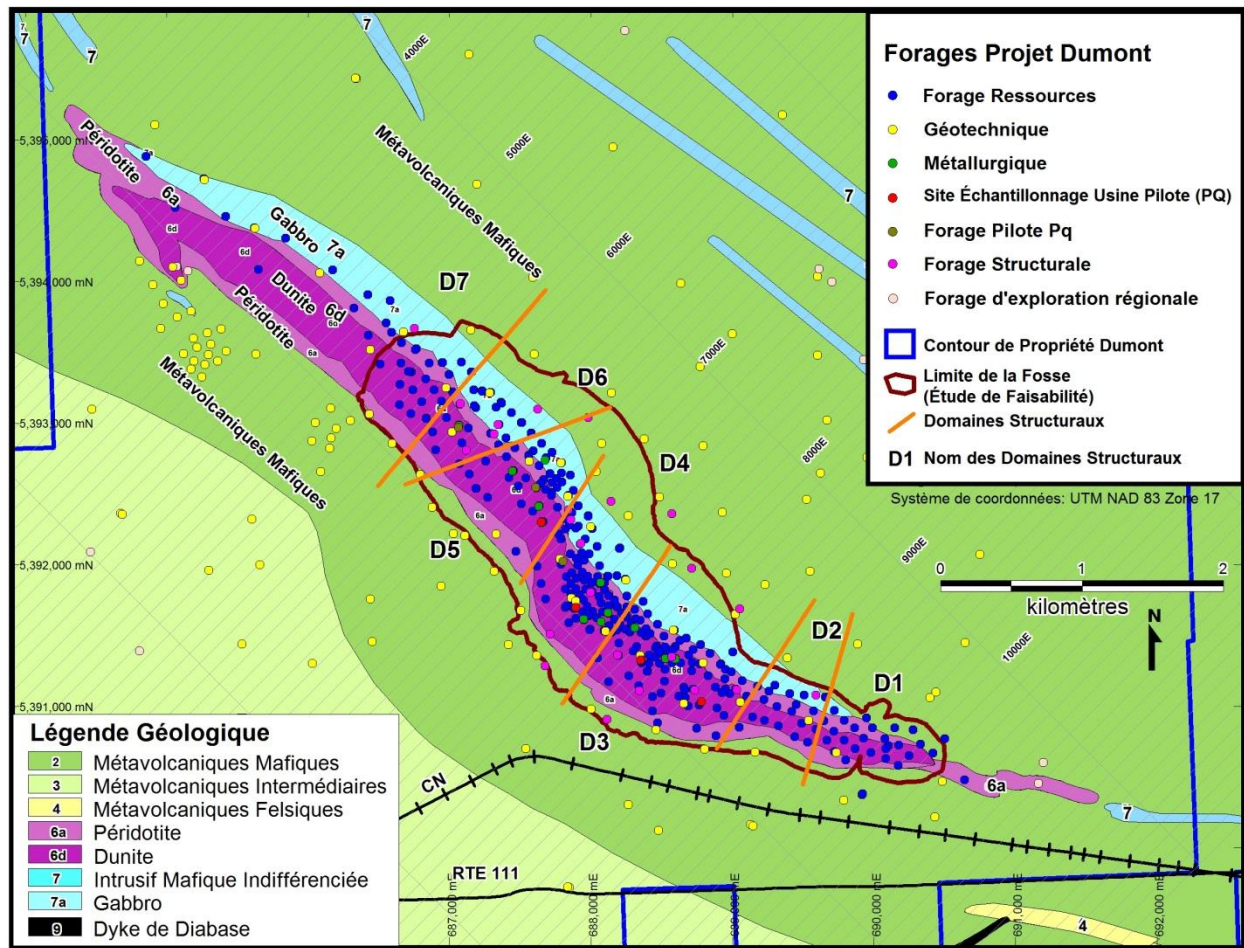
Korczak, P.Ge., M. Lorne Burden, P.Ge., et M. Robert Cloutier, géo., OGQ. Ces derniers étaient sous la supervision de M. Alger St-Jean, P.Ge., vice-président, Exploration de RNC.

Tableau 10-1 : Résumé des forages réalisés sur la propriété Dumont

	2007 à 2010		2011		2012		2013		TOTAL	
	Nombre de forages	Total (mètres)	Nombre de forages	Total (mètres)	Nombre de forages	Total (mètres)	Nombre de forages	Total (mètres)	Nombre de forages	Total (mètres)
Forages jumelés	5	1 681							5	1 681
Définition des ressources en section	216	86 986	157	56 527					373	143 513
Identification des structures	4	1 359							4	1 359
Forage géotechnique (substrat rocheux)	3	1 503	13	6 503	35	5 387			51	13 393
Forages NQ, essai en mini-usine pilote	7	1 757							7	1 757
Total des forages compris dans l'actuelle estimation des ressources									440	161 703
Composites des domaines métallurgiques	10	3 194							10	3 194
Échantillonnage pour les essais de concassage	3	406							3	406
Forages géotechniques (mort-terrain)	5	104	66	1 452	64	1 055			135	2 611
Forages PQ, échantillonnage pour essai en usine-pilote	13	2 774							13	2 774
Exploration régionale							13	3 392	13	3 392
TOTAL	266	99 764	236	64 482	99	6 442	13	3 392	614	174 080

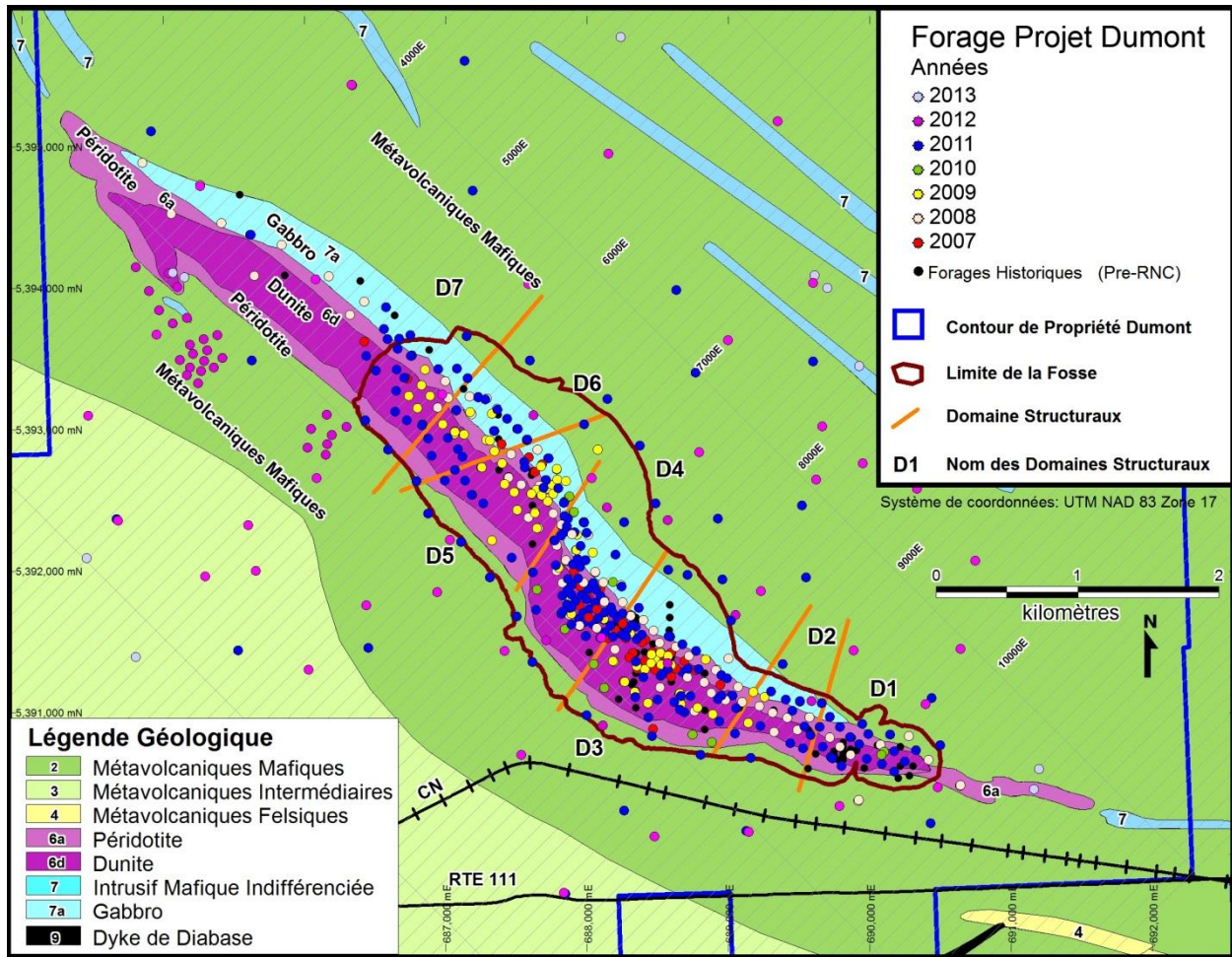
Source : RNC.

Figure 10.1 : Localisation des forages sur la propriété Dumont



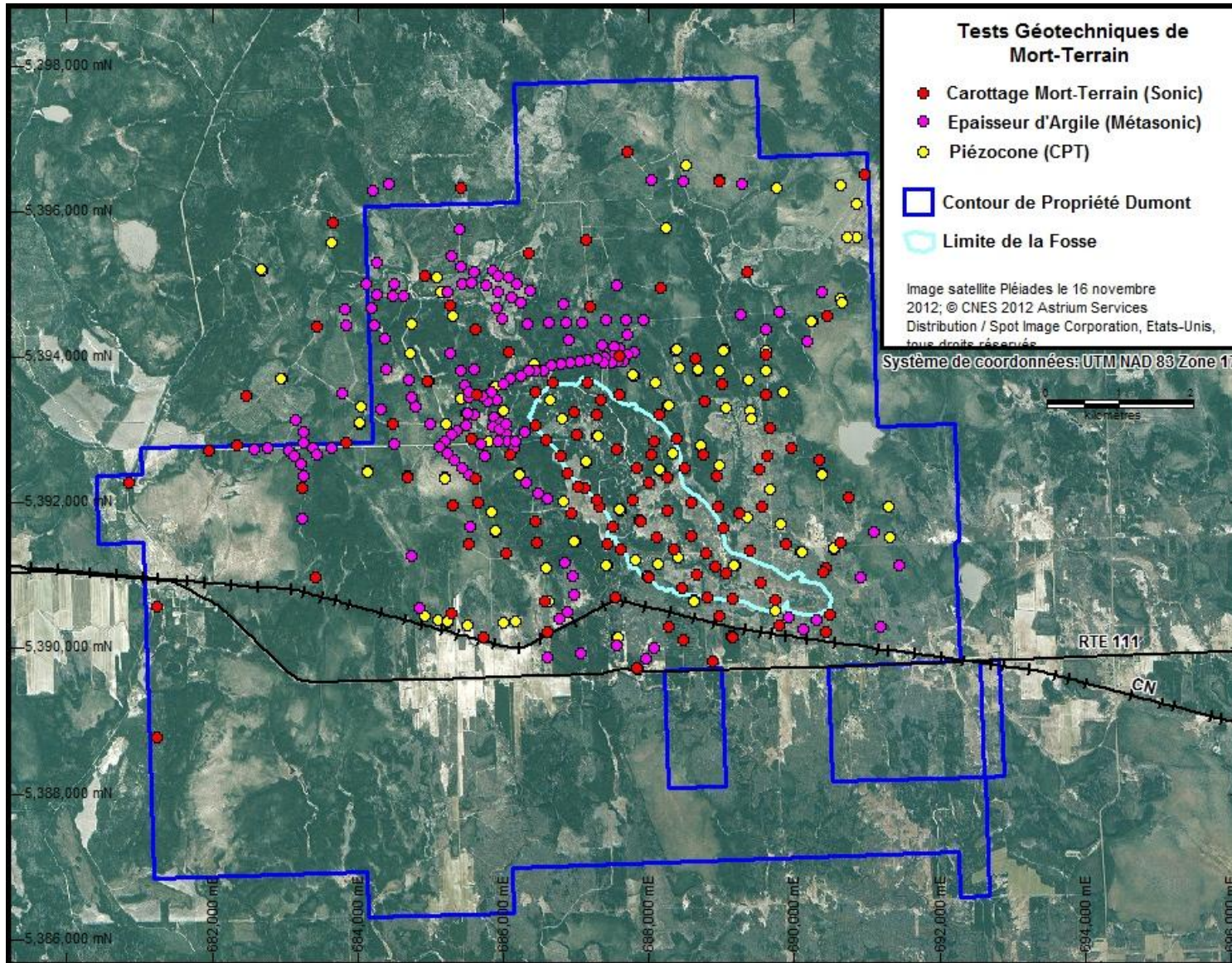
Source : RNC.

Figure 10.2 : Forages sur la propriété Dumont selon les années



Source : RNC.

Figure 10.3 : Sites des forages dans le mort-terrain et essais de pénétration à pointe conique (EPC)



Source : RNC.

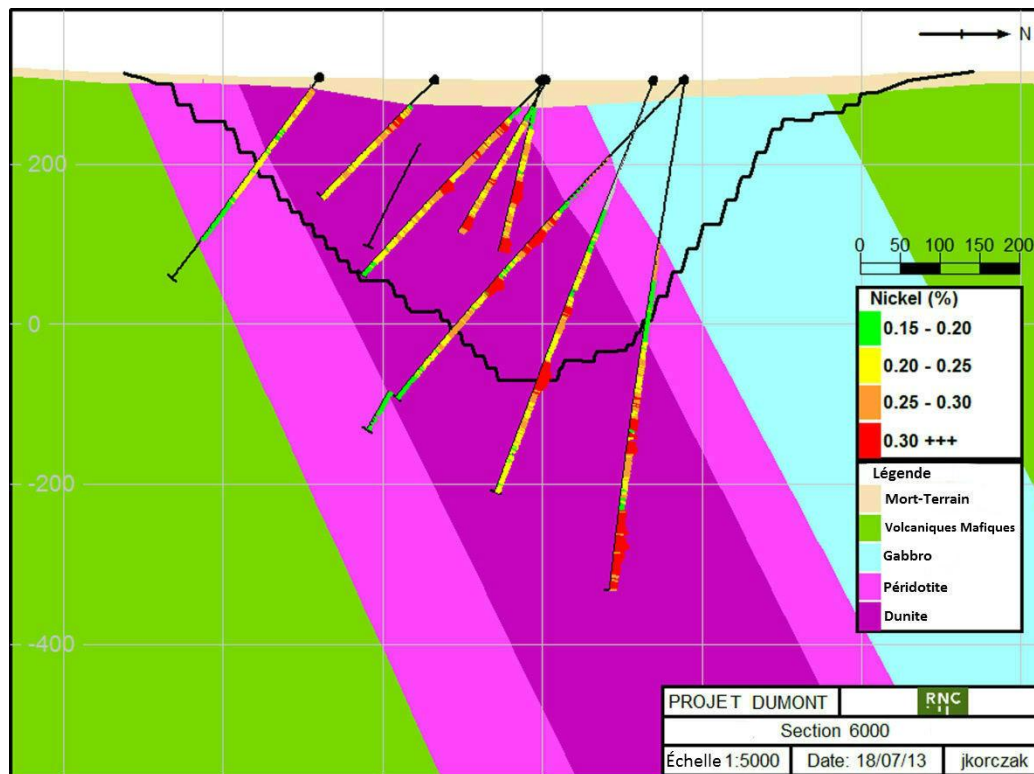
Rapport No : 2280
 Rev : 0
 Date : 25 July 2013

10.1 Forages de définition des ressources et d'exploration

Débuté en 2007, le programme de forages de définition des ressources en section a été conçu de manière à conserver un espacement normatif de 100 m entre les forages à l'intérieur du plan de coupe et parallèlement à la direction entre les sections, à partir de la section 5600E jusqu'à la section 10000E. L'espacement entre les forages a été diminué à 50 m par 50 m pour deux blocs ciblés pour les tests de variabilité centrés sur les sections 8250E et 6850E. En dehors de la zone comprise entre 5600E et 10000E, des forages d'exploration, généralement plus espacés, ont été réalisés le long de l'axe du filon-couche de Dumont. Plusieurs forages d'exploration ont été effectués sur les anomalies conductrices identifiées par le levé géophysique aérien VTEM réalisé en 2007 qui coïncidaient avec le contact basal de l'intrusion.

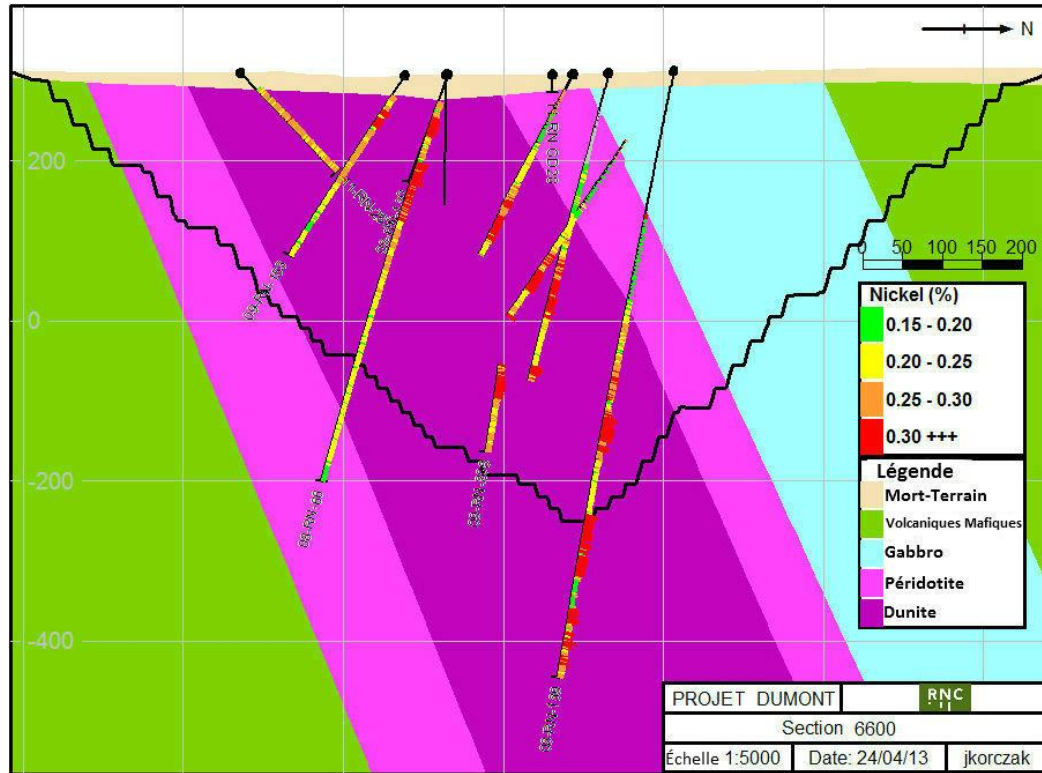
Le programme a été conçu pour définir la minéralisation jusqu'à une profondeur normative de 500 m à partir de la surface (-200 m d'élévation). Par endroits, les forages visaient à recouper la minéralisation à des profondeurs pouvant atteindre 700 m (-400 m d'élévation). La figure 10.1 localise tous les forages réalisés lors des programmes de forages de définition des ressources en section et des forages d'exploration. Des exemples représentatifs de sections de forage à travers le gisement Dumont sont présentés à la figure 10.4 (section 6000E), à la figure 10.5 (section 6600E), à la figure 10.6 (section 7600E) et à la figure 10-7 (section 8350E). Pour localiser les sections, se référer à la figure 10.1. De façon générale, la récupération des carottes de forage dans les trous de forage au diamant sur la propriété Dumont est supérieure à 95 %, et très peu de carottes ont été perdues en raison de mauvaises méthodes ou procédures de forage. La récupération des carottes de forage ne varie pas selon les domaines géologiques ni métallurgiques, ni le long de l'étendue latérale du gisement.

Figure 10.4 : Section de forage 6000 E montrant les limites des parois de la fosse (ÉF)



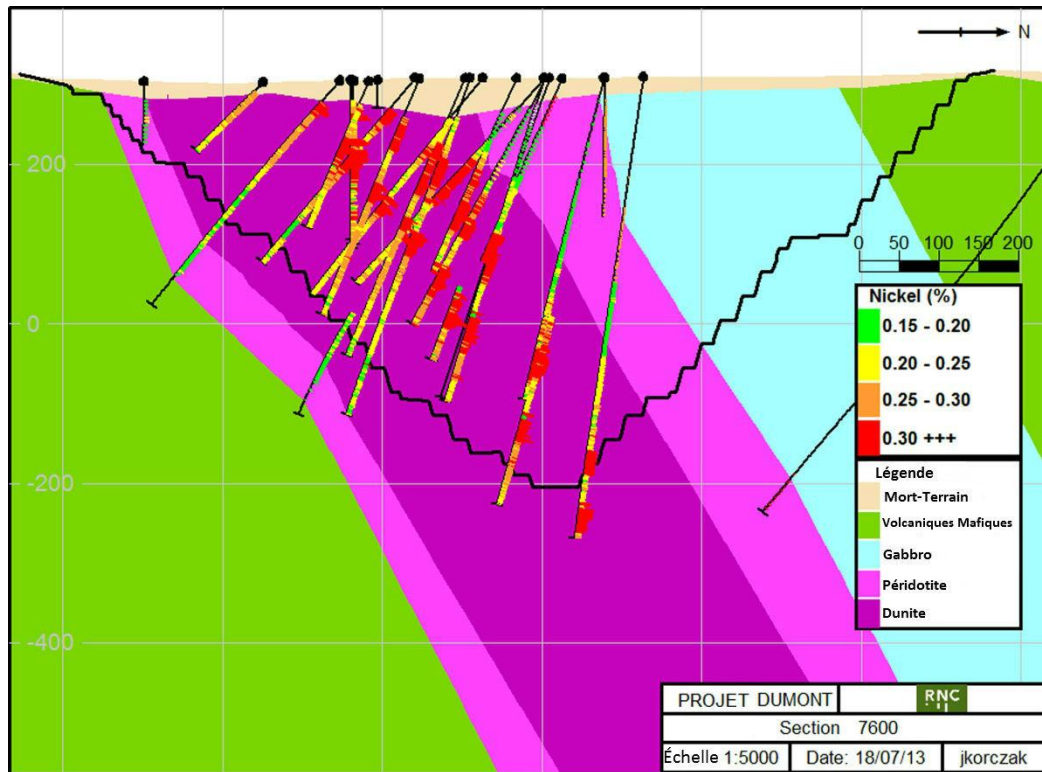
Source : RNC. Il est à noter que l'échelle est en mètres. La section couvre une épaisseur de 100 m.

Figure 10.5 : Section de forage 6600 E montrant les limites des parois de la fosse (ÉF)



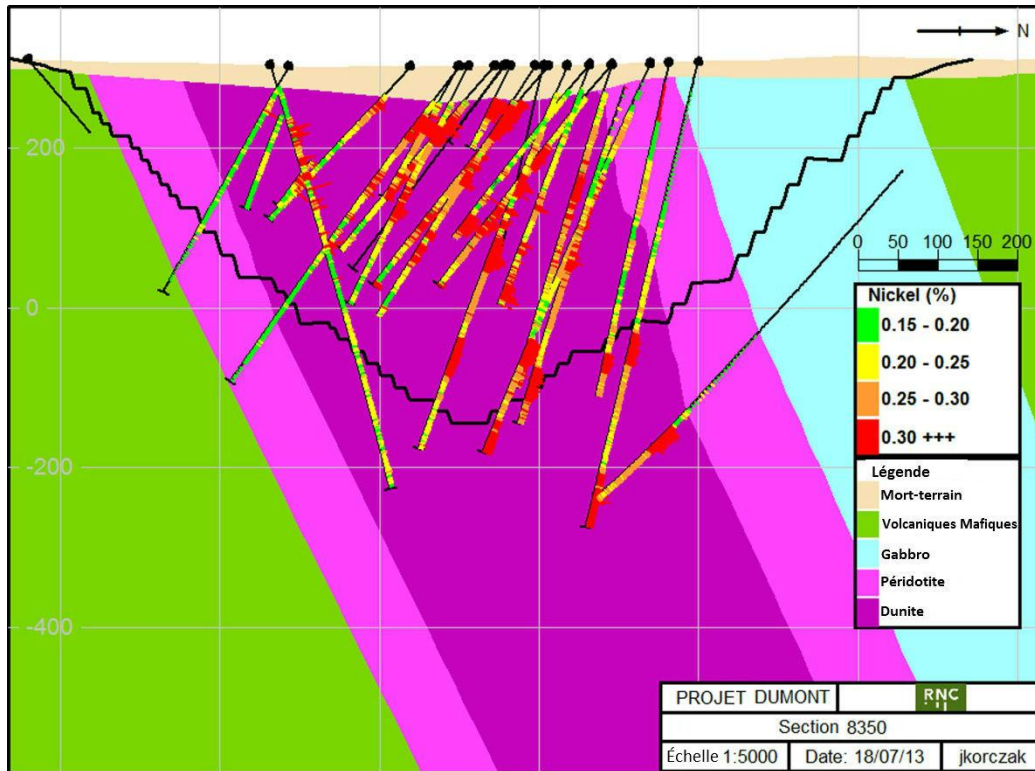
Source : RNC. Il est à noter que l'échelle est en mètres. La section couvre une épaisseur de 100 m.

Figure 10.6 : Section de forage 7600 E montrant les limites des parois de la fosse (ÉF)



Source : RNC. Il est à noter que l'échelle est en mètres. La section couvre une épaisseur de 100 m.

Figure 10.7 : Section de forage 8350 E montrant les limites des parois de la fosse (ÉF)



Source : RNC. Il est à noter que l'échelle est en mètres. La section couvre une épaisseur de 100 m.

10.2 Forages structuraux

Afin de délimiter les structures géologiques majeures (failles) se trouvant au cœur du gisement, quatre (4) forages orientés totalisant 1359 m ont été réalisés en 2009. Ces forages étaient parallèles à la direction du gisement et à forts angles par rapport aux structures majeures qui recoupent le gisement. Les données des forages d'identification des structures ont été combinées à l'ensemble des données de forages et aux données géologiques en surface par John Fedorowich, Ph.D., géologue chez Itasca Consulting, afin de produire un modèle structural du gisement de premier niveau (Fedorowich, 2010) qui a été utilisé pour définir les domaines structuraux et pour aider à limiter le bloc modèle des ressources (voir section 9.2). Depuis 2009, plusieurs forages de définition des ressources et d'exploration à l'intérieur de zones structurellement complexes ont aussi été réalisés afin d'améliorer le modèle structural.

Le modèle structural a été révisé et mis à jour par SRK en 2011 (SRK Consulting Canada Inc., 2011) en utilisant les données des forages orientés obtenues lors de la campagne de forages géotechniques réalisés en 2011 (voir section 10.3). Itasca Consulting a effectué une deuxième mise à jour du modèle structural en intégrant les données recueillies lors de la campagne de forage géotechnique en 2012, les données de cartographie détaillée en surface et les résultats des levés géophysiques régionaux (Fedorowich, 2012).

10.3 Forages géotechniques du substrat rocheux

Afin de caractériser le substrat rocheux et d'évaluer, à titre indicatif, les angles de pente des parois de la fosse, la collecte de données en vue d'une étude préliminaire géotechnique a été réalisée en 2009. Les travaux en lien avec cette étude incluent les mesures et les analyses de

trois forages orientés près de la section 6800E, soit 1503 m de carottes de dimension NQ (GENIVAR, 2010b) et une étude hydrogéologique restreinte entre les sections 6500E et 7500E (GENIVAR, 2009b). Ces données ont permis de définir les angles de pente des parois de la fosse utilisés dans le rapport d'évaluation préliminaire (Lewis *et al.*, 2010).

Lorsque l'étude de préfaisabilité a débuté, une étude géotechnique a été conçue par SRK et mise en place par le personnel de RNC sous la supervision de SRK en 2011. Le programme comprenait 10 forages orientés de dimension HQ totalisant 5050 m. Les données de ce programme de forages ont été utilisées par SRK pour réaliser un rapport d'évaluation géotechnique au niveau de préfaisabilité relatif à la conception des pentes décrit à la section 16.2.1. Les paramètres évalués incluent la qualité de la roche (RQD), la fréquence des fractures par mètre (FF/m), des estimations empiriques de la résistance de la roche intacte (IRS), la résistance en laboratoire (compressions uniaxiale et triaxiale) et sur le terrain (charge ponctuelle) et le « RMR 89 », l'indice de classification géomécanique de Bieniawski (1989). Les données des essais hydrauliques (49 tests de compactage) ont aussi été recueillies lors des forages et utilisées pour cartographier la distribution de la conductivité hydraulique dans le substrat rocheux sur le site et pour définir les domaines hydrogéologiques du substrat rocheux.

Un autre programme d'investigation géotechnique conçu par SRK a été mis en œuvre par le personnel de RNC sous la supervision de SRK de décembre 2011 à mai 2012. Le programme comprenait 11 forages orientés de calibre NQ totalisant 6163 m. Les données de ce programme de forage ont été utilisées par SRK pour réaliser une évaluation géotechnique plus poussée, de niveau faisabilité, relativement à la conception des pentes.

10.4 Forages géotechniques du mort-terrain

Les forages géotechniques du mort-terrain ont été réalisés en trois phases. Un programme limité pour caractériser le mort-terrain a été réalisé dans le cadre de l'évaluation préliminaire en 2010. Il a été suivi par un programme plus exhaustif de carottage du mort-terrain au moyen de forages soniques et d'essais de pénétration à pointe conique en lien avec l'étude de préfaisabilité de 2011. Un autre programme encore plus détaillé intégrant des forages soniques, des essais de pénétration à pointe conique et des sondages métasoniques a été réalisé en 2012 pour soutenir les efforts de conception dans le cadre de l'étude de faisabilité. La localisation des forages du mort-terrain est présentée à la figure 10.3.

10.4.1 Caractérisation préliminaire du mort-terrain

Le programme de forages géotechniques (mort-terrain) préliminaire réalisé en 2010 comprenait 5 forages totalisant 104 m (GENIVAR, 2010c). Ce premier programme a été conçu pour caractériser le matériel constituant le mort-terrain se trouvant au-dessus des ressources indiquées afin de faciliter les travaux d'ingénierie du rapport d'évaluation préliminaire. Le programme a aussi permis l'installation de trois piézomètres pour les mesures des eaux souterraines.

10.4.2 Programme de forages soniques

Durant l'hiver 2011, des forages ont été réalisés sur 66 sites au moyen d'une foreuse sonique qui utilise l'énergie des vibrations de hautes fréquences pour faire avancer le tube carottier et le train de tiges dans le sol. La planification des forages et leurs localisations ont été grandement influencées par l'accessibilité au site, notamment en ce qui a trait aux secteurs en dehors de la fosse proposée. La récupération des carottes est élevée. De nombreux essais ont été effectués sur le site pour évaluer les propriétés géotechniques. Le niveau d'eau souterraine a été mesuré dès qu'un forage était terminé, et ce, pour chaque forage. Un certain nombre de puits de surveillance et de puits de pompage ont été installés en prévision de futurs essais de

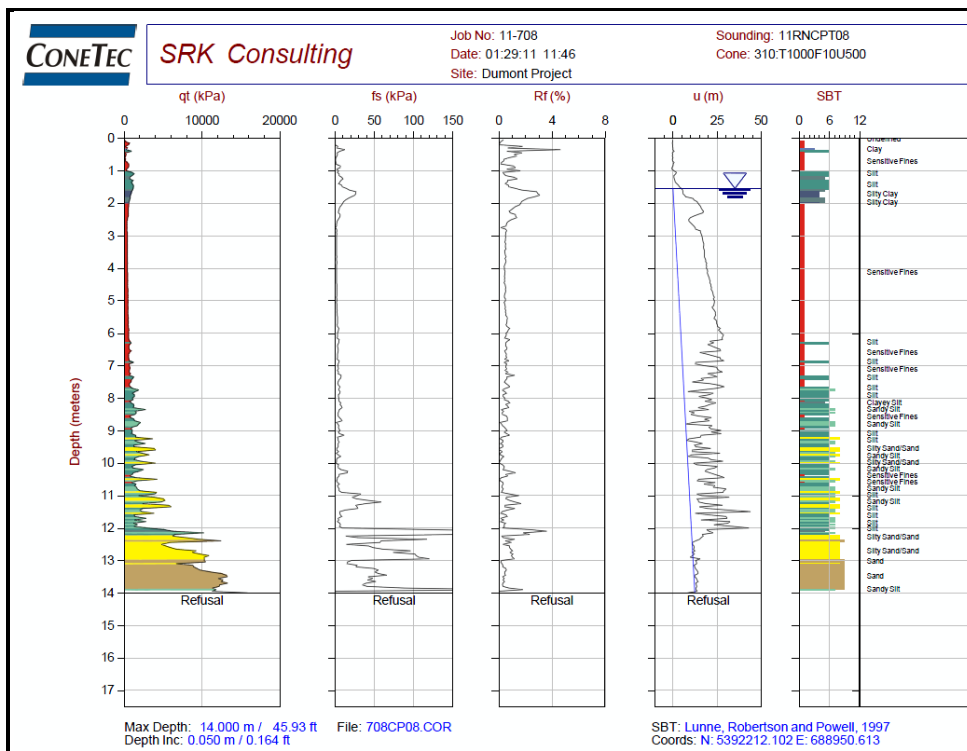
perméabilité sur le terrain. Par la suite, une série d'autres essais en laboratoire a été réalisée sur des échantillons sélectionnés parmi ceux obtenus lors des forages. Un journal de forage a été établi pour chaque trou de forage et les résultats des essais en laboratoire ont été ajoutés aux journaux de forage correspondants.

À l'hiver 2012, de nouveaux forages ont été réalisés sur 63 sites au moyen d'une foreuse sonique. Les données de ce programme de forage ont été intégrées dans la base de données géotechniques et ont été utilisées par SRK pour réaliser l'évaluation géotechnique et la conception des infrastructures dans le cadre de l'étude de faisabilité.

10.4.3 Essais de pénétration à pointe conique

Durant l'hiver 2011, des essais de pénétration à pointe conique (EPC) ont été réalisés sur 62 sites de sondage au moyen d'un véhicule monté sur chenilles spécialement conçu pour les programmes d'EPC. Le piézocône électronique a mesuré différents paramètres, comme la résistance en pointe, la friction sur le manchon et la pression interstitielle, tous les cinq centimètres à mesure que le cône s'enfonçait dans le sol. La dissipation de la pression interstitielle et des essais sismiques ont été effectués à des endroits choisis pour obtenir des informations supplémentaires sur les caractéristiques du sol. Pour chaque trou, l'EPC se terminait lorsque la sonde refusait de s'enfoncer davantage, ce qui se produit fréquemment dans les sols très denses ou lorsque le substrat rocheux est atteint. Les résultats de l'EPC de chaque trou de sonde sont présentés comme une série de graphiques indiquant la résistance en pointe, la friction sur le manchon et la pression interstitielle ainsi que le profil du sol interprété tel que présenté à la figure 10.8.

Figure 10.8 : Exemple de résultats d'EPC pour le sondage 11RNCPT08



Source : RNC.

À la suite de ce programme initial, à l'hiver 2012 des EPC ont été effectués sur 80 sites de sondage supplémentaires. Les données découlant de ce programme ont été intégrées dans la

base de données géotechniques et ont été utilisées par SRK pour réaliser l'évaluation géotechnique et la conception des infrastructures dans le cadre de l'étude de faisabilité.

10.4.4 Sondages métasoniques

De juin à novembre 2012, un programme de sondage métasonique a été effectué pour évaluer l'épaisseur des dépôts superficiels de silt et d'argile glaciaire qui recouvrent le socle aux emplacements proposés pour les infrastructures de la mine et de l'usine (installations de gestion des résidus, stocks de minerai à basse teneur, empilements de stériles et de mort-terrain, réservoirs d'eau). La sonde métasonique est un outil qui fait vibrer des tiges de calibre NQ ou BQ à travers les sédiments meubles non consolidés. L'instrument est capable de pénétrer dans les couches d'argile et de silt, mais refuse d'aller plus loin lorsqu'il atteint l'horizon de sable et/ou de gravier à la base de la séquence d'argile et de silt. À la majorité des sites sondés, un échantillon de 1,5 m a été prélevé là où l'instrument pénétrait pour la première fois dans l'argile glaciaire et un autre échantillon à la fin du sondage (refus). En tout, 153 sites ont fait l'objet d'un sondage métasonique dans le cadre du programme, comme illustré à la figure 10.3.

10.5 Forages pour essais métallurgiques

10.5.1 Généralités

Des forages ont été réalisés en 2010 pour prélever des échantillons en vue des essais métallurgiques et des essais de concassage en une usine pilote. Treize (13) forages totalisant 2774 m ont été réalisés pour obtenir des échantillons composites des domaines métallurgiques et trois (3) forages totalisant 406 m ont été effectués pour les essais de concassage. D'autres échantillons métallurgiques ont été prélevés des forages réalisés lors du programme de définition des ressources en section.

10.5.2 Forages d'échantillonnage pour essais en mini-usine pilote

L'objectif des forages d'échantillonnage pour essais en mini-usine pilote est d'obtenir un échantillon de grande dimension représentatif des variations minéralogiques en vue des essais à la mini-usine pilote de RNC située à Thetford Mines, au Québec. En 2010, une série de sept (7) forages pilotes totalisant 1757 m ont été réalisés pour caractériser la minéralisation près de la surface, afin de sélectionner les domaines représentatifs de la minéralisation pour un éventuel échantillonnage au moyen de forages de grande dimension pour les essais en usine pilote. Selon les résultats obtenus lors des forages pilotes, quatre sites ont été retenus pour du carottage au diamant de grande dimension (PQ) et treize forages totalisant 2785 m ont été réalisés. Plusieurs forages étaient planifiés sur chaque site afin d'obtenir suffisamment de matériel échantillonné pour chaque domaine métallurgique. La localisation des forages pilotes et des sites choisis pour les forages PQ est indiquée à la figure 10.1.

Les forages d'échantillonnage pour essais en mini-usine pilote ont été échantillonnés en respectant les composites des différents domaines définis dans les forages pilotes. Les procédures d'échantillonnage sont décrites à la section 11.1.3. Les échantillons ont été entreposés sur le site, à Amos, en attente de leur envoi pour essais à la mini-usine pilote de RNC. La figure 10.9 montre l'emplacement des collets du forage 10-RN-218, un des forages d'échantillonnage pour les essais en mini-usine pilote.

10.6 Forages d'exploration régionale

Un programme de forage au diamant a été réalisé dans le but de vérifier des cibles d'exploration situées sur la propriété Dumont mais à l'extérieur du secteur des ressources. En tout, 3 392 m ont été forés en 13 sondages de mars à avril 2013, permettant de vérifier une

série de cibles géophysiques. L'emplacement de ces sondages est montré à la figure 10.1. Aucun résultat significatif n'a été obtenu dans le cadre de ce programme de forage régional.

Figure 10.9 : Site de forage indiquant l'emplacement des collets du forage PQ 10-RN-218 (pour essais en mini-usine pilote)



Source : RNC.

11 PRÉPARATION, ANALYSE ET SÉCURITÉ DES ÉCHANTILLONS

Les méthodes et les approches d'échantillonnage historiques sur la propriété Dumont ont été décrites au chapitre 6 du présent rapport. Avant le premier programme de forage réalisé en 2007, RNC n'a pas effectué de préparation ni d'analyse d'échantillons puisqu'aucun échantillon n'a été prélevé sur la propriété au cours de la période précédant le programme de forage. Depuis le début des travaux d'exploration sur le terrain en mars 2007, RNC a mis en œuvre des procédures rigoureuses de préparation et de sécurité des échantillons ainsi qu'un programme d'assurance de la qualité/contrôle de la qualité (AQ/CQ) conforme aux meilleures pratiques de l'industrie.

SRK a révisé les procédures de préparation, d'analyse et de sécurité des échantillons et a discuté du programme d'AQ/CQ avec le personnel de RNC lors d'une visite du site en 2011. SRK a également effectué des analyses de vérification indépendantes des données analytiques telles que décrites au chapitre 12, et a aussi révisé les résultats du programme d'AQ/CQ pour les rapports techniques 2008, 2009, 2010, 2011, et 2012.

SRK est d'avis que la préparation des échantillons, leur sécurité et les procédures analytiques utilisées par RNC sont conformes aux meilleures pratiques généralement acceptées dans l'industrie et sont donc adéquates.

11.1 Préparation et analyse des échantillons

Aucun changement n'a été apporté aux méthodes d'analyse géochimique des carottes de forage, de cartographie minéralogique, d'échantillonnage pour la mini-usine pilote, d'analyse à la microsonde électronique, des tests de comminution et de caractérisation géochimique des roches et des résidus miniers du projet Dumont décrites ci-dessous depuis le dernier rapport technique intitulé « Rapport technique sur le projet Dumont, cantons de Launay et de Trécesson, Québec, Canada » publié en juin 2012. Une nouvelle campagne d'échantillonnage aux fins de la quantification du chrysotile a depuis été entreprise et est décrite ci-dessous.

11.1.1 Échantillonnage pour analyse géochimique des carottes de forage

11.1.1.1 Prélèvement et transport des échantillons

Les procédures de contrôle de l'échantillonnage des carottes de forage débutent dès qu'une passe a été complétée et que les tiges sont retirées du trou de forage. Le carottage est retiré du tube carottier et placé dans des boîtes de carottes. La capacité de chaque boîte varie en fonction du diamètre du carottage (1,5 m dans le cas de carottes de calibre PQ, 3,0 m pour les carottes de calibre HQ, et 4,5 m pour les carottes de calibre NQ). Ces procédures sont conformes aux normes de l'industrie.

De petites étiquettes en bois indiquent la distance forée en mètres à la fin de chaque passe. Sur chaque boîte de carottes remplie, le numéro du sondage et le numéro séquentiel de la boîte sont indiqués par l'assistant foreur et vérifiés par le géologue. Lorsque la boîte de carottes est remplie au site de forage, on pose un couvercle sur la boîte pour protéger les carottes et la boîte est acheminée à la carothèque d'Amos à la fin de chaque quart de travail pour la suite du traitement. De façon générale, le taux de récupération du carottage dans les trous de forage au diamant sur la propriété Dumont est supérieur à 95 % et on note très peu de pertes de carottes en raison de mauvaises méthodes ou procédures de forage. Il n'y a aucun écart statistique au niveau de la récupération des carottes le long de l'étendue latérale du gisement ni entre les domaines géologiques ou métallurgiques.

11.1.1.2 Diagraphie et échantillonnage des carottes

Lorsque les boîtes de carottes arrivent à la carothèque d'Amos, les boîtes sont étendues dans l'ordre, les couvercles sont retirés et le début de la première boîte est marqué en rouge pour indiquer le point de départ du sondage. Le carottage est ensuite étendu sur la table d'examen et nettoyé pour éliminer toute trace de graisse ou de saleté qui pourrait avoir pénétré dans la boîte. Le carottage est entreposé de façon séquentielle, un sondage après l'autre, dans des supports pour la diagraphie. La diagraphie comporte deux volets principaux : la diagraphie géotechnique et la description géologique.

L'échantillonnage des carottes de forage est effectué par une équipe composée de plusieurs géologues stagiaires et techniciens géologues employés par RNC, sous la supervision étroite du géologue de RNC responsable du programme sur le site. Les géologues à l'emploi de RNC sont responsables d'assurer l'intégrité des échantillons, du moment où ils sont prélevés jusqu'au moment où ils sont expédiés aux installations de préparation à Rouyn-Noranda ou Timmins.

La diagraphie géotechnique est d'abord effectuée, en examinant les morceaux de carottage pour déterminer le meilleur ajustement et le taux de récupération, l'indice de qualité de la roche (RQD : *Rock Quality Designation*), l'indice de résistance de la roche (IRS : *Index of Rock Strength*), et la susceptibilité magnétique. Le nombre de fractures ouvertes (naturelles) dans le carottage est compilé et les surfaces de fracturation sont évaluées pour déterminer la condition des surfaces des joints.

La description géologique qui suit consiste à noter la lithologie, l'altération, la texture, la couleur, la minéralisation, la structure, et les intervalles d'échantillonnage. Toutes les données géotechniques et géologiques et les données d'échantillonnage sont entrées directement dans une base de données numériques à l'aide du logiciel DHLogger de CAE Mining (anciennement Century Systems).

Lors du processus de description des carottes, les géologues définissent les limites des échantillons et indiquent l'axe selon lequel la carotte doit être coupée, en portant une attention particulière aux zones minéralisées afin d'assurer que les demi-carottes soient représentatives. Tout le carottage décrit comme une dunite lors de la description géologique est marqué à intervalles de 1,5 m pour échantillonnage. Toute section minéralisée à l'extérieur de la dunite est également marquée pour échantillonnage. À l'extérieur de la dunite, au moins un échantillon de contrôle de 1,5 m est prélevé pour chaque 10 m de carottage. La figure 11.1 montre une photographie de la carothèque d'Amos.

Les échantillons sont identifiés en insérant trois étiquettes d'échantillons identiques préfabriquées, numérotées séquentiellement et résistantes à l'eau à la fin de chaque intervalle d'échantillonnage.

Lorsque le carottage a été décrit, photographié et les échantillons marqués, les boîtes de carottes sont transférées à la salle de coupe pour échantillonnage. Les sections marquées pour échantillonnage sont sciées en deux à l'aide d'une scie au diamant. Lorsque le carottage a été scié en deux, une moitié est placée dans un sac d'échantillon en plastique et l'autre moitié est replacée dans la boîte de carottes. Les techniciens affectés au sciage des carottes vérifient que l'intervalle marqué sur l'étiquette d'échantillon correspond bien aux indications sur la carotte et que l'étiquette d'échantillon correspond au numéro d'échantillon indiqué sur le sac. La moitié de carotte coupée replacée dans la boîte de carotte est ensuite marquée à nouveau par le technicien avec un crayon gras pour y indiquer la fin de l'intervalle échantillonné. Les boîtes qui renferment les demi-carottes sont empilées et entreposées sur le site dans une installation sécurisée d'entreposage des carottes.

Des duplicatas, des échantillons à blanc et des étalons sont insérés dans le flux d'échantillons à intervalles réguliers selon un schéma de numérotation séquentielle mis sur pied par RNC.

Figure 11.1 : Carothèque à Amos



Source : RNC.

Après avoir placé l'échantillon dans un sac de plastique, le sac est refermé à l'aide d'une attache autobloquante et les sacs d'échantillons sont placés dans de gros sacs en Fabrene. De façon générale, sept sacs d'échantillons sont placés dans chaque sac en Fabrene puis ce sac est attaché à l'aide d'une attache autobloquante. Les sacs d'échantillons en Fabrene sont entreposés à l'abri à la carothèque d'Amos jusqu'à ce qu'ils soient expédiés au laboratoire par messagerie. Les échantillons sont généralement expédiés par lots de 100 à 150 échantillons.

L'accès aux installations de description, de coupe et d'entreposage des carottes de forage et au bureau en dehors des heures ouvrables est contrôlé par un système d'alarme zoné avec des restrictions d'accès selon les fonctions de chaque employé.

11.1.1.3 Préparation et analyse des échantillons

Depuis le 1^{er} juin 2008, les échantillons de RNC sont préparés aux installations de préparation d'ALS Minerals (anciennement ALS-Chemex) à Timmins en Ontario, et analysés aux laboratoires d'ALS Minerals à Vancouver en Colombie-Britannique. Les installations de préparation et le laboratoire d'analyse sont tous deux certifiés ISO 9001 :2000. Laboratoire Expert, situé à Rouyn-Noranda au Québec, n'a pas la certification ISO, toutefois le laboratoire participe aux essais d'aptitude de comparaison interlaboratoires de CANMET deux fois par année. Avant le 1^{er} juin 2008, tous les échantillons étaient analysés chez Laboratoire Expert, et toutes les pulpes étaient analysées une deuxième fois chez ALS Minerals. Cinq pour cent (5 %) de chaque lot d'échantillons retourné par ALS Minerals est choisi au hasard pour faire l'objet d'une analyse de vérification. Jusqu'en juin 2011, les analyses de vérification étaient effectuées par Laboratoire Expert, mais par la suite RNC a changé de laboratoire de contrôle et a fait appel à AGAT Laboratories de Mississauga. AGAT est un laboratoire certifié ISO 9001 :2000 et est accrédité par le Conseil canadien des normes (CCN).

Lorsque les échantillons parviennent au laboratoire de préparation d'ALS Minerals à Timmins, chaque échantillon est séché au besoin, broyé et séparé en « rejets » et en un aliquote de 250 g à des fins de pulvérisation. Après sa pulvérisation, l'aliquote est de nouveau réparti en un échantillon maître de 150 g et un échantillon analytique de 100 g. L'échantillon maître de 150 g est entreposé à l'installation de Timmins à des fins de référence et l'échantillon analytique de 100 g est envoyé au laboratoire analytique d'ALS Minerals à Vancouver pour analyse. Une fois qu'il est rendu à Vancouver, on mesure sa densité au moyen d'un pycnomètre à gaz et on le soumet à une analyse pour déterminer la teneur de 35 éléments par dissolution à l'eau régale avec un fini ICP-AES. Lorsque les valeurs de nickel déclarées sont supérieures à 4 000 ppm, une deuxième analyse est réalisée sur l'échantillon analytique de 100 g par dissolution totale à quatre acides avec un fini ICP-AES. Le seuil de 4 000 ppm justifiant une réanalyse a été porté à 10 000 ppm à compter du 1er juin 2008. En outre, tous les échantillons sont analysés pour les métaux précieux (or, platine et palladium) par pyroanalyse standard avec un fini ICP-AES.

Après une certaine période de conservation en laboratoire, tous les pulpes et les rejets sont renvoyés à RNC à Amos, pour entreposage à long terme.

Toutes les données analytiques sont comparées aux registres d'échantillonnage figurant dans les journaux de sondage et entrées dans la base de données. Aux fins de la modélisation géologique et de la modélisation des ressources, les résultats des analyses à l'eau régale d'ALS Minerals sont utilisés pour les échantillons dont la teneur est inférieure à 10 000 ppm de nickel et les résultats des analyses par dissolution totale d'ALS Minerals sont utilisés pour les échantillons dont la teneur est supérieure à 10 000 ppm de nickel.

11.1.1.4 Échantillons de contrôle

Dans le cadre des procédures d'AQ/CQ de RNC, une série d'échantillons de contrôle, comportant un échantillon à blanc, un duplicata de terrain et un matériel de référence certifié, sont insérés séquentiellement dans le flux d'échantillons. Les échantillons de carottes coupées, ainsi que les échantillons de contrôle insérés, sont ensuite expédiés aux installations de préparation et d'analyse d'ALS Minerals à Timmins.

11.1.1.5 Échantillons à blanc

Les échantillons à blanc utilisés dans le cadre du projet Dumont se composent de sable d'esker local recueilli dans des barils de 205 litres par un entrepreneur en construction d'Amos. Des échantillons ont été prélevés dans un baril au hasard et ont été analysés par ALS Minerals afin d'évaluer la composition du sable et déterminer s'il pouvait servir d'échantillon de contrôle à blanc. Les teneurs en nickel des échantillons analysés varient de 30 à 80 ppm. Le baril d'échantillonnage à blanc admissible est scellé et placé dans un endroit propre pour utilisation ultérieure. Royal Nickel a fixé la limite supérieure recommandée à 100 ppm de nickel pour la valeur des échantillons à blanc.

Les échantillons à blanc sont insérés dans le flux d'échantillons à un rythme d'environ un par lot de 25 échantillons.

11.1.1.6 Duplicatas

Un duplicata est également inséré dans le flux d'échantillons à un rythme d'environ un par lot de 25 échantillons. L'échantillon et son duplicata sont des quarts de carottes provenant d'un intervalle d'échantillonnage donné. La moitié restante de la carotte est replacée dans la boîte de carottes à des fins de référence future.

11.1.1.7 Matériaux de référence certifiés (étalons)

Des échantillons de matériel de référence certifié (EMRC) sont insérés dans le flux d'échantillons à un rythme d'environ un par lot de 25 échantillons. Initialement, un EMRC à haute teneur (OREAS 14P) était inséré dans le flux d'échantillons pour chaque trois EMRC à basse teneur (OREAS 13P) soumis. Depuis l'abandon graduel des OREAS 13P et 14P, des EMRC OREAS 70P sont insérés à un rythme d'environ un par lot de 25 échantillons, sauf lorsque le personnel qui décrit les carottes reconnaît visuellement des zones de minéralisation à haute teneur; dans ces zones à haute teneur des OREAS 72A sont insérés. Lorsque le 25^e échantillon se trouve de façon constante entre des zones de minéralisation à haute teneur, un échantillon à haute teneur est inséré sans égard à la séquence de un par 25 afin d'assurer que les zones à haute teneur soient représentées par des matériaux de référence certifiés.

Quatre matériaux de référence certifiés ont été utilisés dans le cadre du projet. Les EMRC ont été préparés par Ore Research & Exploration Pty Ltd d'Australie. Le tableau 11-1 résume les caractéristiques des EMRC.

Tableau 11-1 : Sommaire des caractéristiques des matériaux de référence certifiés

Description	Constituant	Valeur recommandée	Intervalle de confiance de 95 %	
			Limite inf.	Limite sup.
OREAS 13P	Cobalt (ppm)	88	85	91
	Cuivre (ppm)	2 504	2 439	2 569
	Or (ppb)	47	45	49
	Nickel (ppm)	2 261	2 233	2 289
	Palladium (ppb)	70	68	72
	Platine (ppb)	47	46	48
OREAS 14P	Cobalt (ppm)	754	739	769
	Cuivre (%)	0,997	0,979	1,1015
	Or (ppb)	51	50	52
	Nickel (%)	2,09	2,04	2,14
	Palladium (ppb)	150	147	153
	Platine (ppb)	99	96	102
OREAS 70P	Cobalt (ppm)	83	76	89
	Cuivre (ppm)	2,6	1,4	3,8
	Or (ppb)	13	9	16
	Nickel (ppm) eau régale	2 438	2 222	2 655
	Nickel (ppm) 4-acides	2 730	2 620	2 841
	Palladium (ppb)	<1	IND	IND
OREAS 72a	Cobalt (ppm)	157	151	164
	Cuivre (ppm)	316	309	323
	Or (ppb)	6	5	7

	Nickel (%) 4-acides	0,693	0,683	0,704
	Palladium (ppb)	41	39	44
	Platine (ppb)	36	34	38

Remarque : Tableau fourni par RNC, tiré de Ore Research & Exploration Pty Ltd (2003, 2004a, 2004b, 2006).

11.1.2 Échantillonnage pour cartographie minéralogique

Le programme d'échantillonnage pour cartographie minéralogique utilise l'application EXPLOMIN^{MC} de SGS Mineral Services (anciennement SGS Lakefield) et les méthodes d'évaluation quantitative des minéraux par microscope à balayage électronique (QEMSCAN; *Quantitative Evaluation of Minerals by Scanning Electron Microscopy*) pour obtenir des informations minéralogiques détaillées sur les assemblages minéralogiques, la répartition du nickel, la libération, l'altération et la variabilité de ces éléments. Des échantillons minéralogiques ont été prélevés dans le but de caractériser les composites des domaines métallurgiques et d'effectuer une cartographie minéralogique du gisement Dumont.

11.1.2.1 Définition et prélèvement des échantillons

Dans le cadre du programme d'échantillonnage pour la cartographie minéralogique, un quart de carotte de forage NQ forée et déjà échantillonnée dans le cadre du programme de définition des ressources est prélevé. Dans les secteurs d'intérêt, la longueur et la localisation des échantillons sont définies de façon à coïncider avec les intervalles des échantillons prélevés pour analyse géochimique afin de permettre une comparaison directe entre les résultats des analyses géochimiques et ceux de l'échantillonnage minéralogique.

On assigne aux échantillons sélectionnés pour cartographie minéralogique un numéro d'identification unique (ID), puis les échantillons sont photographiés et apportés à la salle de coupe. L'échantillonnage pour cartographie minéralogique est généralement effectué en lots; plusieurs échantillons sont sélectionnés dans chaque sondage, puis coupés de façon séquentielle.

La demi-carotte qui reste après l'échantillonnage antérieur pour analyse géochimique est recoupée en deux pour produire des quarts de carottes pour l'échantillonnage minéralogique. Un morceau du quart de carotte est coupé à nouveau pour produire des lames minces pour une analyse des champs assemblés (« field stitch analysis ») d'une portion de roche présélectionnée. La portion sélectionnée pour l'analyse des champs assemblés et les quarts de carotte sont placés dans des sacs séparés et identifiés en utilisant le même numéro d'identification d'échantillon pour cartographie minéralogique.

Pour les besoins du programme d'AQ/CQ, un morceau du quart de carotte sélectionné pour analyse minéralogique par balayage est retiré du sac d'échantillon et conservé dans les archives d'échantillonnage pour cartographie minéralogique de RNC.

Lorsqu'un échantillon a été placé dans son sac de plastique, le sac est attaché avec des agrafes. Typiquement, sept sacs d'échantillons sont alors placés dans une boîte en carton refermée avec du ruban adhésif. Les boîtes ainsi scellées demeurent à l'abri à la carothèque d'Amos jusqu'à ce qu'elles soient expédiées au laboratoire par messagerie. Les échantillons sont expédiés par lots de 50 à 100 échantillons. Des échantillons à blanc et des matériaux de référence sont insérés dans le flux d'échantillons à intervalles réguliers selon un schéma de numérotation séquentielle mis sur pied par RNC.

Le sac d'échantillon avec la tranche pour lame mine est expédié directement à SGS Mineral Services pour la préparation de la lame mince et l'analyse minéralogique. Le sac d'échantillon qui renferme le quart de carotte est d'abord expédié aux installations de préparation d'ALS Minerals à Timmins pour les étapes de broyage et d'analyse géochimique, puis une fraction est expédiée à SGS Mineral Services pour analyse minéralogique par balayage.

L'accès aux installations de description, de coupe et d'entreposage des carottes et au bureau en dehors des heures ouvrables est contrôlé par un système d'alarme zoné avec des restrictions d'accès selon les fonctions de chaque employé.

11.1.2.2 Préparation et analyse des échantillons

À la réception aux installations de préparation d'ALS Minerals à Timmins, les échantillons minéralogiques sont préparés en suivant la procédure résumée au tableau 11-2.

Tableau 11-2 : Procédure de préparation des échantillons minéralogiques EXPLOMIN^{MC} chez ALS

Procédure de préparation des échantillons minéralogiques	
WEI-21	Peser et noter l'échantillon reçu
LOG-22	Entrer l'échantillon dans le système
CRU-31	Concasser l'échantillon au complet à plus de 70 % passant 2 mm
SPL-21	Passer au diviseur à riffles pour recueillir 100 g pour la pulvérisation
PUL-35	Pulvériser par étapes deux fractions de 100 g à 90 % passant 106 µm
WSH-22	Nettoyer le pulvérisateur
CRU-QC ≥	Concasser à 70 % passant 2 mm
PUL-QC ≥	Pulvériser à 90 % passant 150 mesh

Remarque : Tableau fourni par ALS Minerals.

La première fraction de 100 g de matériel pulvérisé est expédiée à SGS Mineral Services où l'échantillon est préparé pour analyse minéralogique par balayage EXPLOMIN^{MC} et pour analyse géochimique par fusion au borate et XRF. Les résultats sont transmis à RNC et importés directement dans la base de données.

L'autre fraction de 100 g de matériel pulvérisé est conservée par ALS Minerals pour analyse géochimique. Les rejets sont retournés aux bureaux de RNC à Amos pour entreposage. Les résultats sont transmis à RNC et importés directement dans la base de données.

11.1.2.3 Préparation et analyse géochimique

Les échantillons sont analysés aux laboratoires de ALS Minerals à Vancouver, pour déterminer leur poids spécifique au moyen d'un pycnomètre à gaz, puis pour déterminer la teneur de 35 éléments par dissolution à l'eau régale avec un fini ICP-AES. Lorsque les valeurs en nickel déclarées sont supérieures à 10 000 ppm, une deuxième analyse est effectuée par dissolution totale à quatre acides avec un fini ICP-AES. De plus, tous les échantillons sont analysés pour déterminer leur contenu en métaux précieux (or, platine, palladium) par pyroanalyse standard avec un fini ICP-AES.

Les résultats analytiques sont transmis à RNC et importés directement dans la base de données du projet.

11.1.2.4 Préparation et analyse minéralogique

Les procédures internes de préparation des échantillons et d'analyse minéralogique EXPLOMIN^{MC} de SGS ont été fournies à RNC par SGS (A. Karaca, 26 juillet 2010, communication personnelle par courriel). Les éléments pertinents de ces procédures sont cités ci-dessous (traduit de l'anglais).

« À la réception des échantillons, le technicien qui saisit les données des échantillons vérifie les échantillons reçus avec la liste d'échantillons fournie par les géologues de RNC. Tout échantillon en surplus, toute erreur d'identification, tout dommage, toute contamination, tout échantillon inapproprié, toute anomalie ou tout risque est noté et RNC est avisé. Après la vérification des échantillons reçus, les échantillons sont transmis au minéralogiste pour les entrer dans le système de gestion des données du laboratoire (LIMS; Laboratory Information Management System). Les échantillons sont gardés dans le même ordre que l'ordre indiqué dans la documentation fournie par RNC. »

« Afin de pouvoir faire un suivi des échantillons pendant leur séjour à SGS Mineral Services, des numéros LIMS sont assignés aux échantillons à leur arrivée. Le numéro LIMS reflète le type de travail à effectuer sur l'échantillon, la source de l'échantillon, et d'autres éléments secondaires comme Référence, Projet, Lot, Cote, Lien, Notes, Catégorie, Superviseur, Priorité, Avertissement, ID de la charge, Date reçue et Date demandée. »

« Lorsque les échantillons ont été entrés dans le système LIMS, un dossier de projet est créé pour conserver toute la documentation afférente au projet. Le dossier de projet est étiqueté avec le numéro de projet, le numéro LIMS, et le nom du client ou de l'entreprise. Une liste de vérification à l'entrée est rattachée au dossier du projet et complétée. La chaîne de possession est créée. Les informations inscrites dans le système LIMS sont notées dans la liste de projet du département des services diamantifères et de la minéralogie. »

« Le dossier du projet est placé dans une chemise rouge et donnée au superviseur de projet en minéralogie. Lorsque la chemise a été vérifiée par le superviseur de projet en minéralogie, la chemise est retournée au département d'arrivée des échantillons. Toute information additionnelle est inscrite dans le système LIMS et dans la liste de projet. La chaîne de possession signée est photocopiée et l'original est posté au client. »

« Les échantillons minéralogiques actifs sont entreposés avec des étiquettes montrant le numéro de projet, le numéro LIMS et le test demandé. Tous les échantillons sont placés dans l'un des grands sacs de plastique numérotés dans le LIMS et placés dans la boîte « À faire ». Une copie du bon de commande accompagne les échantillons. »

« Lorsque toutes les analyses demandées ont été réalisées, les échantillons sont envoyés au département de suivi des échantillons pour entreposage. Les boîtes sont entreposées dans la salle de suivi des échantillons du département de minéralogie pendant six mois. Après six mois, la boîte est inventoriée et le minéralogiste est contacté pour instruction. »

11.1.2.5 Préparation des échantillons

« À l'aide d'un microscope binoculaire, le minéralogiste ou le minéralogiste de projet identifie les secteurs d'intérêt marqués au préalable par le personnel de RNC pour analyse en lame mince. Une lame polie est préparée pour chaque échantillon pour analyse des champs assemblés. Les sections sont broyées et polies puis recouvertes d'une pellicule de carbone pour analyse. »

« Les échantillons broyés qui sont reçus par la suite de ALS Minerals sont d'abord passés au diviseur à riffles pour les séparer en deux parties d'environ 125 g; une fraction pour la

minéralogie, l'autre fraction pour analyse géochimique. Chaque échantillon est empoté dans un moule et la quantité requise de résine et d'agent durcissant est ajoutée. Les moules sont placés dans l'appareil à pression et laissés sous pression pendant cinq heures. Les moules sont alors étiquetés et remplis de résine, puis ils sont placés dans le four. Les sections sont broyées et polies puis recouvertes d'une pellicule de carbone. »

11.1.2.6 Opération du QEMSCAN

« Le support est chargé d'échantillons. Les paramètres de mesure (pour les échantillons de carottage, en mode balayage du champ à une résolution de 10 µm et pour les échantillons broyés, en mode PMA (analyse des particules) à une résolution de 3 µm) sont établis. La mise en place du plateau, la calibration du foyer, l'optimisation du faisceau et la calibration du signal d'électrons rétrodiffusés (BSE; Back Scattered Electron) sont effectués au début de chaque passe. Après avoir complété chaque passe, les vérifications de qualité quotidiennes sont effectuées telles que résumées au tableau 11-3. Les vérifications et la calibration hebdomadaires sont également effectuées pour vérifier les éléments suivants : initialisation du plateau, vérification de l'angle, vérification de la rotation, vérification du détecteur à rayon X, mise en marche du canon, intensité lumineuse et contraste, filaments, vide. Les détecteurs sont vérifiés tous les trois mois. »

« Le rapport de validation des données QEMSCAN comprend un tableau de validation des mesures et un graphique de rapprochement avec les analyses géochimiques. Les données QEMSCAN sont comparées aux données d'analyse géochimique externes pour assurer l'exactitude des mesures. Les minéraux sont contre-vérifiés optiquement. Une vérification technique est effectuée sur toutes les données par un minéralogiste sénior. »

Tableau 11-3 : Vérifications quotidiennes de qualité effectuées par SGS Mineral Services pour les analyses QEMSCAN

Tâche à effectuer	Objectif opérationnel	Objectif de gestion
Vérifier si le placement du balayage des particules est adéquat.	Les statistiques indiqueront clairement si les échantillons et les paramètres ne sont pas bien assortis.	Planification adéquate et protocoles de contrôle de la qualité.
Vérifier si les analyses ont été effectuées avec succès.	Décision d'aller ou non de l'avant avec le changement d'échantillons en vue du prochain lot d'analyses.	Faire un suivi de l'horaire, des analyses et de la gestion de projet.
Faire un suivi des statistiques de mesures et garder un registre.	Optimisation des analyses influencée par l'interdépendance entre la densité des balayages de particules et l'espacement des points.	Si d'autres statistiques sont nécessaires pour assurer l'exactitude modale ou des analyses de particules, d'autres balayages pourraient être nécessaires.
Aider à l'optimisation des paramètres d'analyse et des délais d'analyse.	Pour révision des critères de sélection des paramètres. Résolution vs vitesse.	Établir la précision et l'exactitude des mesures.

Remarque : Tableau fourni par SGS Mineral Services.

Les résultats d'analyse sont transmis à RNC et importés directement dans la base de données.

11.1.2.7 Échantillons de contrôle

Dans le cadre des procédures d'AQ/CQ standards de SGS Mineral Services pour les analyses QEMSCAN, un échantillon de référence est analysé à chaque semaine. Il existe présentement trois échantillons de référence provenant de différents projets qui sont analysés l'un après l'autre. L'un des échantillons de référence est un échantillon de validation des données de RNC.

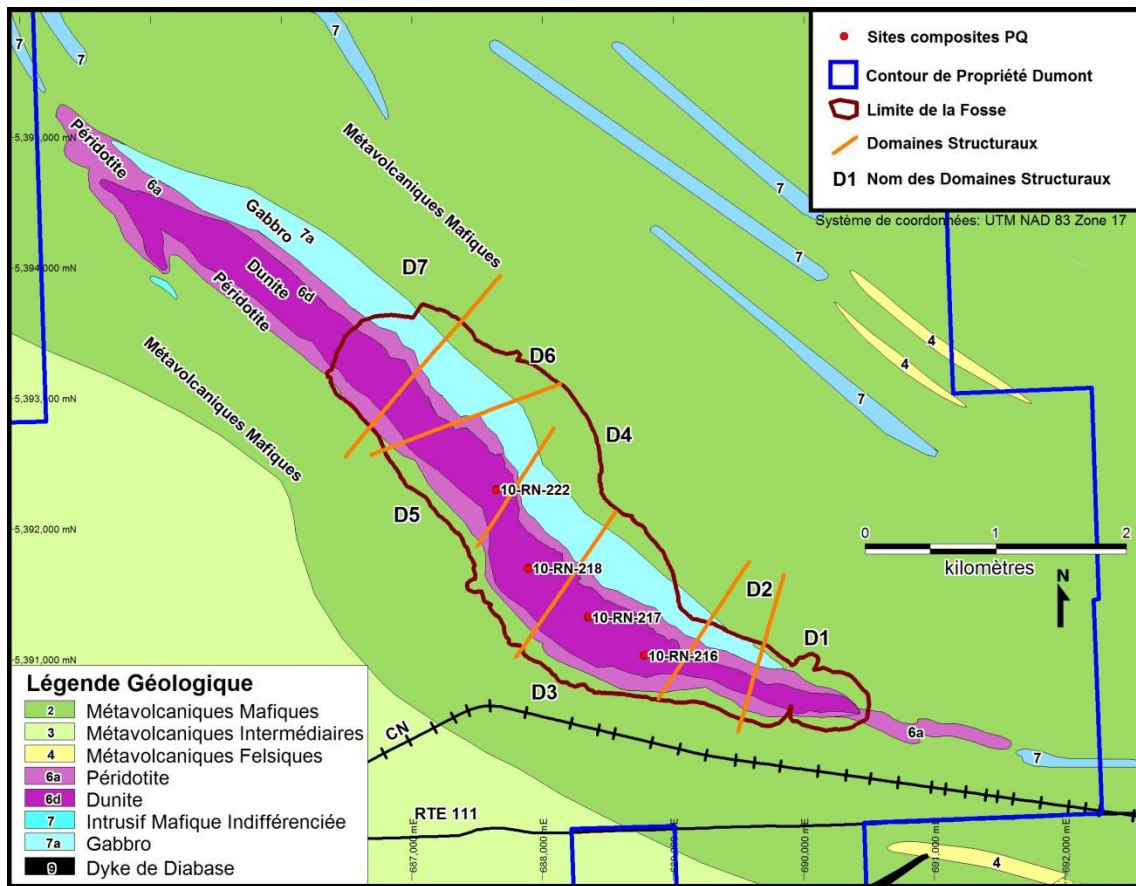
Dans le cadre des procédures d'AQ/CQ de RNC pour les analyses géochimiques, une série d'échantillons de contrôle comportant un échantillon à blanc et un matériel de référence certifié, sont insérés séquentiellement dans le flux d'échantillons. Les échantillons minéralogiques coupés ainsi que les échantillons de contrôle insérés sont alors expédiés à ALS Minerals pour concassage par étapes et analyse géochimique. Les matériaux de référence certifiés et les échantillons à blanc utilisés sont analogues à ceux décrits ci-dessus, mis à part le fait que la fréquence d'insertion est d'environ 1 pour chaque 15 échantillons.

11.1.3 Échantillonnage pour l'usine pilote

Les échantillons composites de carottes de calibre PQ représentant les domaines métallurgiques sont sélectionnés en tenant compte de la répartition du nickel, la teneur et l'altération des roches, tels que déterminés à l'aide des résultats d'analyse géochimique et minéralogique d'un forage pilote de calibre NQ foré au même endroit. Une grille de forage de calibre PQ de 1,5 m a été établie autour de chaque trou pilote de calibre NQ afin de prévoir de multiples trous de calibre PQ sur chaque site et ainsi obtenir le volume requis d'échantillon (environ 1 800 kg par domaine) tout en maintenant l'uniformité des échantillons de domaines. En raison de la proximité des trous, de la difficulté inhérente et du coût du forage de calibre PQ dans le mort-terrain, une foreuse à percussion servant à creuser des puits pour l'eau a été employée pour faire pénétrer le tubage dans le roc pour les multiples trous requis à chaque site. Lorsque le tubage était bien enchâssé dans le roc, la foreuse au diamant est revenue pour forer les échantillons de carottes de calibre PQ des domaines.

Quatre sites ont été sélectionnés, soit 10-RNC-216 à -218 et 10-RNC-222. La figure 11.2 montre l'emplacement de chacun des sondages le long de l'étendue latérale du gisement.

Figure 11.2 : Localisation des forages de calibre PQ



Source : RNC.

La méthode d'échantillonnage du carottage de calibre PQ est identique à celle décrite ci-dessus, et ce, jusqu'à l'étape de la diagraphie géotechnique, après quoi la procédure est différente. Après la diagraphie géotechnique, la carotte est bien lavée afin d'éliminer toute trace d'additifs de forage qui pourrait fausser les essais métallurgiques. Le carottage de calibre PQ est alors vérifié pour s'assurer qu'il se compare bien au trou pilote, en comparant les contacts lithologiques, la minéralisation, l'altération, et les structures. Le carottage est alors décrit par lithologie, et les échantillons composites des domaines métallurgiques sont délimités afin de refléter les domaines établis dans le trou pilote de calibre NQ. Le carottage est alors photographié et placé dans un entrepôt intérieur temporaire en attendant l'échantillonnage. L'accès en dehors des heures ouvrables aux installations de description, de coupe et d'entreposage des carottes et au bureau est contrôlé par un système d'alarme zoné avec des restrictions d'accès selon les fonctions de chaque employé.

Le programme d'échantillonnage des carottes de calibre PQ est supervisé par un ingénieur qualifié indépendant de Stavibel inc. (Stavibel) afin d'assurer un contrôle de la qualité de la méthode d'échantillonnage et de certifier la chaîne de possession. Les roches sont pesées puis transférées, par domaine, des boîtes de carottes directement dans des barils de plastique de 200 litres équipés de vannes Schrader. Les échantillons de domaines sont gardés séparément et les barils sont remplis de façon séquentielle. Un baril renferme typiquement entre 250 et 270 kg de roches. L'ingénieur scelle le baril rempli et place une étiquette numérotée sur le sceau afin de prévenir et au besoin identifier toute tentative de traficage. Les barils sont

purgés avec de l'azote pour prévenir l'oxydation et la dégradation des roches en attendant les essais métallurgiques.

Lorsque l'échantillon est requis par le groupe métallurgique de RNC, les barils sont expédiés directement par fret routier à la mini-usine pilote à Thetford Mines au Québec.

11.1.4 Échantillonnage pour analyse à la microsonde électronique

Des sections polies du programme de cartographie minéralogique provenant de différents endroits à travers le gisement Dumont (tel que décrit à la section 11.1.2) ont été sélectionnées pour quantifier la variabilité de la teneur en nickel des principaux minéraux d'intérêt par analyse à la microsonde électronique.

RNC a mandaté SGS Mineral Services pour effectuer des analyses détaillées à la microsonde électronique sur ces échantillons, qui étaient déjà entreposés dans les installations de SGS Mineral Services. SGS a imparti ces analyses aux installations des universités McGill et Laval. Le laboratoire de microanalyse par microsonde électronique de l'Université McGill est équipé d'un appareil JEOL8900 tandis que le laboratoire de microanalyse de l'Université Laval est équipé d'un appareil CAMECA SX-100. La calibration des appareils, les duplicatas et tous les résultats ont été soumis aux procédures internes d'AQ/CQ utilisées aux installations et ont fait l'objet de vérifications comme prescrit par SGS Mineral Services.

Dans le but d'étoffer ces travaux en 2012, RNC a mandaté le laboratoire de science minéralogique XPS (Xstrata Process Support). XPS a procédé à de nouvelles analyses quantitatives de la composition des minéraux au moyen d'une microsonde électronique de type Cameca SX-100. Les analyses par microsonde électronique permettent d'atteindre une précision allant jusqu'au ppm pour les données de composition minéralogique grâce au courant plus élevé du faisceau d'électrons et la meilleure stabilité du faisceau, combinés à la spectrométrie dispersive en longueur d'onde qui offre une meilleure résolution. Toutes les calibrations standards et les vérifications d'AQ/CQ ont été réalisées conformément aux normes et aux procédures de XPS..

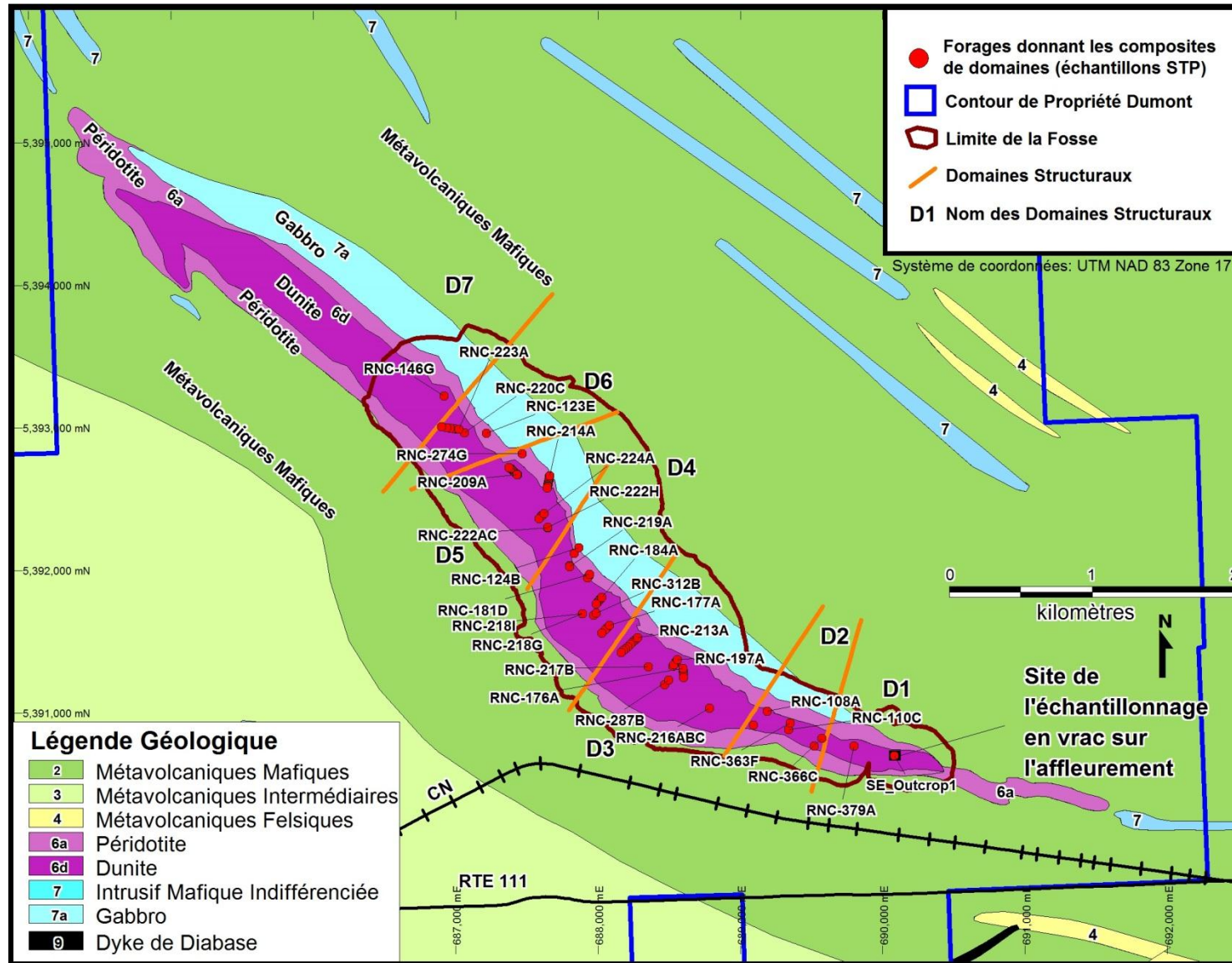
11.1.5 Sélection des échantillons visant à évaluer la variabilité métallurgique

Les échantillons visant à évaluer la variabilité métallurgique ont été prélevés à différents endroits à travers le gisement comme indiqué à la figure 11.3.

Ces échantillons de variabilité métallurgique ont été choisis de façon à couvrir toute la gamme des variations observées en termes de minéralogie et de composition à travers le gisement. Les échantillons ont été prélevés dans des trous de forage répartis de façon à être spatialement représentatifs de l'étendue latérale et de la stratigraphie du gisement. Les principales variables qui ont été examinées étaient la teneur en nickel, la répartition du nickel, la libération, la granulométrie, les associations et la teneur en fibres. Des essais ont été réalisés sur 105 échantillons composites de domaines métallurgiques individuels. Ces travaux comprenaient des essais de récupération métallurgique en laboratoire ainsi que des analyses minéralogiques QEMSCAN et des analyses géochimiques.

Des échantillons de domaine continu ont été assemblés sur des intervalles continus dans les trous de forage comme illustré à la figure 11.4. Chacun des échantillons définit un domaine homogène caractérisé en fonction de sa teneur en nickel, de la répartition du nickel, de la granulométrie de la minéralisation et de l'altération. Tout changement à l'une de ces caractéristiques provoque le départ d'un nouvel échantillon.

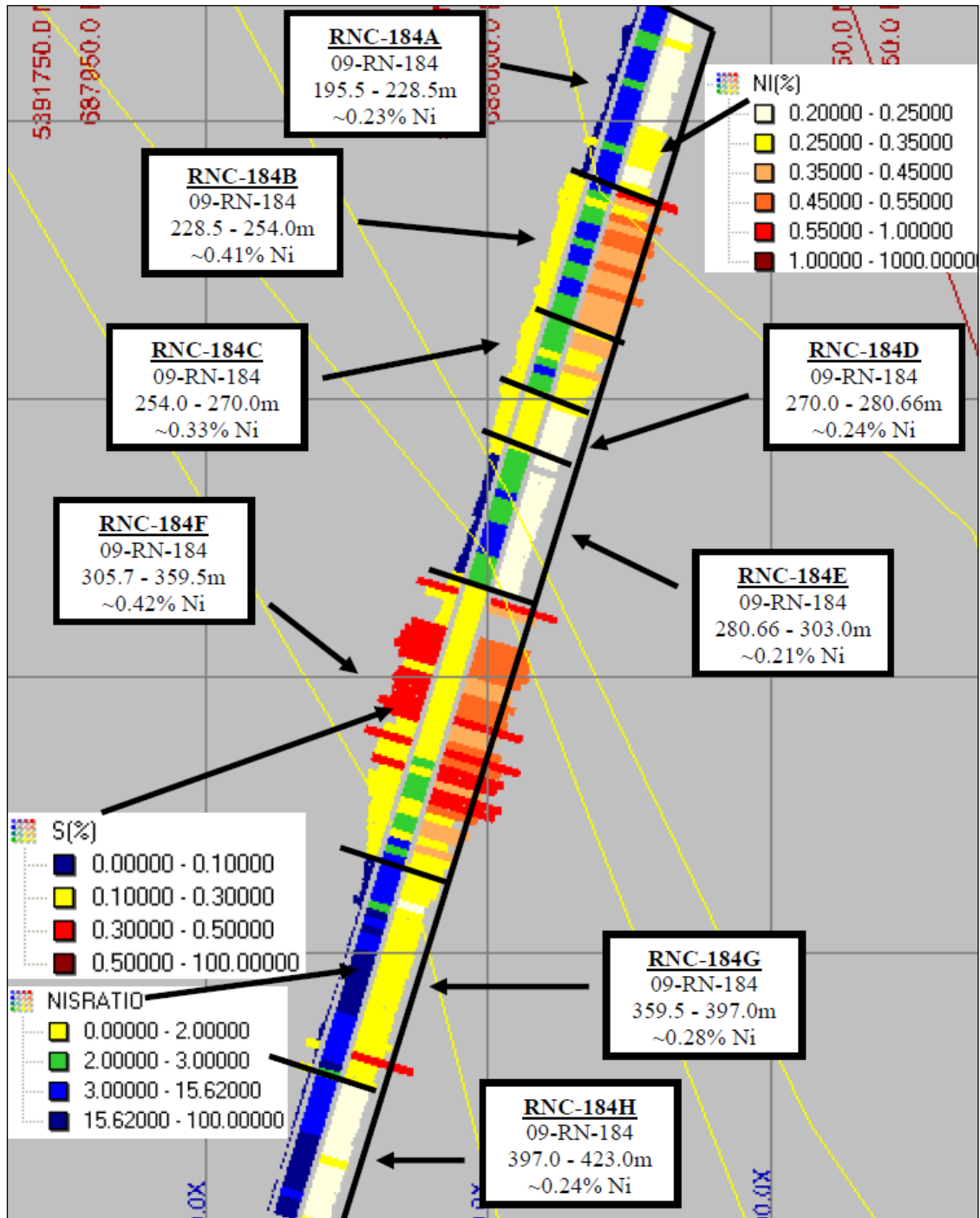
Figure 11.3 : Localisation des échantillons visant à évaluer la variabilité métallurgique (échantillons STP)



Source : RNC.

Rapport No : 2280
Rev : 0
Date : 25 July 2013

Figure 11.4 : Exemple du découpage en domaines de chaque sondage pour les échantillons STP



Source : RNC.

11.1.6 Échantillonnage pour tests de comminution

Une étude détaillée de la broyabilité a été effectuée à l'aide de 102 échantillons provenant du gisement Dumont. Deux types d'échantillons ont été fournis pour ces tests, soit 92 échantillons de demi-carottes de calibre NQ et 10 échantillons de carottes entières de calibre PQ, correspondant aux échantillons des tests de variabilité et des tests d'impact respectivement.

11.1.6.1 Sélection des échantillons

Les 92 échantillons de demi-carottes de calibre NQ et les 10 échantillons de carottes entières de calibre PQ ont été sélectionnés parmi les carottes déjà forées et entreposées par RNC. Les échantillons ont été sélectionnés à l'intérieur de la coquille de la fosse de l'étude de faisabilité en tenant compte des facteurs suivants :

- les domaines de dureté préliminaires (tel que définis lors des tests de résistance à charge ponctuelle, correspondant aux domaines à olivine, à serpentine, à coalingite et les zones de faille);
- la répartition du nickel; et
- la répartition à l'intérieur de la coquille de la fosse créée dans la période de recouvrement comme indiqué dans l'étude de faisabilité.

Tous les échantillons sélectionnés se trouvent à l'intérieur de l'enveloppe minéralisée de façon à cibler la dunite minéralisée à différentes teneurs et les différents types de minéralisation. La moitié des 92 échantillons de demi-carottes NQ sélectionnés (45) sont situés à l'intérieur de la coquille de la fosse créée dans la période de recouvrement comme indiqué dans l'étude de faisabilité. Les 47 autres échantillons sont répartis uniformément à travers le volume résiduel de l'enveloppe minéralisée, à l'intérieur de la coquille de la fosse de l'étude de faisabilité. Les intervalles de forage sélectionnés ont été choisis pour représenter la gamme des variations minéralogiques et chimiques, en mettant l'accent sur les facteurs qui semblent avoir une incidence sur les résultats des tests de résistance à charge ponctuelle.

11.1.6.2 Préparation des échantillons

Plusieurs lots de carottes de forage ont été expédiés aux laboratoires de SGS Minerals à Lakefield en Ontario entre janvier et mars 2011. Les dix échantillons de carottes entières de calibre PQ ont été préparés tels qu'illustrés à la figure 11.5.

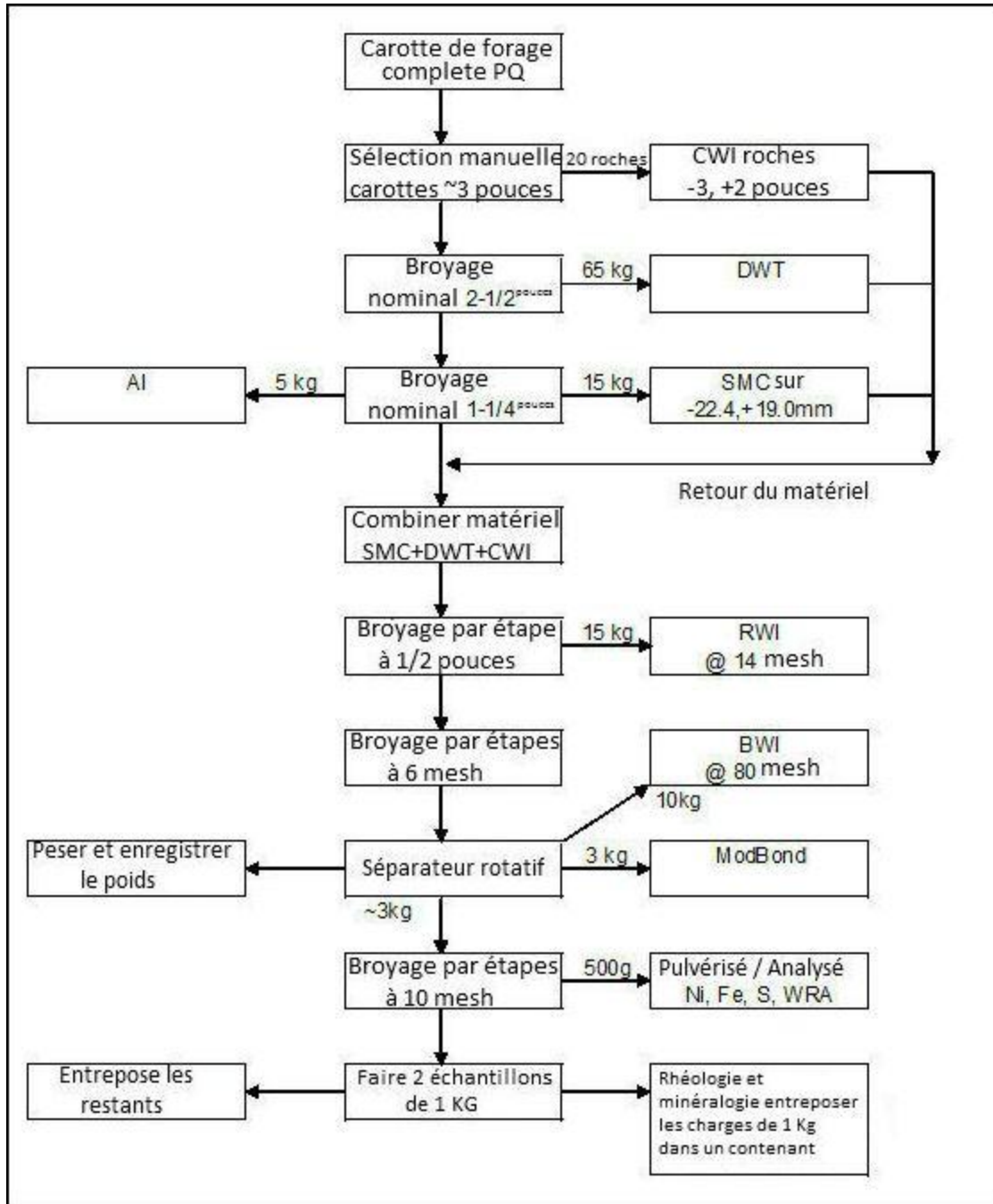
Ces échantillons ont été utilisés pour effectuer les tests suivants :

- Tests d'impact à basse énergie de Bond (CWi);
- Tests d'impact (DWT);
- Tests SMC (SMC);
- Tests de broyabilité de Bond en broyeur à barres (RWi);
- Tests de broyabilité de Bond en broyeur à boulets (BW);
- Tests d'abrasion de Bond (Ai);
- Caractérisation rhéologique; et
- Caractérisation minéralogique.

Les 92 échantillons de demi-carottes de calibre NQ ont été utilisés pour réaliser les mêmes séries de tests, à l'exception des tests CWi et DWT. La préparation des 92 échantillons de

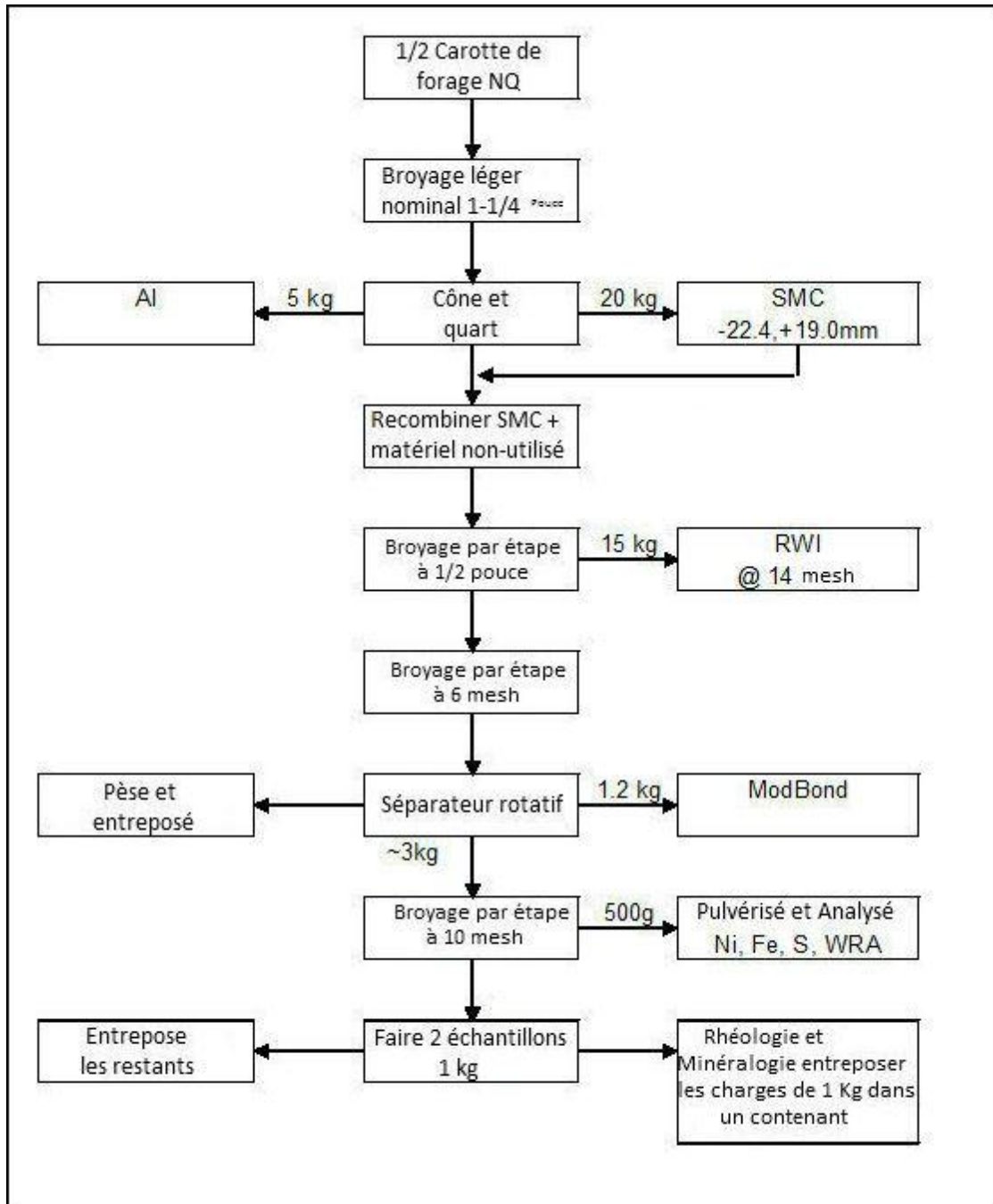
de mi-carottes de calibre NQ est illustrée à la figure 11.6. Trois échantillons choisis par RNC ont fait l'objet d'essais complets pour caractériser la rhéologie et ainsi établir les critères d'essais qui seraient appliqués aux 89 autres échantillons.

Figure 11.5 : Schéma de préparation des échantillons - Carottage entier de calibre PQ



Source : SGS Minerals Services.

Figure 11.6 : Schéma de préparation des échantillons - Demi-carottes de calibre NQ



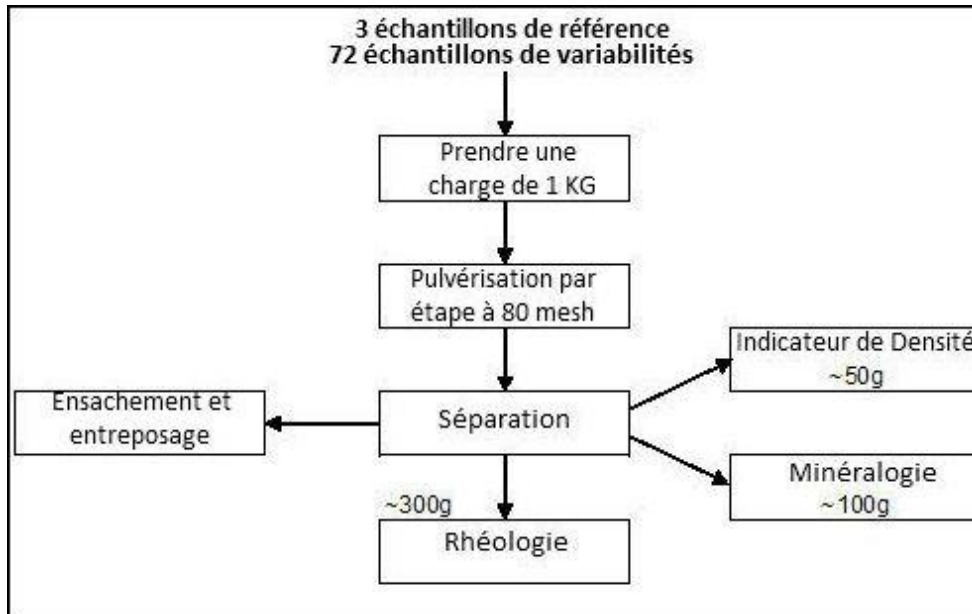
Source : SGS Minerals Services.

Les échantillons soumis aux tests de Bond en broyeur à boulets ont aussi fait l'objet de tests de Bond modifiés (ModBond) pour établir les paramètres de corrélation ModBond - BWi. La totalité du matériel résiduel à moins 6 mesh, totalisant 4339 kg répartis dans 20 barils, a été expédié à un entrepôt de Québec à la demande de RNC.

11.1.6.3 Préparation pour caractérisation rhéologique et minéralogique

La préparation des échantillons en vue de la caractérisation rhéologique est illustrée à la figure 11.4. Il est à noter qu'une charge supplémentaire de 1 kg a été utilisée pour chacun des trois échantillons de référence

Figure 11.7 : Préparation des échantillons pour évaluer la variabilité rhéologique



Source : SGS Minerals Services.

11.1.6.4 Analyses géochimiques de la teneur d'alimentation

Les échantillons ont été analysés pour déterminer leur teneur en nickel, en soufre, en fer et en éléments majeurs (analyses de roches totales). Les déterminations du fer ont été effectuées selon deux méthodes, par fusion au borate et XRF (analyse de roche totale) et par fusion au bisulfate et XRF.

Les résultats des tests de comminution, de rhéologie et de minéralogie sont présentés en détail au chapitre 13 du présent rapport.

11.1.7 Échantillonnage géochimique environnemental

11.1.7.1 Échantillonnage pour tests en laboratoire

Les objectifs du programme de caractérisation géochimique sont de : (1) classer les résidus miniers conformément à la Directive 019 sur l'industrie minière (Directive 019) du Québec en vue de la planification de la gestion des résidus, (2) identifier les composés chimiques qui représentent un enjeu environnemental potentiel dans le cadre des efforts pour assurer la qualité de l'eau au futur site minier et déterminer les exigences possibles en matière de traitement des eaux lors des opérations minières, et (3) évaluer la qualité de l'eau du lac qui se formera dans la fosse dans le cadre d'un scénario impliquant la déposition des résidus miniers dans la fosse après la fin des opérations minières. La méthodologie d'échantillonnage et les procédures analytiques sont décrites ci-dessous. La conception du programme et les résultats sont décrits au chapitre 20 du présent rapport technique.

Le programme de géochimie environnementale en phase 1 (GENIVAR, 2010) a été réalisé par GENIVAR en 2009. Des échantillons ont été prélevés par un ingénieur et un géologue de GENIVAR avec l'assistance d'un géologue de RNC. Au total, 21 échantillons de roches stériles (trois gabbros, dix péridotites, cinq dunites, deux porphyres feldspathiques et un basalte) ont été sélectionnés pour déterminer leur bilan acide-base (ABA) et faire des tests de lixiviation. Six échantillons du gisement, représentatifs des zones à basse (trois échantillons) et à haute (trois échantillons) teneur en nickel ont aussi été prélevés pour déterminer leur bilan acide-base et faire des tests de lixiviation. De plus, trois échantillons de résidus miniers ont été prélevés pour des analyses environnementales. Cinq échantillons de différentes lithologies et différentes teneurs (stérile : péridotite et dunite, minerai : basse et haute teneur, résidus miniers) ont été sélectionnés pour des tests en cellule humide. Finalement, un échantillon composite de roche minéralisée (basse et haute teneur) a été généré à partir de cinq échantillons différents pour effectuer le test de mobilité des eaux météoriques (MWMP; Meteoric Water Mobility Procedure).

Pour le programme de géochimie environnementale en phase 2 réalisé en 2011 (Golder, 2013), des échantillons de roches ont été prélevés par le personnel de RNC sous la supervision d'un géologue de RNC conformément au schéma d'échantillonnage élaboré par Golder Associates Ltd (Golder). Au total, 93 échantillons de carottage provenant des secteurs de roches stériles ont été prélevés dans le carottage provenant de sondages d'exploration forés antérieurement. Des échantillons ont été prélevés à travers le gisement et pour la plupart à l'extérieur des blocs de minerai, mais à l'intérieur ou à proximité du tracé anticipé de la fosse. Pour chaque échantillon de roche, de 3 à 5 kg de carottage ont été prélevés sur un intervalle d'environ 5 à 10 m, et quelques sous-échantillons ont été prélevés à intervalles réguliers d'environ 1 m. Chaque échantillon a été comparé à sa description dans les journaux de sondage en termes de type de roche, altération et présence de rouille associée à l'oxydation des minéraux sulfurés. Une procédure systématique d'échantillonnage a été appliquée pour tous les échantillons de roches. Chaque échantillon a été ensaché individuellement pour éviter une contamination croisée et a été étiqueté avec un numéro d'identification unique. Les rejets des essais métallurgiques (équivalents aux résidus miniers) générés à une installation de traitement hors du site ont été conservés pour analyse géoenvironnementale. Les résidus miniers ont été générés à partir d'échantillons composites de minerai prélevés par RNC dans chacun des trois types de minéralisation, soit de type alliage, sulfuré et mixte. Trois échantillons de résidus miniers et trois échantillons de l'eau de traitement associée ont été prélevés, emballés et expédiés au laboratoire par RNC pour analyse.

Pour le programme de géochimie environnementale en phase 3 réalisé en 2012 (Golder, 2013), cinq nouveaux lots de rejets de traitement métallurgique (équivalents aux résidus miniers) ont été générés à partir des échantillons composites prélevés par RNC. Les cinq échantillons de résidus miniers issus des composites sont représentatifs des cinq types métallurgiques de minerai décrits dans le rapport technique antérieur (Ausenco, 2012). Les échantillons de résidus issus des composites et trois échantillons des eaux de traitement associées ont été prélevés, emballés et expédiés à Maxxam Analytics Inc. (Maxxam) à Montréal par RNC pour les soumettre à une analyse statique similaire à celle du programme en phase 2. En plus des travaux effectués par Maxxam, trois lots de rejets de traitement métallurgique (équivalents aux résidus miniers) ont été générés par l'équipe de RNC à partir d'un composite de minerai à basse teneur non sulfuré; ce dernier a été emballé et expédié par RNC à SGS Mineral Services pour analyse. Ces analyses avaient pour but d'évaluer la qualité de l'eau dans un lac éventuel qui se formerait dans la fosse, dans le cadre d'un scénario impliquant la déposition des résidus miniers dans la fosse après la fin des opérations minières.

11.1.7.2 Méthodes analytiques pour les tests en laboratoire (Maxxam)

Les tests statiques réalisés sur les résidus miniers solides sont conformes aux recommandations de la Directive 019 et comprennent le bilan acide-base (ABA), la composition chimique (roche totale et éléments traces) et des tests de lixiviation (TCLP, SPLP, CTEU9).

Potentiel de drainage minier acide

Le potentiel que les matériaux géologiques puissent générer du drainage minier acide a été évalué par le biais du bilan acide-base (ABA) selon la méthode MA.110-ACISOL 1.0 préconisée au Québec. Ce test comprend la détermination des paramètres suivants :

- Soufre total dans un four LECO et potentiel acidogène (AP) calculé en fonction de la teneur en soufre total
- Potentiel de neutralisation (NP) (selon la méthode MA.110-ACISOL 1.0 préconisée au Québec).

Les valeurs AP et NP sont présentées en kg d'équivalent carbonate de calcium (CaCO_3) par tonne de roche.

Potentiel de neutralisation (NP)

Le NP est une mesure globale de la capacité d'un échantillon à neutraliser l'acidité grâce à ses différents minéraux de réactivité variable qui ont une capacité de neutralisation effective. Le NP est mesuré par la dissolution d'une fraction pulvérisée d'un échantillon à l'aide d'un acide puissant. Ce processus consomme tous les minéraux attaqués par l'acide, y compris des minéraux qui ne seraient pas nécessairement réactifs à des conditions ambiantes et des minéraux qui ne neutraliseraient pas à des conditions de pH neutres (comme les minéraux silicatés). Cette méthode peut surestimer le NP effectif.

Potentiel acidogène (AP)

Le potentiel qu'un matériel puisse générer de l'acidité (donc le potentiel acidogène ou AP) est calculé en fonction de la teneur en soufre total de l'échantillon et présenté en équivalent carbonate de calcium (CaCO_3). L'AP est une valeur théorique qui représente l'acidité potentielle maximale qui pourrait être générée par les minéraux sulfurés dans un échantillon de roche, en supposant que tout le soufre présent est sous forme de pyrite et est disponible pour oxydation complète. Cette méthode a généralement tendance à surestimer le AP puisque le soufre total inclut le soufre dans les minéraux sulfurés non réactifs comme les sulfates et certains sulfures.

Composition chimique

La composition chimique des échantillons a été déterminée par analyse des roches totales et des éléments traces. La composition en éléments majeurs a été déterminée par analyse de roches totales par fusion au borate et fluorescence X (XRF). La composition en éléments traces a été déterminée par la méthode MA200 Mét 1.2 du CEAEQ (Québec, 2010).

Potentiel de lixiviation des métaux

Différents tests de lixiviation à court terme sont utilisés pour déterminer le potentiel que les roches stériles puissent libérer des métaux facilement solubles dans l'environnement récepteur. Les tests de lixiviation effectués suivent la méthode MA.100-Lix.com.1.0 préconisée au Québec. Ils sont résumés au tableau 11-4 et décrits ci-dessous.

11.1.7.3 Méthodes analytiques pour les tests en laboratoire (SGS)

Les analyses suivantes ont été effectuées dans le but de mieux comprendre la diffusion chimique et les interactions et transferts entre les résidus miniers à basse teneur et les eaux de traitement dans la colonne d'eau sus-jacente : métaux dissous, pH, conductivité, alcalinité, acidité, PO₄, Br, Cl, F, NO₃, SO₄, et Cr(VI).

Tableau 11-4 : Procédure des tests de lixiviation à court terme

Essai de lixiviation	But	Procédure	Lixiviat
TCLP1 (« Toxicity Characteristic Leaching Procedure »)	Simule les conditions de lixiviation dans les décharges municipales	EPA 1311 (USEPA, 1992)	- Échantillon concassé (<9,5 mm) - ratio 20 :1 - acide acétique et hydroxyde de sodium - lixiviat initial au pH de 4,9 à 5,0 - 18 heures d'agitation
SPLP (« Synthetic Precipitation Leaching Procedure »)	Simule les conditions de lixiviation attribuables aux pluies acides	EPA 1312 (USEPA, 1992)	- Échantillon concassé (<9,5 mm) - ratio 20 :1 - acides sulfurique et nitrique - lixiviat initial au pH de 4,2 - 18 heures d'agitation
CTEU9 (« Equilibrium Extraction »)	Test de lixiviation en milieu aqueux pour déterminer la présence de métaux facilement lixiviables	CTEU9 (CEAEQ, 2006)	- Échantillon pulvérisé (<150 µm) - ratio 4 :1 - eau déionisée - système fermé (aucun échange gazeux) - aucun contrôle du pH - 7 jours d'agitation

Source : RNC.

11.1.7.4 Échantillonnage pour cellules in situ expérimentales

Cellule in situ de minerai à basse teneur

Un échantillon en vrac de dunite serpentinisée minéralisée de 110 tonnes a été prélevé d'un affleurement pour l'inclure dans une cellule in situ de caractérisation environnementale expérimentale construite sur la propriété Dumont. Le mort-terrain d'origine glaciaire a été dégagé de l'affleurement à l'aide d'une excavatrice et d'un lavage à pression. Le secteur ciblé pour l'échantillonnage a ensuite été foré et dynamité jusqu'à une profondeur d'environ 1,5 m.

L'échantillon a été chargé dans un camion-benne et immédiatement transporté au site de la cellule in situ et déposé directement dans la cellule.

Cellule in situ de résidus miniers

Un échantillon composite de 3 tonnes de résidus miniers produits par la mini-usine a été préparé pour le déposer dans une cellule in situ de caractérisation environnementale expérimentale construite sur la propriété Dumont.

Les résidus miniers ont été produits lors de l'opération de la mini-usine du mois d'août 2010 au mois de juin 2011. Le matériel usiné provenait des composites de domaines de calibre PQ 218BDF, 218G, 218H, 218I, 222AC, 217B et 216ABC. Les schlamms, les fines et les rejets de dégrossissage non magnétiques produits par la mini-usine ont été utilisés. Les schlamms avaient été entreposés sous forme de boues à faible densité, les fines étant à l'état sec et les rejets de dégrossissage formant un gâteau de filtration humide.

Les échantillons de résidus miniers ont été chargés dans une bétonnière, bien mélangés puis immédiatement transportés au site de la cellule in situ pour y être déposés directement à une concentration d'environ 50 % solides.

11.1.8 Échantillonnage aux fins de la quantification du chrysotile

Un programme de diagraphie visant à déterminer la quantité totale de chrysotile dans la dunite et la péridotite du gisement Dumont a été réalisé entre janvier et mars 2013 (Cloutier *et al.*, 2013). Le programme consistait en une diagraphie détaillée des trous de forage au moyen des demi-carottes de calibre NQ forées et déjà échantillonnées dans le cadre du programme de définition des ressources. Treize sondages ont été sélectionnés pour représenter les lithologies de dunite et de péridotite en fonction de leurs caractéristiques lithologiques, spatiales, structurales et métallurgiques. Les géologues de RNC ont élaboré une procédure standard de diagraphie axée spécialement sur le chrysotile afin d'assurer la fiabilité et la reproductibilité des résultats. Cette méthode a été validée par des experts indépendants externes (Verschelden et Jourdain, 2013; Gauthier, 2013) et produit des résultats reproductibles et quantifiables. La localisation des échantillons et les résultats sont décrits à la section 9.5.

11.2 Programmes d'assurance de la qualité et de contrôle de la qualité

Des programmes d'assurance de la qualité et de contrôle de la qualité sont typiquement mis en place pour assurer la fiabilité des données d'exploration. Ils comportent des procédures de terrain écrites et des vérifications indépendantes de certains aspects comme le forage, l'arpentage, l'échantillonnage et l'analyse géochimique, la gestion des données et l'intégrité des bases de données. Une documentation appropriée des mesures de contrôle de la qualité et une analyse régulière des données de contrôle de la qualité sont importantes pour sauvegarder les données du projet et forment les assises du programme d'assurance de la qualité mis en œuvre dans la phase d'exploration.

Les mesures de contrôle analytique impliquent typiquement des mesures de contrôle du laboratoire à l'interne et à l'externe, afin de faire un suivi de la précision et de l'exactitude de l'échantillonnage, la préparation des échantillons et l'analyse géochimique. Elles sont également importantes pour éviter des permutations d'échantillons et pour déceler la contamination des échantillons, qu'elle soit volontaire ou par inadvertance. Les protocoles d'analyse géochimique impliquent typiquement des analyses de duplicatas et l'insertion d'échantillons de contrôle de la qualité afin de vérifier la fiabilité des résultats analytiques à travers la procédure d'échantillonnage et d'analyse. Des analyses de vérification sont typiquement effectuées comme mesure additionnelle de la fiabilité des résultats analytiques. Les analyses de vérification consistent à réanalyser un nombre prédéterminé de rejets et de pulpes à un deuxième laboratoire de contrôle.

RNC a mis en œuvre des mesures de contrôle analytique externes dès le début de ses programmes de forage au projet nickélicifère Dumont en 2007 (Lewis et San Martin, 2010). Les mesures de contrôle analytique comprennent l'insertion d'échantillons de contrôle de la qualité (échantillons à blanc, duplicatas de terrain et échantillons de matériaux de référence certifiés) dans chaque lot d'échantillons soumis pour analyse. Par ailleurs, des analyses de vérification ont aussi été effectuées dans un laboratoire de contrôle. RNC a commencé l'insertion régulière des échantillons de contrôle de la qualité à partir du sondage 07-RN-04 (Lewis et San Martin, 2010), soit le quatrième sondage foré par RNC sur le projet nickélicifère Dumont.

Les échantillons à blanc sont composés de sable d'esker local et montrent généralement une teneur entre 0,003 et 0,008 % de nickel (Lewis et San Martin, 2010), avec une valeur supérieure acceptable de 0,01 % de nickel. Les duplicatas de terrains sont des quarts de carottes.

RNC a utilisé quatre matériaux de contrôle certifiés obtenus auprès de Ore Research & Exploration Pty Ltd (ORE) de Victoria en Australie : OREAS 13P, OREAS 14P, OREAS 70P et OREAS 72A. OREAS 13P et OREAS 14P ont été remplacés par OREAS 70P et OREAS 72A en 2008, puisqu'ils étaient considérés comme non représentatifs des types de roches et des teneurs en nickel attendues (Lewis et San Martin, 2010).

OREAS 13P et OREAS 14P sont tous deux certifiés pour leurs valeurs en cuivre, or, nickel, palladium et platine. OREAS 70P est certifié pour différents métaux précieux et usuels, des éléments majeurs et des éléments traces lithophiles. OREAS 72A est certifié pour ses valeurs en oxyde d'aluminium, arsenic, chrome, cobalt, cuivre, or, fer, oxyde de magnésium, nickel, palladium, platine, bioxyde de silicium et soufre. La teneur en nickel certifiée du matériel de référence utilisé dans le cadre du projet et le nombre de fois que le matériel a été analysé par le laboratoire principal sont présentés au tableau 11-5.

Un étalon, un échantillon à blanc ou un duplicata de terrain a été inséré parmi les lots d'échantillons selon un taux de 1 pour chaque 25 échantillons (Lewis et San Martin, 2010).

Avant le 1er juin 2008, toutes les pulpes préparées par Laboratoire Expert inc. (« Laboratoire Expert ») étaient réanalysées par ALS Chemex à Val-d'Or, Québec (« ALS »). Depuis le 1er juin 2008, 5 % des pulpes d'ALS sont choisies au hasard et réanalysées par Laboratoire Expert (Lewis et San Martin, 2010). Depuis le mois de juin 2011, AGAT Laboratories Ltd (AGAT) de Mississauga est utilisé comme laboratoire de contrôle.

Tableau 11-5 : Spécifications des matériaux de référence certifiés utilisés par RNC entre 2007 et 2012

Matériel de référence	Source	Ni (%)	Écart-type (%)	No. d'éch.
OREAS 13P	ORE	0,204	0,0115	1 090
OREAS 14P	ORE	2,090	0,0700	159
OREAS 70P	ORE	0,244	0,0193	2 162
OREAS 72A	ORE	0,693	0,0250	243

Les mesures de contrôle analytique pour la magnétite dans le cadre de l'étude EXPLOMIN^{MC} impliquaient des analyses répétées et dupliquées par SGS Canada Inc. (SGS). Les analyses répétées consistaient à préparer un nouveau sous-échantillon et à refaire l'analyse QEMSCAN (*Quantitative Evaluation of Materials by Scanning Electron Microscopy*; évaluation quantitative des matériaux par microscope électronique à balayage) pour chaque sous-échantillon. Les résultats démontrent la reproductibilité entre les sous-échantillons (incluant la reproductibilité de l'appareil). Les analyses dupliquées consistaient à analyser le même bloc ou la même section polie une deuxième fois. Les résultats démontrent la reproductibilité du système ou de l'équipement utilisé. Toutefois, chaque fois qu'un bloc ou qu'une lame polie est réanalysé, un secteur différent du bloc ou de la lame polie est balayé (c'est-à-dire que ce ne sont pas les mêmes particules qui sont balayées). Ainsi, les analyses d'origine ne peuvent jamais être parfaitement dupliquées puisque les particules dans les secteurs balayés peuvent changer en raison de légers mouvements du plateau et au moment de la mise en place de l'échantillon. Des mesures de contrôle analytique ont été effectuées sur 5 % des échantillons de l'étude EXPLOMIN^{MC}.

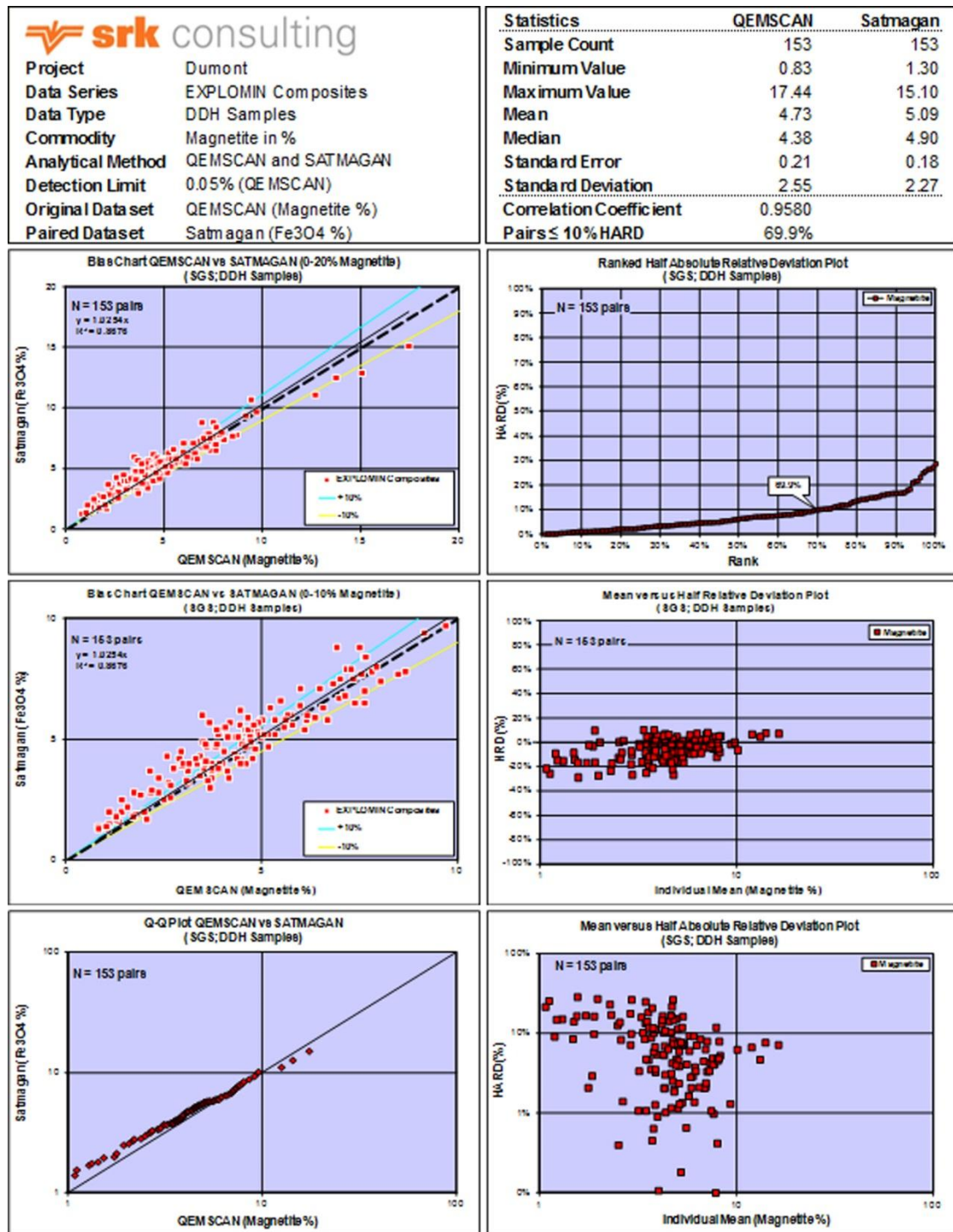
En 2012, sur la recommandation de SRK Consulting, RNC a demandé à SGS Mineral Services de réaliser 153 tests Satmagan pour valider de façon indépendante les quantités de magnétite établies dans le cadre du programme de cartographie minéralogique EXPLOMIN^{MC}. Les résultats Satmagan des échantillons EXPLOMIN^{MC} ont été utilisés pour valider le pourcentage

massique de magnétite établi par QEMSCAN. L'appareil Satmagan estime la quantité de magnétite présente en mesurant la susceptibilité magnétique (en pourcentage de Fe_3O_4). Les valeurs Satmagan (ou de Fe récupérable) peuvent être comparées et calibrées avec les résultats obtenus en tube Davis. La figure 11.8 à la page suivante résume les tests Satmagan et compare les résultats aux quantités de magnétite établies selon les résultats EXPLOMIN^{MC}. Des tests Satmagan ont été effectués sur 10 % des échantillons de l'étude EXPLOMIN^{MC}.

11.3 Commentaires de SRK

SRK est d'avis que les procédures de préparation, de sécurité et d'analyse des échantillons utilisées par RNC sont conformes et dans bien des cas supérieures aux meilleures pratiques généralement acceptées dans l'industrie.

Figure 11.8 : Graphiques montrant le biais, la précision et graphiques quantile-quantile pour les échantillons EXPLMIN^{MC} (QEMSCAN vs Satmagan) (SGS) – Magnétite



12 VÉRIFICATION DES DONNÉES

12.1 Visite du site

Conformément aux lignes directrices du Règlement 43-101, Sébastien Bernier de SRK a visité le projet Dumont entre le 27 avril et le 2 mai 2011 en compagnie de John Korczak, P.Geo., et le 17 mai 2013 en compagnie de Robert Cloutier, géo. (OGQ), tous deux de RNC. Le but de ces visites était de vérifier le contexte géologique du projet, d'être témoin des progrès des travaux d'exploration réalisés sur la propriété et d'évaluer les aspects logistiques et autres contraintes relatives à la réalisation de travaux d'exploration dans le secteur.

Tous les aspects pouvant avoir une incidence réelle sur l'évaluation des ressources minérales présentées ci-dessous ont été révisés avec le personnel de RNC. SRK a eu accès, sans aucune restriction, à toutes les données pertinentes du projet. SRK a été en mesure d'interroger le personnel d'exploration pour vérifier les procédures et les protocoles d'exploration.

Les collets des trous de forage étaient clairement identifiés avec des piquets en métal, incluant le numéro du forage inscrit sur une étiquette de métal. Aucun écart n'a été trouvé entre la localisation, la numérotation ou l'orientation des trous vérifiés sur les plans et dans la base de données examinée par SRK.

La visite sur le terrain a eu lieu lorsque les activités de forage avaient cours et SRK a examiné les carottes de plusieurs forages qui étaient en traitement à la carothèque. SRK a examiné et redécrit les zones nickélifères du forage 11-RN-242. SRK a aussi prélevé des échantillons de vérification dans ce sondage pour analyse indépendante (voir ci-dessous).

Le 21 juin 2012, Sébastien Bernier et Oy Leuangthong de SRK, en compagnie de John Korczak et Michelle Sciortino de RNC, ont visité les installations de SGS à Lakefield (Ontario) où les échantillons EXPLOMIN^{MC} sont traités et analysés.

Tous les détails de la vérification des données réalisée par SRK et résumée dans ce chapitre sont inclus dans le rapport de Bernier et Leuangthong (2013), lequel peut être consulté sur le site web de RNC.

12.2 Vérification de la base de données

Les données d'exploration recueillies par RNC sont intégrées directement dans une base de données CAE Mining Fusion qui n'utilise que des fichiers électroniques. Les données recueillies par les géologues lors de la description des forages sont enregistrées électroniquement dans DHLogger, à l'intérieur du système de gestion de la base de données Fusion. Les étiquettes des échantillons sont automatiquement et électroniquement générées par DHLogger. Les logiciels DHLogger et Fusion sont tous deux équipés d'une série de vérifications internes strictes qui empêchent la saisie incorrecte de données, incluant la répétition ou l'omission d'un intervalle qui pourrait survenir lors de la description du forage ou lors du transfert des résultats d'analyse, lesquels sont reçus électroniquement du laboratoire.

Lors de la visite du site, SRK a révisé et vérifié les procédures de description des carottes avec plusieurs géologues effectuant cette tâche. SRK a aussi réalisé une série de tests statistiques sur la base de données dans le cadre du processus d'estimation des ressources minérales.

Aucune erreur n'a été trouvée. SRK est d'avis que la base de données est acceptable et suffisamment fiable pour l'estimation de ressources minérales.

12.3 Vérification des données de contrôle de la qualité analytique

RNC a mis à la disposition de SRK les données de contrôle des analyses sous forme de feuilles de calcul Microsoft Excel qui contenaient les résultats d'analyse pour les échantillons de contrôle de la qualité (échantillons à blanc, duplicatas de terrain, matériaux de référence certifiés, analyses de vérification, et analyses dupliquées et répétées dans le cadre de l'étude EXPLOMIN^{MC}).

SRK a regroupé les résultats d'analyse des échantillons de contrôle de la qualité externes pour les examiner de façon plus détaillée. Huit variables ont été examinées : calcium, cobalt, chrome, fer, nickel, palladium, platine et soufre, ainsi que le poids spécifique. Les données des échantillons à blanc et des matériaux de référence certifiés ont été résumées en graphiques chronologiques pour mettre en évidence les résultats des échantillons de contrôle. Les données des duplicatas, des analyses de vérification, et des analyses dupliquées et répétées (dans le cadre de l'étude EXPLOMIN^{MC}) (doublons) ont été analysées au moyen de graphiques montrant la précision relative, le biais et des graphiques quantile-quantile. Les données de contrôle de la qualité analytique produites par RNC entre 2007 et 2011 sur le projet nickélique Dumont sont résumées au tableau 12-1 et sont présentées sous forme graphique (par élément et par année) dans le rapport de Bernier et Leuangthong (2013), lequel peut être consulté sur le site web de RNC.

SRK ne présente que les valeurs en cobalt, en magnétite, en nickel, en palladium et en platine dans l'estimation des ressources minérales, toutefois le calcium, le chrome, le fer et le soufre ont aussi été modélisés compte tenu de leur corrélation avec la récupération du nickel. Bien que seuls le cobalt, la magnétite, le nickel, le palladium et le platine sont abordés dans le texte qui suit, les graphiques comparatifs pour tous les éléments et minéraux sont inclus dans le rapport de Bernier et Leuangthong (2013), lequel peut être consulté sur le site web de RNC.

Les données de contrôle de la qualité analytique externes produites pour ce projet représentent approximativement 12 % du nombre total des échantillons soumis pour analyse (tableau 12-1).

Tableau 12-1 : Résumé des données de contrôle de la qualité analytique produites par RNC entre 2007 et 2012

	2007	2008	2009	2010	2011	2012	TOTAL	%	Remarque
Nombre d'échantillons							90 967		
Échantillons de contrôle de la qualité									
Échantillons à blanc	628	966	520	107	1 428	63	3 712	4,08 %	Sable d'esker (0,003-0,008 % Ni)
Matériaux de référence certifiés	614	945	520	107	1 431	126	3 743	4,11 %	
OREAS 13P	470	599					1 069	1,18 %	ORE (0,2261 % Ni)
OREAS 70P		302	456	88	1 310	61	2 217	2,44 %	ORE (0,2438 % Ni)
OREAS 72A		30	64	19	121	2	236	0,26 %	ORE (0,693 % Ni)
OREAS 14P	144	14					158	0,17 %	ORE (2,09 % Ni)
Duplicatas de terrain	550	959	517	101	1 422	63	3 612	3,97 %	Quarts de carotte
Total des	1 792	2 870	1 557	315	4 281	252	11 067	12,17 %	

échantillons de CQ									
Analyses de vérification									
Laboratoire Expert & ALS	135	14 411	5 503	182	934		21 165	23,27 %	Duplicatas de pulpe
AGAT & ALS					761		761	0,84 %	Duplicatas de pulpe

Il y a un certain nombre d'échantillons à blanc au-dessus de la limite supérieure acceptable de 0,01 % nickel. Toutefois, SRK note qu'ils représentent environ 2 % du total des échantillons à blanc. Dans l'ensemble, la valeur moyenne est d'environ 0,0038 %, ce qui indique que le sable d'esker utilisé comme blanc n'est pas stérile en nickel, mais sa teneur est suffisamment faible pour les besoins du projet.

Le matériel à blanc n'a pas été caractérisé pour le cobalt, le palladium ni le platine. La valeur moyenne en cobalt des échantillons à blanc est d'environ 5 ppm (donc au-dessus de la limite de détection de 2 ppm pour Laboratoire Expert et de 1 ppm pour ALS), ce qui indique que le matériel à blanc n'est pas stérile en cobalt non plus. Compte tenu du fait que la teneur moyenne en cobalt (à une teneur de coupure de 0 % cobalt) du gisement est de 105 ppm, le matériel à blanc utilisé est acceptable pour le cobalt.

Les valeurs moyennes pour le palladium et le platine des échantillons à blanc sont inférieures à la limite de détection (2 ppm pour Laboratoire Expert, et 0,001 ppm palladium et 0,005 ppm platine pour ALS).

SRK note que les échantillons à blanc analysés par Laboratoire Expert entre 2007 et 2008 montrent des valeurs moyennes supérieures pour le cobalt, le nickel, le palladium et le platine que les échantillons à blanc analysés par ALS.

Les graphiques chronologiques pour les échantillons à blanc montrent également un pourcentage élevé de pics au-dessus de la moyenne (Bernier et Leuangthong, 2013).

Les teneurs moyennes des échantillons d'OREAS 13P, d'OREAS 14P et d'OREAS 72A sont généralement inférieures aux valeurs en nickel attendues. Plus particulièrement, la déviation des teneurs moyennes en nickel d'OREAS 13P est la plus importante par rapport aux valeurs en nickel attendues. En effet, approximativement 91 % des résultats d'analyse en nickel sont inférieurs de deux écarts-types par rapport à la valeur attendue. La cause exacte du mauvais rendement d'OREAS 13P est difficile à établir de façon rétrospective par SRK. Elle devrait être examinée par RNC.

Les échantillons de contrôle d'OREAS 13P et d'OREAS 14P ont de façon générale donné les résultats attendus pour le palladium et le platine, bien qu'approximativement 7 % et 29 % des échantillons diffèrent de la valeur attendue de plus de deux écarts-types. OREAS 13P et OREAS 14P ne sont pas certifiés pour le cobalt.

Les échantillons d'OREAS 72A montrent généralement des valeurs moyennes à près de deux écarts-types des valeurs attendues pour le cobalt. La cause exacte du mauvais rendement d'OREAS 72A est difficile à établir de façon rétrospective par SRK, mais elle devrait être examinée par RNC.

Les valeurs en palladium et en platine tombent à l'intérieur des fourchettes attendues, bien que les valeurs moyennes soient légèrement inférieures aux valeurs attendues pour OREAS 72A. Moins de 7 % et 2 % des valeurs en platine et palladium des échantillons d'OREAS 72A sont à plus de deux écarts-types de la valeur attendue, respectivement.

Les valeurs en nickel et en cobalt obtenues pour OREAS 70P sont dans l'ensemble à l'intérieur de la fourchette prévue. La valeur moyenne en nickel est légèrement supérieure à la valeur attendue, tandis que pour le cobalt la valeur moyenne est légèrement inférieure à la valeur certifiée. Moins de 1 % des valeurs en cobalt et moins de 2 % des valeurs en nickel étaient à plus de deux écarts-types de la valeur attendue.

La valeur moyenne en palladium pour OREAS 70P est inférieure à la valeur attendue, et moins de 1 % des échantillons ont livré des valeurs supérieures à la valeur attendue. Les valeurs en platine sont systématiquement supérieures à la valeur attendue, qui est sous la limite de détection pour OREAS 70P, mais moins de 2 % dépassent la limite de détection.

Les données des duplicatas (doublons) analysés par SRK indiquent que les résultats d'analyse pour le cobalt et le nickel peuvent être raisonnablement reproduits par ALS à partir de la même pulpe. Les graphiques montrant la moitié de l'écart absolu (« HARD »; *Rank Half Absolute Difference*) pour le cobalt et le nickel indiquent que plus de 95 % des duplicatas de terrain ont un HARD inférieur à 10 % (Bernier et Leuangthong, 2013). Il s'agit d'un résultat auquel on pourrait s'attendre lors de la réanalyse de la même pulpe. Les graphiques HARD pour le palladium montrent qu'entre 51 % et environ 61 % des duplicatas de terrain ont un HARD inférieur à 10 %. Les graphiques pour le platine indiquent qu'entre 55 % et environ 58 % des échantillons ont un HARD inférieur à 10 %.

Les données des analyses de vérification (doublons) pour le nickel réalisées au Laboratoire Expert entre 2007 et 2009 sont généralement concordantes aux résultats d'ALS (voir Bernier et Leuangthong, 2013). En 2010, et plus particulièrement en 2011, SRK a noté qu'il y avait des différences notables entre les deux laboratoires, les teneurs en nickel de Laboratoire Expert étant constamment inférieures dans la fourchette de valeurs entre 0,1 % et 0,3 % Ni (voir Bernier et Leuangthong, 2013). De plus, il semble y avoir un manque de valeurs entre 0,2 % et 0,3 % nickel dans les résultats obtenus de Laboratoire Expert. Les résultats d'analyses de Laboratoire Expert ne sont utilisés qu'à des fins de vérification et ne sont pas considérés dans l'estimation des ressources. Il est difficile d'analyser rétrospectivement la variance observée dans les résultats d'analyses de vérification de Laboratoire Expert, lequel n'est pas accrédité. SRK a recommandé à RNC d'enquêter au sujet de cette différence entre ALS et Laboratoire Expert et a suggéré à RNC de changer de laboratoire de contrôle et de privilégier un laboratoire agréé.

En juin 2011, RNC a changé de laboratoire de contrôle et utilise désormais AGAT Laboratories de Mississauga. Les données (doublons) pour les analyses de vérification indiquent que les résultats des analyses effectuées par AGAT concordent de façon générale avec les résultats d'ALS pour le cobalt et le nickel, avec des graphiques HARD indiquant que plus de 95 % des analyses de vérification ont un HARD inférieur à 10 % (Bernier et Leuangthong, 2013). Les résultats des analyses de vérification depuis 2011 confirment que les résultats d'ALS n'ont pas de biais et sont fiables. Les graphiques HARD pour le palladium et le platine montrent que 47 % et 56 % des analyses de vérification ont un HARD inférieur à 10 % respectivement. Aucun échantillon de vérification n'a été expédié à AGAT entre les mois de février et décembre 2012 puisqu'aucun trou de forage relatif aux ressources n'a été réalisé durant cette période.

Parmi les échantillons analysés pour la magnétite dans le cadre de l'étude EXPLOMIN^{MC}, 78 ont fait l'objet d'analyses répétées et 13 d'analyses dupliquées. Les résultats ont été vérifiés par

SRK. Les analyses répétées montrent une reproductibilité raisonnable entre les sous-échantillons, tandis que les analyses dupliquées montrent une reproductibilité raisonnable de l'appareil. Les graphiques HARD pour la magnétite montrent que 56 % des analyses répétées et 100 % des analyses dupliquées ont un HARD inférieur à 10 % (Bernier et Leuangthong, 2013). Le pourcentage plus faible pour les analyses répétées pourrait indiquer la présence d'un effet pépite associé aux particules de magnétite. Les données Satmagan montrent une reproductibilité raisonnable avec les données QEMSCAN, puisque 70 % des échantillons ont un HARD inférieur à 10 %.

Dans l'ensemble, SRK considère que les données de contrôle de la qualité analytique révisées par SRK suggèrent que les résultats d'analyse obtenus du laboratoire principal utilisé par RNC sont suffisamment fiables aux fins de l'estimation des ressources minérales. À l'exception de ce qui est mentionné ci-dessus, les ensembles de données examinés par SRK ne montrent aucune preuve évidente de distorsion analytique.

12.4 Échantillonnage de vérification indépendant

Dans le cadre du processus de vérification, SRK a prélevé dix-huit échantillons de vérification lors de sa visite du site entre le 27 avril et le 2 mai 2011. Les échantillons de vérification correspondent aux intervalles échantillonnés par RNC dans le sondage 11-RN-242, foré en 2011. Les échantillons de vérification consistent en quarts de carottes de calibre NQ et ont été expédiés au laboratoire AGAT à Mississauga en mai 2011 pour préparation et analyse. Le laboratoire AGAT est certifié conforme aux normes ISO/CEI 17025 :2005 par le Conseil canadien des normes (CCN) et par l'Association canadienne d'accréditation des laboratoires (ACAL) pour des tests spécifiques, incluant les méthodes utilisées pour analyser les échantillons soumis par SRK (dissolution par quatre acides suivie de spectroscopie d'émission optique par plasma à couplage inductif).

Le tableau 12-2 à la page suivante présente les résultats d'analyse comparatifs pour les échantillons de vérification. Le certificat d'analyse pour les échantillons de SRK est inclus dans le rapport de Bernier et Leuangthong (2013), lequel peut être consulté sur le site web de RNC. Les échantillons de vérification (doublons) ont aussi été analysés au moyen de graphiques montrant la précision relative, le biais et des graphiques quantile-quantile. Les échantillons de vérification indiquent que pour les teneurs en nickel et soufre et pour les mesures de poids spécifique, les résultats d'ALS peuvent être raisonnablement reproduits par AGAT. Les graphiques HARD montrent que 89 % des valeurs en nickel, 72 % des valeurs en soufre et 100 % des valeurs de poids spécifique ont un HARD inférieur à 10 %.

Une quantité aussi limitée d'échantillons ne peut être considérée comme étant représentative pour vérifier les teneurs en nickel obtenues par RNC. Le but de l'échantillonnage de vérification était seulement de confirmer l'existence de la minéralisation nickélique et de vérifier si SRK était en mesure de reproduire les teneurs en nickel pour les intervalles d'échantillonnage choisis de façon indépendante par SRK.

Tableau 12-2 : Résultats d'analyse des échantillons prélevés par SRK pour vérification

No. forage	No. échantillon SRK	No. échantillon originel	De (m)	À (m)	Long. (m)	Ni originel (%)	Ni SRK (%)
11-RN-242	SRK-01	11-RN-242-213	495,00	496,50	1,50	0,736	0,791
11-RN-242	SRK-02	11-RN-242-217	496,50	498,00	1,50	0,526	0,526
11-RN-242	SRK-03	11-RN-242-218	498,00	499,50	1,50	0,495	0,518
11-RN-242	SRK-04	11-RN-242-219	499,50	501,00	1,50	0,495	0,457
11-RN-242	SRK-05	11-RN-242-220	501,00	502,50	1,50	0,415	0,347
11-RN-242	SRK-06	11-RN-242-221	502,50	504,00	1,50	0,391	0,390
11-RN-242	SRK-07	11-RN-242-222	504,00	505,50	1,50	0,363	0,395
11-RN-242	SRK-08	11-RN-242-223	505,50	507,00	1,50	0,380	0,263
11-RN-242	SRK-09	11-RN-242-227	507,00	508,50	1,50	0,348	0,349
11-RN-242	SRK-10	11-RN-242-228	508,50	510,00	1,50	0,389	0,340
11-RN-242	SRK-11	11-RN-242-229	510,00	511,50	1,50	0,329	0,335
11-RN-242	SRK-12	11-RN-242-230	511,50	513,00	1,50	0,275	0,288
11-RN-242	SRK-13	11-RN-242-231	513,00	514,50	1,50	0,308	0,283
11-RN-242	SRK-14	11-RN-242-232	514,50	516,00	1,50	0,306	0,283
11-RN-242	SRK-15	11-RN-242-233	516,00	517,50	1,50	0,253	0,354
11-RN-242	SRK-16	11-RN-242-234	517,50	519,00	1,50	0,235	0,253
11-RN-242	SRK-17	11-RN-242-235	519,00	520,50	1,50	0,242	0,236
11-RN-242	SRK-18	11-RN-242-236	520,50	522,00	1,50	0,258	0,248
Moyenne						0,375	0,370

13 ESSAIS DE TRAITEMENT DES MINERAIS ET ESSAIS MÉTALLURGIQUES

13.1 Introduction

L'objectif de l'étude métallurgique de faisabilité consistait à quantifier le comportement métallurgique de la minéralisation nickélique du minerai ultramafique du projet Dumont. Le programme a été conçu de façon à pouvoir définir les paramètres des critères de conception des procédés, en particulier les caractéristiques du débit de minerai, les étapes de comminution, de déschlammage, de flottation et d'assèchement dans l'usine de traitement.

Le programme métallurgique a été réalisé par le Centre de technologie minérale et de plasturgie inc. (CTMP), Mineral Solutions, SGS Mineral Services (SGS), et le personnel métallurgique de RNC.

Le programme métallurgique a été effectué en utilisant les échantillons et les composites suivants :

- échantillons de variabilité métallurgique;
- composites des zones minéralisées (sulfurée, alliage et mixte);
- échantillons composites des domaines métallurgiques;
- échantillon de surface (affleurement); et
- échantillons de comminution.

Les échantillons ont été choisis de façon à être représentatifs de la répartition spatiale, la teneur du minerai et les types de minéralisation dans le gisement Dumont.

Quatre-vingt-douze échantillons de comminution ont été soumis à SGS pour effectuer une série de tests de caractérisation au broyage, pour notamment déterminer l'indice de Bond en broyeur à boulets (BW_i; *Ball Work index*), l'indice de Bond en broyeur à barres (RW_i; *Rod Work index*), et faire des tests d'impact SMC et des tests d'abrasion (A_i; *Abrasion index*). En plus de ces 92 échantillons, 10 échantillons additionnels ont été ajoutés, tirés des échantillons de variabilité de calibre PQ, pour effectuer les tests visant à déterminer l'indice de Bond en concasseur (CW_i; *Crusher Work index*) et les tests d'impact JK (JK DWT; *JK Drop Weight Test*).

Des études sur la flottation et la séparation magnétique ont été effectuées en 2008 et 2009. Ces travaux ont permis d'élaborer la procédure d'essai standard (STP; *Standard Test Procedure*), laquelle a été utilisée pour établir les domaines métallurgiques et la variabilité de la récupération à travers le gisement.

Des travaux plus poussés d'optimisation ont été effectués sur les composites des zones minéralisées et les échantillons de variabilité de calibre PQ afin d'optimiser la consommation de réactifs, la conception du schéma de traitement et pour réaliser les essais en circuit fermé afin d'évaluer la récupération après purification.

13.2 Essais antérieurs

Plusieurs rondes d'essais ont eu lieu à différents laboratoires avant la phase actuelle de faisabilité. Les programmes et les résultats antérieurs sont brièvement décrits ci-dessous.

13.2.1 Essais historiques 1971–1972

En 1971 et 1972, le Centre de recherches minérales (CRM) de Sainte-Foy, Québec, a réalisé un programme d'essais en laboratoire sur des échantillons de carottage provenant de la zone principale, à la demande de Dumont Nickel. Les descriptions qui suivent sont extraites d'un rapport (Caron, 2004), qui s'est servi des renseignements fournis dans la section métallurgique de l'étude de faisabilité historique préparée par Caron, DuFour et Séguin (CDS) (Caron, 1972).

Les résultats des essais métallurgiques du CRM ont mené à l'élaboration d'un procédé de concentration impliquant des étapes de broyage, de flottation et de séparation magnétique. Des essais en circuit fermé ont été effectués sur des échantillons composites de carottage.

Dans le rapport, Caron indiquait que le procédé décrit dans l'étude de CDS arrivait à un taux de récupération de 48 % nickel, à partir d'un concentré dont la teneur était d'environ 20 % nickel.

13.2.2 Essais métallurgiques préliminaires 2007–2008

Des essais métallurgiques préliminaires ont été entrepris en 2007 et au début de 2008 par RNC. Les essais comportaient un broyage humide conventionnel jusqu'à une taille de particules très fines, à 80 % passant 53 µm, suivi de flottation et de séparation magnétique. La présence de brucite et de chrysotile dans le matériel d'alimentation a causé d'importants problèmes de viscosité et d'occlusion lors du broyage. Un schéma de traitement relativement complexe impliquant des réactifs coûteux a été élaboré dans l'espoir de réduire la viscosité et arriver à un procédé métallurgique acceptable.

Vers la fin de 2008, le programme métallurgique s'est tourné dans une nouvelle direction, se concentrant plutôt sur le prétraitement de la minéralisation, d'abord en retirant le chrysotile lors d'une étape de défibrage à sec puis en retirant la brucite dans une étape de déschlammage humide, dans une tentative de réduire la viscosité de la pulpe et simplifier le schéma de réactif. La viscosité de la pulpe a en effet été réduite considérablement ce qui a permis d'améliorer la récupération du nickel et la teneur du concentré lors des étapes suivantes de séparation magnétique et de flottation. Les essais ont été réalisés sur dix composites de sondages complets, qui ont été forés à travers le gisement en entier et qui étaient donc représentatifs de la variabilité minéralogique observée. Une procédure d'essai standard (STP; *Standard Test Procedure*) rigoureuse et systématique a été élaborée pour les essais. Trente-deux échantillons différents ont ensuite été évalués selon la procédure STP et utilisés pour définir les équations de récupération pour les trois types de minéralisation dans le gisement.

13.2.2.1 Concassage et défibrage à sec

RNC a mandaté le Centre de technologie minérale et de plasturgie (CTMP), une société d'État du gouvernement du Québec avec des laboratoires situés à Thetford Mines, Québec, pour entreprendre des essais de concassage à sec, de tamisage et de classification pneumatique.

Le CTMP a testé ces échantillons selon un régime standard de séparation et de récupération du chrysotile employé dans l'industrie de l'amiante au Québec. À 841 µm (20 mesh), la séparation du chrysotile et de la serpentine granulaire est à peu près complète et une simple classification pneumatique permet d'extraire un produit de chrysotile dépourvu de nickel. L'intensité de la classification pneumatique détermine la perte en poids au produit de chrysotile et la perte en nickel.

13.2.2.2 Broyage et déschlammage humide

Les essais à partir d'un échantillon soumis au concassage à sec et à la classification pneumatique (donc exempt de chrysotile) produisaient quand même des pulpes à viscosité élevée, ce qui posait toujours des problèmes au niveau du broyage et de la flottation. Le CTMP a réussi à broyer ces produits par étapes en ajoutant une phase de déschlammage en hydrocyclone. En effet, on croyait que le déschlammage permettrait de retirer la brucite interstitielle qui était libérée lors du broyage et qui était la cause principale de la viscosité élevée des pulpes. Le CTMP a donc d'abord broyé la sousverse grossière issue de la classification pneumatique à 80 % passant moins 150 µm (100 mesh) puis déschlammé en hydrocyclone. La surverse épaisse et pâteuse sortant de l'hydrocyclone a été rejetée. La sousverse grossière et s'écoulant librement a été acheminée à un séparateur magnétique de faible intensité en milieu humide pour la récupération d'awaruite et de magnétite. La composante non magnétique a été broyée à 80 % passant moins 74 µm (200 mesh) et la pulpe broyée à nouveau déschlammée en hydrocyclone pour retirer la brucite fine libérée lors de la deuxième étape de broyage. La sousverse de la deuxième passe de déschlammage a été à nouveau traitée au séparateur magnétique pour y extraire toute l'awaruite et la magnétite résiduelles libérées lors de la deuxième étape de broyage. La composante non magnétique a ensuite été traitée par flottation. Cette procédure a produit des pulpes dont la viscosité était systématiquement plus faible pour la flottation.

La récupération d'awaruite et de magnétite était excellente lors des deux étapes de séparation magnétique du circuit de dégrossissage, livrant en moyenne 1 % nickel (jusqu'à 3 % nickel) et entre 40 et 50 % fer. La récupération d'awaruite était d'environ 80 % en moyenne. Les essais plus poussés sur la purification de ces préconcentrés d'awaruite ont été reportés jusqu'à ce que l'élaboration d'une procédure d'essai standard ait été complétée.

Il a été décidé de limiter le déschlammage humide à une perte de masse ciblée à approximativement 5 % pour chaque étape, ce qui se solderait par des pertes de nickel de moins de 4 % par étape. Aucune amélioration de la viscosité de la pulpe n'était observée à des pertes de masse plus élevées, toutefois les pertes de nickel augmentaient substantiellement.

13.2.2.3 Essais de flottation

Des essais de flottation ont été effectués sur des composites défibrés et déschlammés par Lang et Liu chez SGS, par Marois au CTMP, et par Marois, Liang et Lang au CTMP en 2008. Le but des essais était de vérifier si le défibrage et le déschlammage avant la flottation permettraient de simplifier l'utilisation de réactifs et mènerait à une réduction de la consommation de réactifs et des coûts associés, tout en livrant des récupérations et des teneurs en nickel équivalentes ou supérieures dans le concentré.

La procédure d'essai standard a été finalisée en mai 2009. Elle comporte un broyage par étapes tel que décrit à la section 13.2.2.2, avec chaque étape de broyage et de déschlammage suivie par des essais de flottation minutés et incrémentiels.

13.2.2.4 Essais de comminution

Des tests de résistance à charge ponctuelle (PLT; *Point Load Test*) effectués sur des centaines d'échantillons à la carothèque de RNC à Amos ont permis de réduire le nombre de types de minerais primaires à quatre, en fonction de leurs caractéristiques de résistance et de dureté :

- Domaine 1 - Échantillons de la zone d'olivine résiduelle
- Domaine 2 - Échantillons de la zone de coalingite

- Domaine 3 - Échantillons de la zone de serpentinite noire compétente
- Domaine 4 - Échantillons des zones de failles fortement altérées.

Des échantillons des quatre domaines ont été acheminés à Hazen Research à Denver au Colorado, pour y effectuer une évaluation complète au moyen de tests JK DWT, de tests d'impact SMC et de tests de compression uniaxiale (UCS; *Unconfined Compressive Strength*).

Les tableaux 13-1 à 13-3 résument les données tirées du rapport de Hazen (Gillespie, 2010).

Tableau 13-1 : Résultats sommaires des tests d'impact JK DWT

	Domaine 1	Domaine 2	Domaine 3	Domaine 4
Poids spécifique	2,60	2,43	2,61	2,60
Axb	51,9	74,2	62,2	68,8
ta	0,54	0,75	0,64	0,88

Tableau 13-2 : Résultats sommaires des tests d'impact SMC

	Domaine 1			Domaine 2			Domaine 3			Domaine 4		
Poids spécifique	2,59	2,59	2,62	2,44	2,44	2,42	2,61	2,62	2,61	2,54	2,51	2,52
Axb	35,3	40,8	43,4	63,4	64,9	63,5	52,7	56,6	42,7	46,4	49,9	55,9
ta	0,35	0,41	0,43	0,66	0,69	0,68	0,52	0,56	0,42	0,47	0,52	0,57

Tableau 13-3 : Résultats sommaires des tests UCS

Domaine	Compression (psi)
1	9 190
1	16 370
2	7 570
2	4 490
3	10 620
3	11 640
4	14 390
4	7 240

13.2.3 Étude de pré faisabilité (ÉPF)

Dans le but de recueillir des données pour l'étude de pré faisabilité, des travaux en laboratoire et en mini-usine ont été effectués. La mini-usine consistait en un circuit continu de 20 à 30 kg/h qui reproduisait le circuit de dégrossissage du laboratoire (concassage, défibrage, broyage humide, déschlammage, flottation, séparation magnétique). Le concassage et le défibrage sont des procédés discontinus, tandis que les étapes du broyage humide jusqu'à la séparation magnétique se font en continu et opéraient à un taux de 20 à 30 kg/h selon la campagne.

La mini-usine a d'abord été mise en service pour augmenter le niveau de confiance concernant la récupération du circuit de dégrossissage établie lors des résultats STP en laboratoire. Le matériel utilisé pour alimenter la mini-usine provenait de quatre sondages de calibre PQ qui ont été forés sur toute la longueur du gisement afin de fournir de plus grandes quantités de matériel pour chaque domaine que les tests en laboratoire.

La mini-usine a aussi généré de plus grandes quantités de préconcentré (concentrés de flottation et de séparation magnétique) qui ont servi lors des travaux préliminaires de conception du circuit de purification.

Les travaux en laboratoire étaient axés sur les tests de comminution, l'analyse de la variabilité (STP), la récupération après purification, et l'optimisation du schéma de traitement. Ces travaux sont en grande partie décrits plus en détail dans la section portant sur les résultats des essais de faisabilité, puisqu'ils ont servi de point de départ pour les travaux de niveau faisabilité. Les essais effectués durant l'ÉPF ont considérablement modifié le schéma de traitement comparativement au circuit de concassage et défibrage à sec envisagé dans l'évaluation économique préliminaire (ÉÉP) de 2010. La section qui suit résume les essais qui ont mené à la décision d'éliminer le circuit à sec et d'aller de l'avant dans l'ÉPF avec un broyeur SAG, un broyeur à boulets et un circuit de déschlammage.

13.2.3.1 Élimination du défibrage

Dans l'ÉÉP de 2010, l'hypothèse de départ pour le schéma de traitement impliquait un circuit de concassage à sec avec défibrage, suivi d'étapes de broyage humide en broyeurs à boulets et de déschlammage. Au départ, le défibrage a été introduit pour retirer les fibres de chrysotile qui causaient du plaquage et des problèmes de viscosité lors de la flottation. Toutefois même avec l'introduction du défibrage, des problèmes de viscosité demeuraient évidents pour le produit sortant du broyeur à boulets et l'alimentation de l'étape de flottation, de telle sorte qu'une étape de déschlammage a été introduite. À l'époque, il était toujours supposé qu'un broyage très fin, à 53 µm, était nécessaire pour atteindre une récupération maximale du nickel.

Les résultats des essais STP montrent que la majorité du nickel flotte après un broyage à 150 µm (100 mesh). Le broyage additionnel, bien qu'il permette d'augmenter la récupération de masse dans le concentré, n'augmente pas significativement la quantité récupérable de nickel dans le concentré. Compte tenu de ce broyage plus grossier, il a été décidé qu'il valait mieux réévaluer la possibilité du déschlammage sans défibrage dans le cadre du programme métallurgique de l'ÉPF. Cette approche est assez courante dans le traitement du minerai de nickel ultramafique en Australie. Le circuit de concassage à sec était extrêmement complexe et générait des coûts d'exploitation élevés, sans compter les inquiétudes potentielles au niveau de la santé et la sécurité en raison des poussières dans l'usine lors des étapes de concassage quaternaire à sec. Il y aurait ainsi de nombreux avantages à procéder avec un circuit impliquant uniquement le broyage humide et le déschlammage, et en éliminant l'étape initiale de concassage à sec.

Des essais ont été effectués sur trois composites des différents types de minéralisation (sulfurée, mixte, alliage) générés avec le carottage de calibre PQ qui avait été foré pour la mini-usine.

Chaque composite a fait l'objet d'essais selon la procédure d'essai standard STP (défibrage, broyage, déschlammage, flottation, séparation magnétique). Les résultats ont ensuite été comparés à un schéma de traitement impliquant des étapes de broyage, déschlammage, flottation et séparation magnétique (voir tableau 13-4 pour les résultats). Le rendement du schéma avec déschlammage sans défibrage est équivalent ou supérieur au rendement du schéma STP dans chacun des cas. De plus, un essai a été effectué sans déschlammage ni défibrage; les taux de récupération étaient similaires toutefois la teneur du préconcentré était sensiblement plus élevée.

Les résultats tant en laboratoire qu'en mini-usine confirment qu'avec un broyage plus grossier, à 80 % passant 150 µm ou plus, le défibrage n'est pas nécessaire pour arriver à des résultats efficaces au niveau du broyage et de la flottation du nickel et ce, peu importe le type de minéralisation. L'étape unitaire la plus efficace pour améliorer le rendement de la flottation serait une étape de déschlammage agressive pour retirer les particules fines qui causent des problèmes de viscosité dans le circuit de dégrossissage.

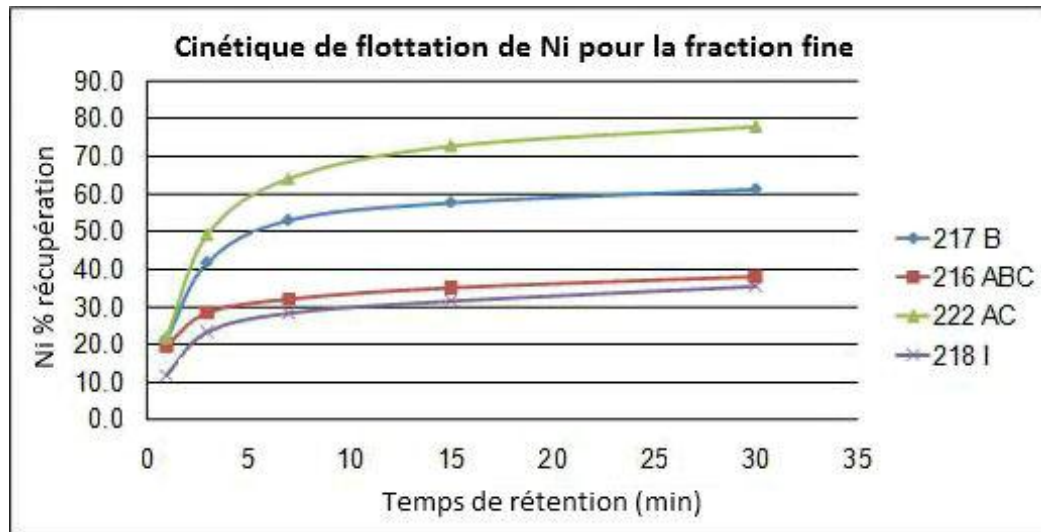
13.2.3.2 Récupération de la fraction fibreuse des échantillons STP

Les 70 échantillons STP d'origine avaient subi une étape de défibrage. La flottation de ce produit montrait une récupération en nickel similaire à la récupération de dégrossissage STP. La taille des particules P80 de la fraction fibreuse est de 180 µm, ce qui est très similaire au P80 du matériel broyé traité dans le circuit de dégrossissage.

La distribution granulométrique de la fraction fine est environ 180 µm, soit similaire au P80 de la sousverse des cyclones après le déschlammage. On ne s'attend pas à ce que ce matériel se retrouve dans la fraction des schlamms, puisque la répartition granulométrique est similaire à

celle de la décharge globale du broyeur. Des tests ont été effectués sur ce matériel, démontrant une récupération similaire à la récupération de dégrossissage STP. Un graphique montrant quelques échantillons est illustré ci-dessous. Par exemple, la récupération STP pour l'échantillon 222AC était de 72,2 %, de 52,9 % pour 217B, de 42,3 % pour 218I et de 36,4 % pour 216ABC, soit des taux similaires aux taux de récupération obtenus lors des essais sur la fraction fine tel qu'illustré à la figure 13.1.

Figure 13.1 : Récupération du nickel dans la fraction fine des échantillons STP



Source : RNC.

13.3 Sélection des échantillons de faisabilité

13.3.1 Échantillons de comminution

Deux différents types d'échantillons ont été utilisés pour recueillir des données sur la comminution : 92 échantillons de demi-carottes de calibre NQ et 10 échantillons de carottes entières de calibre PQ, pour un total de 102 échantillons. Les échantillons à plus gros diamètre (PQ) ont été utilisés pour compléter les essais visant à déterminer l'indice de Bond en concasseur (CWi; *Crusher Work Index*) ainsi que les tests de résistance à l'impact, puisque ces deux tests exigent des carottes de plus de 63 mm de diamètre.

Parmi ces échantillons, 75 ont servi dans le cadre de l'étude de pré-faisabilité et les résultats ont été présentés antérieurement dans le rapport technique du 22 juin 2012 sur le projet Dumont. Vingt-sept échantillons ont été ajoutés pour compléter l'ensemble de données pour l'étude de faisabilité. Les résultats obtenus pour les 102 échantillons ont été pris en compte dans le cadre de l'étude de faisabilité.

13.3.2 Échantillons métallurgiques de l'étude de faisabilité

Le programme d'essais métallurgiques réalisé au CTMP et par Mineral Solutions a été effectué à l'aide des composites et des échantillons suivants :

- échantillons de variabilité métallurgique (échantillons STP);
- échantillons de variabilité de calibre PQ;

- composites des zones minéralisées et des domaines métallurgiques; et
- échantillon de surface (affleurement).

De plus amples détails sur la façon dont ces échantillons ont été sélectionnés sont fournis au chapitre 11.

13.3.1.1 Composites des types de minéralisation

Trois composites des types de minéralisation ont été générés à partir des échantillons de variabilité métallurgique de calibre PQ. Les facteurs suivants ont été pris en compte pour former les composites :

- relations spatiales (domaine structural et profondeur);
- type de minéralisation; et
- teneur en Ni.

Dans les tableaux 13-4 à 13-6, chaque composante individuelle est présentée, ainsi que le poids total et la teneur du composite. Après avoir mélangé et concassé le composite, un échantillon de chacun a été envoyé pour analyse minéralogique et géochimique.

Tableau 13-4 : Composition des composites de minéralisation sulfurée

Échantillon	Poids (kg)	De	À	Domaine structural	% Ni
10-RNC-222B	300,4	51,0	73,5	5	0,25
10-RNC-217A	17,5	43,6	45,0	3	0,55
10-RNC-218E	303,0	83,5	88,0	4	0,28
10-RNC-217EG	559,5	225,0	250,0	3	0,25
10-RNC-222DE	367,3	108,0	133,5	5	0,27
10-RNC-218BDF	250,0	44,5	83,5	4	0,64
		88,0	110,5		
10-RNC-222AC	250,0	29,3	51,0	5	0,37
		73,5	108,0		
Total	2 200,7				0,34

Source : RNC.

Tableau 13-5 : Composition des composites de minéralisation de type alliage

Échantillon	Poids (kg)	De	À	Domaine structural	% Ni
10-RNC-216E	1 429,6	153,0	246,0	3	0,26
10-RNC-222H	706,8	199,5	252,0	5	0,21
10-RNC-218I	200,0	151,0	201,0	4	0,23
Total	2 336,4				0,24

Source : RNC.

Tableau 13-6 : Composition des composites de minéralisation mixte

Échantillon	Poids (kg)	De	À	Domaine structural	% Ni
10-RNC-216B	252,0	127,5	153,0	3	0,27
10-RNC-217C	481,2	153,0	171,0	3	0,29
10-RNC-222F	205,8	133,0	153,0	5	0,26
10-RNC-218AC	1 103,7	26,5	44,5	4	0,25
		52	74,5		
Total	2 042,7				0,26

Source : RNC.

En 2012, de nouveaux composites de domaines, pour chacun des domaines métallurgiques, ont été générés pour fournir du matériel pour les travaux d'optimisation du schéma de traitement, particulièrement au niveau du circuit de déschlammage. La composition de chaque échantillon est indiquée ci-dessous dans les tableaux 13-7 à 13-13.

Le tableau 13-14 résume la teneur d'alimentation et la minéralogie de chaque composite.

Tableau 13-7 : Composite 1 : Riche en serpentine ferrifère – Ni récupérable plus élevé

Échantillon	Poids (kg)	De (m)	À (m)
RNC-216 D	50	127,5	153
RNC-216 E	50	153	246
08-RN-109	26	60,5	90.5
07-RN-48	31	376,5	415.5
08-RN-103	30	261	297
08-RN-105	25	180	214.5
07-RN-47	12	210,5	240
07-RN-16	18	148,5	180
09-RN-170	20	150	180
07-RN-20	21	194,5	225.13
08-RN-60	16	130,5	160.5
07-RN-10	21	338	368
RNC-216ABC	50	Non applicable : échantillon composite	

Tableau 13-8 : Composite 2 : Riche en serpentine ferrifère - Ni récupérable moins élevé

Échantillon	Poids (kg)	De (m)	À (m)
RNC-217 A	50	43,6	63
RNC-217 B	50	63	153
RNC-217 EG	50	225	250
RNC-217 H	50	204	216
08-RN-83	14	112,5	144
07-RN-14	25	260	293
07-RN-45	7	300	330
07-RN-45	13	178,5	210
08-RN-60	14	48	78
08-RN-101	25	399	429
07-RN-20	13	56,5	87
08-RN-83	22	220,5	252
07-RN-47	12	55	86
08-RN-109	13	213,5	243,5

Tableau 13-9 : Composite 3 : Sulfures mixtes

Échantillon	Poids (kg)	De (m)	À (m)
09-RN-213A	23	53,1	86,5
09-RN-214A	15	238,5	259,8
09-RN-214I	14	489	502,5
09-RN-214K	25	510	575
09-RN-223D	25	130,5	189
09-RN-223F	25	238,5	276
09-RN-224B	19	61,5	81
09-RN-224D	15	94,5	118,5
09-RN-224E	15	118,5	143
09-RN-224F	28	143	189
07-RN-14	13	51	85
07-RN-43	22	68	103,5
08-RN-120	24	402	438
08-RN-129	13	78	107,5
08-RN-37	22	97,5	138
08-RN-79	14	35	63
08-RN-79	14	84	114
09-RN-156	9	216	246
09-RN-156	10	312	342

Tableau 13-10 : Composite 4 : Dominé par la Pn - Ni récupérable plus élevé

Échantillon	Poids (kg)	De (m)	À (m)
09-RN-213B	15	86,5	115,95
09-RN-213C	15	115,95	148,5
09-RN-213D	15	148,5	165
09-RN-213E	15	165	199,5
09-RN-213F	15	207,24	252
09-RN-213G	15	252	274,49
09-RN-213H	15	274,49	314,5
09-RN-214B	15	261	294
09-RN-214C	15	294	328
09-RN-214D	15	328	338
09-RN-214E	15	338	385,5
RNC-217_A	15	43,6	63
07-RN-35	37	129	168
07-RN-39	21	69	99,8
07-RN-48	38	174	210
08-RN-101	19	196,5	226,5
08-RN-130	38	105	114

Tableau 13-11 : Composite 5 : Dominé par la Pn - Ni récupérable moins élevé

Échantillon	Poids (kg)	De (m)	À (m)
09-RN-213I	41	314,5	351
09-RN-224G	43	189	270
07-RN-10	13	123,5	153,5
09-RN-196	30	445,5	480
07-RN-39	28	213,5	249
07-RN-45	17	60	90
08-RN-111	34	251,5	287,5
08-RN-37	36	261	300

08-RN-58	26	216	250,4
08-RN-129	20	193	223
RNC-218_A	29	1	2

Tableau 13-12 : Composite 6 : Dominé par la Hz - Ni récupérable plus élevé

Échantillon	Poids (kg)	De (m)	À (m)
08-RN-123E	25	400,5	426
08-RN-124D	25	462	490,5
08-RN-146G	25	262,5	291
09-RN-161D	25	358,5	366
09-RN-181E	25	376,5	391,5
09-RN-219B	25	102,5	120
09-RN-219E	25	145,5	160,5
10-RN-228B	25	310,5	331,5
11-RN-274G	25	500,5	515,5
11-RN-363F	25	388,5	429
11-RN-366C	25	147	195
Affleurement	25		
222BDE	25		

Tableau 13-13 : Composite 7 : Dominé par la Hz - Ni récupérable moins élevé

Échantillon	Poids (kg)	De (m)	À (m)
08-RN-108C	20	127,5	166,5
08-RN-110C	20	153	187,5
08-RN-123A	20	280,5	319,2
08-RN-124B	20	364,5	412,5
08-RN-146B	20	159	183
09-RN-161C	20	309	358,5
09-RN-219A	20	41	102,5
09-RN-219D	20	133,5	145,5
09-RN-220A	20	66	90
09-RN-220D-G	20	145,5	267
10-RN-228A	20	271,5	310,5
11-RN-274G	20	385	464,5
11-RN-366E	20	216	277,5
11-RN-366F	20	277,5	310,5
11-RN-379A	20	253,5	298,5
08-RN-71	20	9	84

Tableau 13-14 : Teneur d'alimentation et minéralogie pour chacun des composites

	Ni ppm	% S	Aw (%)	Pn (%)	Hz (%)	Serpentine ferrifère (%)
Comp 1	2600	0,05	0,16	0,17	0,02	32,4
Comp 2	3390	0,21	0,09	0,55	0,01	34,3
Comp 3	2830	0,08	0,11	0,06	0,18	8,8
Comp 4	3170	0,2	0,13	0,35	0,08	7,7
Comp 5	2310	0,05	0,19	0,10	0,04	4,8
Comp 6	3020	0,11	0,07	0,01	0,19	7,1
Comp 7	2720	0,05	En attente en date du rapport			

13.3.1.2 Échantillon de surface (« affleurement »)

Un échantillon en vrac (2 à 3 tonnes) a été prélevé d'un grand affleurement situé dans la partie sud-est du gisement Dumont. Le secteur est compris dans la partie sud-est du modèle de fosse. L'échantillon est principalement constitué de minéralisation sulfurée, dominée par la heazlewoodite. La teneur de l'échantillon est de 0,41 % Ni et 0,15 % S. L'échantillon de 3 tonnes a été prélevé dans du matériel qui avait été dynamité, concassé et mélangé pour générer des charges individuelles pour la mini-usine et pour des tests en laboratoire. Des portions représentatives de l'échantillon ont été prélevées et envoyées pour analyse minéralogique (QEMSCAN), essais de récupération STP, et analyse géochimique afin de caractériser l'échantillon.

13.4 Caractérisation du débit de minerai

Un échantillon composite a été expédié à Jenike et Johanson (J&J) pour caractériser le débit de traitement. Huit tests ont été effectués sur un composite de matériel à $-2380 \mu\text{m}$ (-8 mesh). Le composite était formé d'échantillons issus des tests de comminution représentatifs des différents domaines métallurgiques du gisement Dumont : 2 kg de GRO-67, 3 kg de GRO-69, 5 kg de GRO-70, 2 kg de GRO-72, 3 kg de GRO-74, 2 kg de GRO-76, 3 kg de GRO-78, 3 kg de GRO-88, 2 kg de GRO-90, 2 kg de Comp 2, 3 kg de Comp 3, et 3 kg de Comp 4 ont été combinés et mélangés pour réaliser ces travaux.

Voici les huit tests qui ont été effectués ;

- densité des particules;
- compressibilité;
- densité apparente à l'état meuble et compacté;
- contrôle du débit;
- frottement pariétal;
- angle de chute critique; et
- résistance uniaxiale en milieu gelé.

Le texte qui suit est un résumé du rapport de J&J (Hui et Holmes, 2012).

Les échantillons ont été testés à deux différents taux d'humidité correspondant à 60 % et 80 % de saturation. Il a été déterminé que le matériel de Dumont atteignait la saturation à 17,1 % d'humidité. Les tests ont donc été réalisés à 10,2 % et 13,5 % d'humidité, de façon à ce que les résultats des tests reflètent les conditions auxquelles le minerai devrait être le plus difficile à manipuler.

La densité des particules a été calculée à $2,63 \text{ g/cm}^3$ pour cet échantillon. La densité apparente à l'état meuble et la densité apparente à l'état compacté étaient de $1\,440$ et $1\,726 \text{ kg/m}^3$ respectivement.

Le matériel montre une assez bonne cohésion et a réussi à former une cheminée lorsqu'entreposé dans un réservoir avec un entonnoir. Il est recommandé que le matériel soit entreposé dans un réservoir permettant l'écoulement de masse avec un diamètre de sortie d'au moins 400 mm afin de prévenir la formation d'arches cohésives. La résistance des fines n'a pas été affectée de façon significative par la durée d'entreposage au repos ni par le changement du taux d'humidité.

Des tests d'écoulement sur parois et d'écoulement en chute ont été effectués pour déterminer les angles maximum des parois et des chutes pour obtenir un écoulement de masse. Les résultats varient en fonction du matériel de blindage utilisé lors des tests et du temps de repos, et indiquent également que le matériel est légèrement sensible à la pression d'impact, de telle sorte qu'une hauteur de chute peu élevée est recommandée pour minimiser l'impact du matériel tombant dans une chute.

La résistance uniaxiale du minerai gelé augmente à mesure que la teneur en eau augmente et le risque de formation d'arches est très élevé lorsque les teneurs en eau sont supérieures à 3 %.

13.5 Tests de caractérisation du circuit de comminution

Ces tests comprenaient des tests de broyabilité visant à caractériser la compétence, la dureté et l'abrasion du matériel de Dumont ainsi que la rhéologie de la pulpe.

Plusieurs lots de carottes de forage ont été acheminés au site de SGS à Lakefield entre janvier 2011 et mars 2012. Dix échantillons de carottes entières de calibre PQ et 92 échantillons de demi-carottes de calibre NQ ont été expédiés pour ces tests. Les dix échantillons de carottes entières de calibre PQ ont été utilisés pour effectuer les tests suivants :

- Tests d'impact à basse énergie de Bond (CWi);
- Tests d'impact JK (JK DWT);
- Tests SMC (SMC);
- Tests de broyabilité de Bond en broyeur à barres (RWi);
- Tests de broyabilité de Bond en broyeur à boulets (BW_i); et
- Tests d'abrasion de Bond (A_i).

Les 92 échantillons de demi-carottes de calibre NQ ont été utilisés pour réaliser les mêmes séries de tests, à l'exception des tests CW_i et des tests JK DWT. La préparation de ces échantillons de carottes est décrite au chapitre 11.

Les échantillons soumis aux tests de Bond en broyeur à boulets ont aussi fait l'objet de tests de Bond modifiés (ModBond) pour établir les paramètres de corrélation ModBond - BW_i.

13.5.1 Résultats des tests de broyabilité

Les résultats des tests de broyabilité pour les échantillons visant à évaluer la variabilité de comminution sont résumés dans le tableau 13-15. Les critères de conception de l'étude de faisabilité sont basés sur les résultats des 102 échantillons, qui comprennent les 75 échantillons dont il a déjà été question dans le rapport technique conforme au Règlement 43-101 du 22 juin 2012, et les 27 échantillons qui ont été ajoutés dans le cadre de l'étude de faisabilité pour combler les lacunes dans l'espace le long du gisement. La discussion qui suit est un résumé des résultats des deux rapports de SGS sur la broyabilité (Verret et Imeson, 2011, et Patsius et Imeson, 2013).

Tableau 13-15 : Statistiques sommaires des résultats des tests d'impact et de Bond

Statistiques	Paramètres JKTech				Indices				Teneur	
	Axb smc	DW _i kWh/m ³	T10 @ 1 kWh/t	Densité rel.	CW _i kWh/t	RW _i kWh/t	BW _i kWh/t	Mod. kWh/t	A _i g	Ni %
Résultats disponibles	102	102	102	102	10	101	11	102	102	102
Moyenne	53,8	4,91	38,3	2,57	13,5	14,9	20,1	20,9	0,009	0,29
Écart-type	8,6	0,89	4,5	0,06	2,5	1,1	1,6	1,0	0,027	0,06
Écart-type (%)	16	18	12	2	19	8	8	5	313	21
Min	81,1	3,19	61,6	2,44	10,0	11,6	17,1	17,7	0,000	0,18

10 ^e centile	63,1	4,08	42,9	2,48	10,7	13,7	18,3	19,5	0,000	0,24
25 ^e centile	9,3	4,35	40,9	2,54	11,6	14,2	19,1	20,1	0,000	0,26
Médiane	54,6	4,71	38,5	2,58	13,1	14,7	20,3	20,8	0,002	0,28
75 ^e centile	47,6	5,33	35,8	2,61	15,3	15,6	20,9	21,2	0,007	0,32
90 ^e centile	43,6	5,91	33,3	2,63	16,0	16,3	22,3	22,0	0,014	0,35
Max	31,0	8,34	26,7	2,73	18,0	18,2	22,4	23,0	0,215	0,52

Remarque : Min et Max font référence à Moins résistant et Plus résistant pour les tests de broyabilité. **Source :** RNC.

Globalement, le minerai montre une dureté qui augmente à mesure que la granulométrie diminue, ce qui est typique de plusieurs types de minerai. La majorité des résultats (10^e au 90^e centile) pour les essais effectués avec du matériel grossier (tests JK DWT et SMC) indiquaient du matériel de résistance modérément faible à moyenne. À une granulométrie moyenne (test de Bond en broyeur à barres), la majorité des échantillons montraient une dureté moyenne à modérément élevée. À une fine granulométrie (test de Bond en broyeur à boulets et test de Bond modifié), la majorité des résultats montrent que le matériel avait une dureté élevée à très élevée. Les tests d'impact à basse énergie de Bond sont l'exception; ce test utilise le matériel le plus grossier, mais l'échantillon utilisé montrait une résistance modérément élevée à élevée. L'écart-type relatif des résultats d'essais dans chaque série varie de 5 à 19 %, ce qui est considéré comme un écart assez limité comparé à d'autres gisements.

La présence de matériel fibreux s'est avérée problématique pour les essais de broyabilité à sec, particulièrement pour les tests de Bond en broyeur à boulets. Les tests de Bond en broyeur à barres, avec un tamis final de 14 mesh, n'ont pas été affectés par la présence de fibres. Ce problème est assez couramment observé dans d'autres gisements de Ni ultramaïques. Typiquement, l'ingénieur fait des ajustements dans l'interprétation des données pour la sélection du broyeur.

L'accumulation de fibres dans les charges circulantes des broyeurs à boulets de l'usine ne devrait pas poser les mêmes problèmes que ceux observés lors des tests de broyabilité visant à déterminer l'indice BWi. Le circuit des broyeurs à boulets dans l'usine sera fermé avec des hydrocyclones, et les fibres seront préférentiellement concentrées dans la surverse des cyclones en raison de leur faible densité et de leur forme.

13.5.2 Tests SMC et JK DWT

Le test SMC est une version abrégée du test d'impact standard JK DWT effectué sur des roches en utilisant une seule catégorie de granulométrie (-22,4/+19 mm dans le cas présent). Le test SMC a été effectué sur un total de 102 échantillons.

La majorité des paramètres Axb, correspondant à la résistance à la rupture d'impact, varient de 63,1 (10^e percentile) à 43,6 (90^e percentile), et couvrent la gamme des résistances modérément faibles à moyennes, avec la moyenne (53,8) et la médiane (54,6) dans la catégorie de résistance moyenne. La densité relative moyenne pour tous les échantillons est de 2,57.

Les tests d'impact JK DWT ont été effectués sur dix échantillons. Les données ont été interprétées par Contract Support Services (CSS), l'agent nord-américain de JKTech. Les dix échantillons soumis aux tests DWT ont aussi été soumis aux tests SMC à des fins de calibration.

Les échantillons DWT se situaient globalement dans les catégories de faible à moyenne en terme de résistance à la rupture d'impact ($A \times b$) et de résistance à la rupture d'abrasion (t_a). La majorité des paires DWT et SMC étaient similaires en terme de résistance à la rupture d'impact ($A \times b$) et la densité relative, tandis que le facteur t_a montrait une plus grande variation.

13.5.3 Tests d'impact à basse énergie de Bond et tests de broyabilité de Bond en broyeur à barres

Les tests d'impact à basse énergie de Bond permettent de déterminer l'indice de Bond en concasseur (CWi), lequel peut être utilisé dans la troisième théorie de Bond sur la comminution pour calculer les besoins en énergie pour la taille des particules concassées. Pour chacun des dix échantillons soumis aux tests, vingt roches d'une taille de 2 ou 3 pouces ont été acheminées

à Phillips Enterprises LLC pour la réalisation des tests d'impact à basse énergie de Bond. La valeur moyenne pour l'indice CWi a été établie à 13,5 kWh/t, variant de 10 à 18 kWh/t.

Les tests de broyabilité de Bond en broyeur à barres ont été effectués à un broyage de 14 mesh (1 180 µm) sur 102 échantillons.

Quatre-vingt pour cent des indices RWi s'échelonnaient entre 13,7 kWh/t (10^e percentile) et 16,3 kWh/t (90^e percentile), indiquant une dureté moyenne à modérément élevée. Le RWi médian est de 14,7 kWh/t, ce qui se situe dans la catégorie moyenne.

13.5.4 Tests de broyabilité de Bond en broyeur à boulets

Les tests de broyabilité de Bond en broyeur à boulets (BWi) ont été effectués jusqu'à un tamis final de 177 µm (80 mesh) en utilisant 11 échantillons pour atteindre 80 % passant environ 150 µm.

Quatre-vingt pour cent des indices BWi varient de 18,3 kWh/t (10^e percentile) à 22,3 kWh/t (90^e percentile), couvrant la gamme des duretés élevées à très élevées. L'indice BWi médian est de 20,3 kWh/t, dans la catégorie dureté élevée.

13.5.5 Tests de Bond modifiés

Le test de Bond modifié consiste en un test en un seul lot, lequel est calibré en utilisant les résultats du test standard de broyabilité de Bond en broyeur à boulets. Les tests de Bond modifiés ont été calibrés à 177 µm (80 mesh). Le test de Bond modifié a été effectué sur l'ensemble des 102 échantillons.

Quatre-vingt pour cent (80 %) des indices obtenus lors des tests de Bond modifiés varient entre 19,5 kWh/t (10^e percentile) et 22,0 kWh/t (90^e percentile), couvrant la gamme de dureté élevée à très élevée. L'indice médian est de 20,6 kWh/t, indiquant une dureté élevée.

13.5.6 Tests d'abrasion de Bond

Les 102 échantillons ont tous été soumis aux tests d'abrasion de Bond. Toutes les valeurs pour l'indice Ai étaient inférieures à 0,090 g, à l'exception de l'échantillon 08-RN-138-GR061, dont l'indice Ai était de 0,215 g. La valeur médiane pour l'indice Ai était de 0,002 g. Ces valeurs indiquent un indice d'abrasion très faible pour le minerai de Dumont, ce qui est typique pour les gisements ultramafiques.

13.6 Résultats des tests de variabilité métallurgique

Des échantillons visant à évaluer la variabilité ont été sélectionnés à travers les zones minéralisées à Dumont et ont subi des tests rhéologiques et des essais pour caractériser la récupération (STP). Les tests rhéologiques ont été effectués par SGS Minerals à leur laboratoire de Lakefield. Les tests de variabilité de la récupération ont été effectués par CTMP à Thetford Mines.

13.6.1 Rhéologie

Les 102 échantillons de comminution ont tous subi des tests rhéologiques. Les échantillons ont été pulvérisés à -125 µm (120 mesh) pour effectuer les tests. Tous les tests ont été effectués sans réactifs et sans déschlammage. Les résultats sommaires présentés dans cette section sont tirés des deux rapports de SGS (Ashbury et Mezei, 2011 et 2013).

13.6.1.1 Échantillons rhéologiques de référence

Trois échantillons ont été sélectionnés pour des tests de référence (tableau 13-16). Ces échantillons ont été choisis principalement en raison de leur teneur en brucite et en olivine. La brucite est reconnue comme étant la cause de problèmes de viscosité dans les pulpes, tandis que l'olivine est un bon indicateur du degré de serpentinisation, lequel est reconnu comme ayant un impact sur d'autres caractéristiques métallurgiques du minerai.

- GR018 – 10-RN-218AC Teneur modérée en brucite – Pauvre en olivine
- GR023 – 10-RN-216E Pauvre en brucite – Riche en olivine
- GTR027 – 10-RN-222F Riche en brucite – Pauvre en olivine.

Tableau 13-16 : Résultats sommaires des échantillons de référence

Test et solides		Contrainte de cisaillement max., Pa	Échantillon non cisailé		Échantillon cisailé		Observations	Delta (S-U)		Max (S-U)	
Code du test	% solides		$\tau_{\gamma B}$ Pa	η_P mPa.s	$\tau_{\gamma B}$ Pa	η_P mPa.s		Pa	Pa/%	Pa	Pa/%
Échantillon 18 : 10-RN-218AC01; DCS = 54,2 % pds, rupture à 45 Pa non cisailé et à 54 Pa cisailé respectivement.											
T1	61,7	153,0	128	45	189	65	Pic, rhéopexie, un peu d'écoulement piston Pic, transitoire Dilatoire, possiblement un peu de sédimentation	-61	-0,99	189	3,062
T2	58,8	104,0	86	21	114	8		-28	-0,48	114	1,94
T3	54,9	61,0	49	11	58	7		-9	-0,17	58	1,056
T4	50,1	30,0	26	5	26	3		0	-0,01	26	0,519
T5	45,0	11,0	7	5	5	7		2	0,047	7	0,158
T6	40,0	7,0	5	6	4	5		1	0,028	5	0,115
Échantillon 23 : 10-RN-216E01; DCS = 65,4 % pds, rupture à 73 Pa non cisailé, échantillon cisailé surcharge de couple.											
T7A	68,2	185,0	138	213	--	--	Surcharge de couple - rheopectique	--	--	--	--
T7	66,5	134,0	94	113	--	--		--	--	--	--
T8	63,5	76,0	53	43	93	8	Rheopectique	-41	-0,64	93	1,468
T9	59,9	40,0	26	21	39	8		-13	-0,21	39	0,648
T10	55,7	22,0	14	13	20	6		-6	-0,1	20	0,356
Échantillon 27 : 10-RN-222F01; DCS = 49 % pds, rupture à 66 Pa non cisailé, 82 Pa cisailé respectivement.											
T11	54,3	--	168	197	339	35	Rheopectique Thixotropique	-171	-3,15	339	6,245
T12	51,6	--	112	101	169	54		-56	-1,09	169	3,267
T13	48,2	--	73	65	95	55		-22	-0,46	95	1,965
T14	43,3	--	36	24	24	2		-12	0,282	36	0,827
T15	35,4	--	13	6	5	8		8	0,223	13	0,359

Source : RNC.

Chacun des échantillons a été soumis à des contraintes de cisaillement à différentes densités de pulpes. L'échantillon pulvérisé a été transformé en pulpe en ajoutant de l'eau jusqu'à ce que la densité critique de solides (DCS) soit atteinte. La DCS a été définie comme étant la valeur de densité en solides au-dessus de laquelle une petite augmentation de la densité de solides provoque une diminution importante de la capacité d'écoulement. Lorsque la DCS a été déterminée pour chaque échantillon, la densité de solides a été réduite et le comportement rhéologique a été réévalué. Ceci a permis de caractériser le comportement rhéologique en fonction de la densité de solides.

Les échantillons de référence ont montré une variété de comportements rhéologiques, incluant une rhéopexie extrême à pourcentage élevé de solides sur le matériel non déschlammé. Dans l'ensemble, la transition vers une rhéopexie moins extrême s'est produite avec une diminution de la DCS, impliquant que la quantité de solides est un facteur qui a une grande influence sur la capacité d'écoulement.

13.6.1.2 Échantillons de variabilité rhéologique

Le texte qui suit résume les résultats des tests rhéologiques (incluant les trois sélectionnés comme échantillons de référence) effectués sur les 102 échantillons utilisés dans le cadre des tests de broyabilité.

Trente-sept (37) échantillons ont présenté un comportement d'écoulement comparable à l'échantillon de référence A, avec une rhéopexie extrême faisant en sorte que leur comportement de rupture face à une contrainte en cisaillement n'était pas mesurable en raison d'une surcharge de couple à la DCS. Ces échantillons montraient des limites d'élasticité en milieu non cisailé variant de 7 Pa à 83 Pa, avec une moyenne à 61 Pa.

Sept (7) échantillons ont présenté un comportement d'écoulement comparable à l'échantillon de référence B, soit une réaction transitoire entre modérément rhéopexique et légèrement thixotropique. Ces échantillons montrent des limites d'élasticité sans cisaillement variant de 46 Pa à 139 Pa, avec une moyenne de 83 Pa. Ces mêmes échantillons présentent des limites d'élasticité en cisaillement variant de 11 Pa à 390 Pa, avec une moyenne à 249 Pa.

Soixante-huit (68) échantillons ont présenté un comportement d'écoulement comparable à l'échantillon de référence C, soit une réaction rhéopexique forte mais mesurable; ces échantillons montrent des limites d'élasticité sans cisaillement variant de 30 Pa à 81 Pa, avec une moyenne à 61 Pa. Les valeurs correspondantes en cisaillement variaient de 133 Pa à 507 Pa.

De façon générale, les résultats de l'étude rhéologique ont confirmé que les principales caractéristiques communes à la plupart des échantillons de Dumont testés en 2011 et 2012 étaient une tendance prédominante à la rhéopexie, ce qui pose des contraintes rhéologiques aux opérations unitaires de traitement minéral à une densité typique de traitement (plus de 35 % solides en flottation) sans déschlammage.

Pour résoudre ce problème, le déschlammage est utilisé pour éliminer les schlamms et les fibres qui ont tendance à générer des pulpes à viscosité élevée alors qu'un faible pourcentage de solides est utilisé pour la flottation dans les deux circuits, des schlamms et de dégrossissage. Par ailleurs, un agent dispersant (Calgon) est utilisé lors de la flottation des schlamms et du circuit de dégrossissage. Aucun échantillon testé jusqu'à présent en laboratoire n'a continué à montrer des problèmes de viscosité extrême après le déschlammage, l'ajout de dispersant et la dilution selon les critères de conception utilisés pour l'étude de faisabilité.

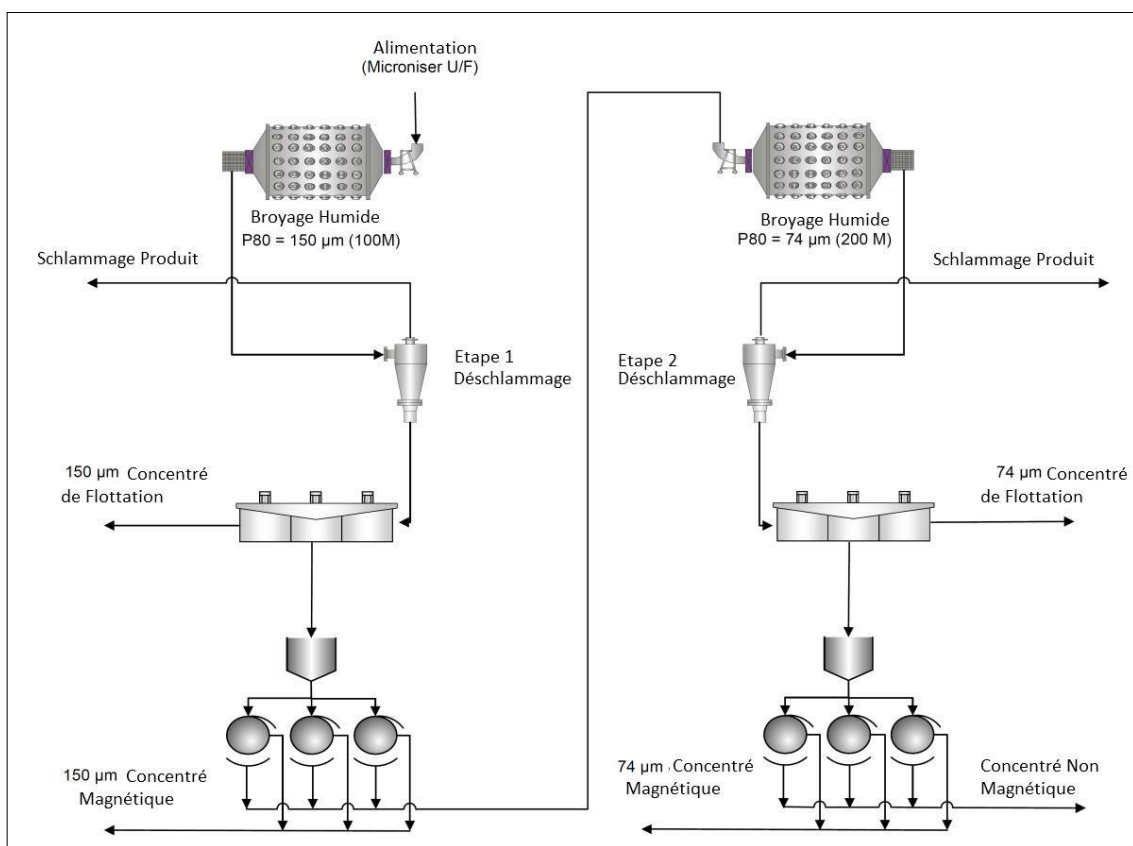
13.6.2 Tests de variabilité (échantillons STP des domaines métallurgiques)

La procédure d'essai standard (STP) initiale a été finalisée en mai 2009. Les composites ont été préparés à partir de carottes de forage sélectionnées à travers le gisement. La procédure STP initiale a été appliquée aux 83 premiers échantillons des domaines métallurgiques, et la procédure mise à jour a été appliquée aux 22 échantillons ajoutés. Conformément à la procédure, un échantillon de chaque a été soumis pour analyse quantitative minéralogique et géochimique. Les résultats sont présentés en fonction de la minéralogie et du comportement métallurgique ci-dessous.

13.6.2.1 Procédure d'essai standard initiale

Le schéma de traitement STP initial est illustré ci-dessous à la figure 13.2.

Figure 13.2 : Schéma de traitement de la procédure d'essai standard (STP) initiale



Source : RNC.

La procédure à suivre était la suivante (s'applique à tous les échantillons, hormis ceux décrits à la section 13.5.2.2) :

- concasser et tamiser par étapes 200 kg de matériel d'échantillons de carottage pour obtenir 100 % passant 841 µm (20 mesh) et former un composite;
- envoyer un échantillon de 1 kg de composite à SGS Lakefield pour analyse QEMSCAN et analyse à la microsonde électronique pour confirmer la répartition du nickel, la minéralogie et la libération;

- procéder à la classification pneumatique de 160 kg de matériel concassé et tamisé dans le but de retirer environ 10 % poids de la fraction fine (légère);
- la fraction grossière (lourde) sera ensachée et congelée dès que possible;
- la fraction légère doit être conservée sous congélation;
- un lot de 35 à 40 kg de matériel grossier de la sousverse du microniseur issu de la classification pneumatique (partie 1) sera broyé en milieu humide dans un broyeur à boulets pour obtenir 80 % passant moins 100 mesh;
- du dispersant Calgon à 500 g/t et du PAX à 150 g/t seront ajoutés dans le broyeur à boulets avant le broyage humide;
- l'échantillon sera traité en hydrocyclone pour déschlamer la pulpe et environ 5 % poids ira dans la surverse;
- la sousverse de l'hydrocyclone sera traitée par flottation;
- la séparation magnétique sera effectuée sur les rejets de la flottation de dégrossissage;
- la portion non magnétique sera ensuite broyée en milieu humide pour obtenir 80 % passant moins 200 mesh;
- du dispersant Calgon à 500 g/t et du PAX à 100 g/t seront ajoutés dans le broyeur à boulets avant le broyage humide;
- la deuxième étape de broyage sera suivie d'une deuxième étape de déschlammage humide (perte d'environ 5 % poids en surverse);
- une deuxième étape de séparation par flottation sera effectuée sur la sousverse des hydrocyclones;
- les rejets de flottation seront soumis à une deuxième étape de séparation magnétique;
- des évaluations de poids seront effectuées sur tous les produits.

Le schéma complet de réactif, de conditionnement et les délais de flottation sont décrits au tableau 13-17.

Tableau 13-17 : Conditions standard pour les essais STP

Étape	Réactifs (g/t)				Temps (minutes)		
	PAX	Cytec 65	Calgon	Dep C (2 %)	Broyage	Cond.	Mousse
Broyage 1	150		500	500	35		
Déschlammage							
Dégross. 1	150	31,5				5	40
Sép. mag. 1							
Broyage 2	100	90	500	500	55		
Déschlammage							

Dégross. 2	50	0				1	28
Sép. mag. 2							
Total	450	50	1 000	1 000		6	68

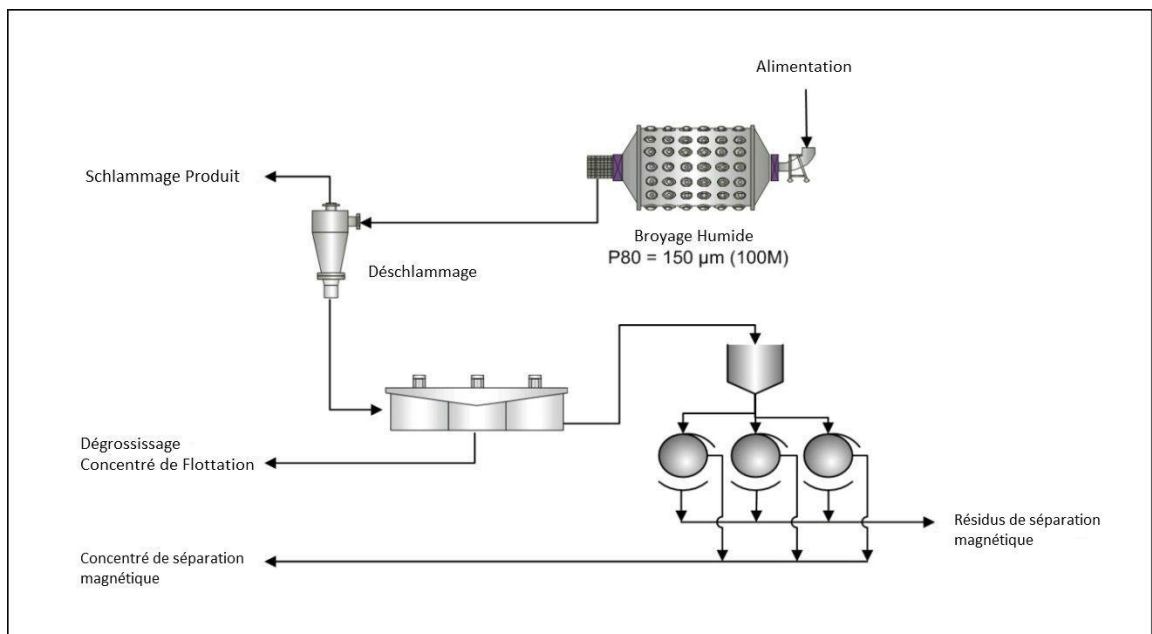
Étape	Cellule de flottation	Vitesse (rpm)
Cellule de flottation	Denver D2 60L	1 600

Source : RNC.

13.6.2.2 Procédure d'essai standard mise à jour (appliquée aux échantillons des sondages 108, 123, 146, 181, 219, 220, 274, 287, 312, 363, 366, 379)

La procédure d'essai standard (STP; *Standard Test Procedure*) initiale a été modifiée en 2012 pour refléter le schéma de traitement mis à jour où le défibrage à sec (section 13.2) et le broyage en deux étapes ont été éliminés. L'élimination du broyage en deux étapes est abordée à la section 13.7.1. La procédure STP est illustrée à la figure 13.3 et décrite ci-dessous. Cette procédure STP mise à jour a été appliquée aux 22 échantillons de domaines métallurgiques testés en 2012 et 2013. Conformément à la procédure, un sous-échantillon de chacun a été expédié pour analyse minéralogique quantitative et analyse géochimique. Les résultats sont résumés en fonction de la minéralogie et du comportement métallurgique ci-dessous.

Figure 13.3 : Schéma de traitement de la procédure STP mise à jour



Source : RNC

La procédure est la suivante :

- concasser et tamiser par étapes 200 kg de matériel d'échantillons de carottage pour obtenir 100 % passant 841 µm (20 mesh) et former un composite;
- envoyer un échantillon de 1 kg de composite à SGS Lakefield pour analyse QEMSCAN et analyse à la microsonde électronique pour confirmer la répartition du nickel, la minéralogie et la libération;

- un lot de 10 kg sera broyé en milieu humide dans un broyeur à boulets pour obtenir 80 % passant moins 100 mesh;
- du dispersant Calgon à 500 g/t et du PAX à 150 g/t seront ajoutés dans le broyeur à boulets avant le broyage humide;
- l'échantillon sera traité en hydrocyclone pour déschlammer la pulpe et environ 5 % poids ira dans la surverse;
- une étape de séparation par flottation sera effectuée sur la sousverse des hydrocyclones; les rejets de la flottation de dégrossissage seront soumis à une étape de séparation magnétique; et
- des évaluations de poids seront effectuées sur tous les produits.

Le schéma complet de réactif, de conditionnement et les délais de flottation sont décrits au tableau 13-18.

Tableau 13-18 : Conditions standard pour les essais STP

Étape	Réactifs (g/t)				Temps (minutes)		
	PAX	Cytec 65	Calgon	Dep C (2 %)	Broyage	Cond.	Mousse
Broyage 1	150		500	500	35		
Déschlammage							
Dégross. 1	150	31,5				5	60
Sép. Magnétique							
Total	300	31,5	500	500		5	60

Étape	Cellule de flottation	Vitesse (rpm)
Cellule de flottation	Denver D2 60L	1 600

Source : RNC.

Un échantillon représentatif de chacun des 105 échantillons des domaines métallurgiques a été expédié à SGS Mineral Services (Lakefield) pour analyse minéralogique quantitative QEMSCAN.

13.6.3 Résultats des tests de variabilité – Teneur en nickel et récupération du circuit de dégrossissage

Chaque échantillon a été traité selon la procédure STP initiale ou la procédure STP mise à jour tel que décrit ci-dessus, afin d'évaluer la variabilité du comportement métallurgique des différents types de minéralisation. Les résultats pour chaque échantillon (cité par numéro de sondage) sont résumés ci-dessous. Les résultats obtenus avec ces échantillons ont été utilisés pour élaborer les équations de récupération du circuit de dégrossissage pour l'ÉF. La récupération au dégrossissage indiquée dans les tableaux suivants est basée sur la récupération au dégrossissage obtenue avec la procédure STP incluant la récupération prévue de la fraction des fines, qui n'a pas été testée dans le cadre de la procédure STP. Des essais ont démontré que la récupération de la fraction fine était similaire à la récupération de dégrossissage STP (section 13.2.3.2). La récupération de la fraction fine a été ajoutée à la récupération de dégrossissage de base.

Les résultats moyens pour chaque domaine métallurgique sont indiqués ci-dessous au tableau 13-19. De plus amples détails sur les résultats STP obtenus par CTMP/Mineral Solutions, qui sont résumés dans cette section, sont disponibles sur le site web de RNC.

Tableau 13-19 : Résultats sommaires des tests de variabilité STP

	Nbre d'éch.	% Ni	% S	Aw	Hz	Pn	Récup. du Ni au dégrossiss.
Dom. Hz	25	0,31	0,10	0,07	0,27	0,01	56,1
Sulfures mixtes	19	0,30	0,08	0,12	0,23	0,09	55,9
Dom. Pn	36	0,34	0,13	0,16	0,11	0,40	58,0
Riche en FESP	25	0,37	0,18	0,13	0,06	0,57	48,4
Total	105	0,33	0,13	0,12	0,16	0,27	54,5

Pour certains échantillons, les essais STP ont produit des résultats montrant de basses teneurs dans le préconcentré et peu de nickel se rapportant au concentré. Les gisements de nickel ultramafiques comme Dumont peuvent renfermer des quantités non négligeables de nickel dans les silicates. Ce nickel ne peut être récupéré par des techniques impliquant la flottation.

C'est particulièrement vrai dans le cas d'assemblages minéralisés de type alliage (à faible teneur en soufre), tels que définis à la section 7.3.1.1. La plupart de ces échantillons à faible teneur en soufre ont généré des préconcentrés à très basse teneur, des récupérations élevées au poids dans le concentré, et des valeurs élevées en Ni à l'analyse des rejets. Le tableau 13-20 compare le résultat moyen obtenu pour les trois assemblages de minéralisation basé sur les résultats des 105 échantillons STP. En passant de la catégorie de minéralisation sulfurée à alliage, la teneur du préconcentré diminue, la teneur des rejets augmente et la récupération diminue. On doit s'attendre à ce que la récupération après purification soit plus faible lorsque le matériel d'alimentation montre une teneur plus faible en soufre, et que la teneur en soufre soit directement liée à la récupération après purification.

Tableau 13-20 : Sommaire des résultats STP par type de minéralisation

Nom d'échant.	% Ni du matériel d'alim.	% S du matériel d'alim.	Récup. de masse dans le préconcentré (%)	Teneur du préconcentré (% Ni)	Teneur des rejets de dégrossiss. (% Ni)	Récup. de dégrossiss. (%)
Moyenne minerais sulfurés	0,3+9	0,20	22,6	1,45	0,20	61
Moyenne minerais mixte	0,29	0,08	22,5	0,95	0,22	50
Moyenne minerais alliage	0,26	0,03	28,1	0,53	0,24	45

Source : RNC.

Les essais STP ont fait appel à un broyage par étapes, de longs délais de flottation, des conditions de flottation à faible densité, et une très forte consommation de réactifs. Ces conditions seraient extrêmement coûteuses à reproduire dans une usine à grande échelle, et des travaux d'optimisation ont été effectués pour démontrer que des teneurs et des récupérations similaires pourraient être obtenues avec des délais de flottation plus courts, des densités plus élevées et une consommation de réactifs réduite. Les résultats de ces travaux d'optimisation sont présentés à la section 13.7 et ont servi pour la conception de l'usine de traitement et pour établir les coûts d'exploitation dans le cadre de l'étude de faisabilité.

13.7 Résultats d'optimisation métallurgique

13.7.1 Circuit de broyage

13.7.1.1 Broyage en une seule étape

Lors des essais basés sur la procédure STP initiale, un broyage en deux étapes a été effectué, suivi d'étapes de déschlammage, de flottation et de séparation magnétique. Cette procédure a été suivie pour les 83 premiers échantillons. La deuxième étape de broyage a été éliminée après avoir examiné différents échantillons ayant subi une seule étape de broyage à 150 µm. Au tableau 13-21, les résultats des tests comparatifs sont présentés. Les résultats des essais STP sont montrés pour chaque échantillon et comparés à d'autres essais avec des conditions de flottation modifiées (dosage des réactifs, opération de déschlammage, et pourcentage de solides dans la flottation de dégrossissage).

Tableau 13-21 : Essais d'optimisation comparatifs

Échantillon	Conditions*	Délai de flottation (mins)	Teneur du concentré (%Ni)	Récupération du Ni (%)
176E	STP	68	1,21	26,7
176E	Broyage en 1 étape	36,5	0,72	37,4
176E	Broyage en 1 étape	23,5	1,1	27,6
176G	STP	68	2,44	30,9
	Broyage en 1 étape	25	1,23	33,6
	Broyage en 1 étape	34,5	1,50	42,5
	Broyage en 1 étape	48,5	2,50	32,6
213H	STP	68	0,58	29,7
	Broyage en 1 étape	56	1,02	32,3
218BDF	STP	68	3,80	57,3
	Broyage en 1 étape	30	4,62	57,5
	Broyage en 1 étape	30	5,62	58,8
	Broyage en 1 étape	30	2,93	66,3
	Broyage en 1 étape	30	3,92	60,7

Remarque : *STP = Broyage en 2 étapes (broyage à 150 µm, déschlammage, flottation, séparation magnétique, puis broyage à 100 µm, déschlammage, flottation) Broyage en 1 étape = broyage à 150 µm, déschlammage, flottation, séparation magnétique.

Puisque les résultats indiquent que pour chaque échantillon vérifié, la récupération était équivalente ou supérieure à la récupération suivant la procédure STP, il a été décidé de continuer à inclure les résultats STP avec un broyage en 2 étapes dans les équations de récupération de dégrossissage, mais de discontinuer le broyage en 2 étapes dans le schéma de traitement de l'usine. Par la suite, la procédure STP a aussi été modifiée pour refléter cette décision.

13.7.1.2 Sélection de la granulométrie de broyage

La granulométrie de broyage STP a été établie à 150 µm (100 mesh). Des tests ont été réalisés pour confirmer qu'il s'agissait bien de la granulométrie optimale pour maximiser la récupération du nickel au dégrossissage. Des tests ont été effectués sur deux échantillons, le composite de

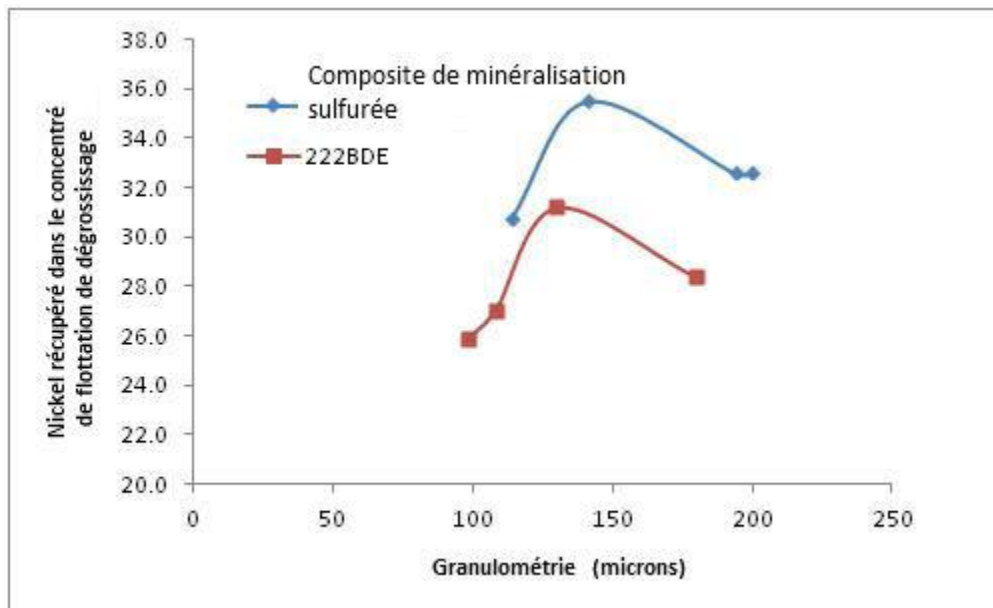
minéralisation sulfurée et 222BDE, un échantillon riche en Hz montrant un faible taux de récupération.

Les résultats sont illustrés ci-dessous à la figure 13.4. La figure montre un graphique de la récupération après flottation de dégrossissage versus la granulométrie P_{80} de l'échantillon. Pour les deux échantillons, la récupération après flottation atteint un sommet entre 130 et 160 μm .

La récupération de dégrossissage globale comprend la récupération de flottation et de séparation magnétique. La figure 13.5 montre la récupération de dégrossissage globale vs la granulométrie P_{80} de l'échantillon. De façon générale, la récupération globale de nickel augmente quand la granulométrie de broyage devient plus grossière (à l'intérieur de la fourchette à l'étude). Ceci pourrait s'expliquer par une cinétique plus active en raison de la réduction des schlamms générés durant le broyage. Toutefois, à mesure que la granulométrie de broyage augmente, la teneur du préconcentré suit une tendance générale à la baisse, qui pourrait indiquer une réduction de la libération à des granulométries plus grossières (figure 13.6).

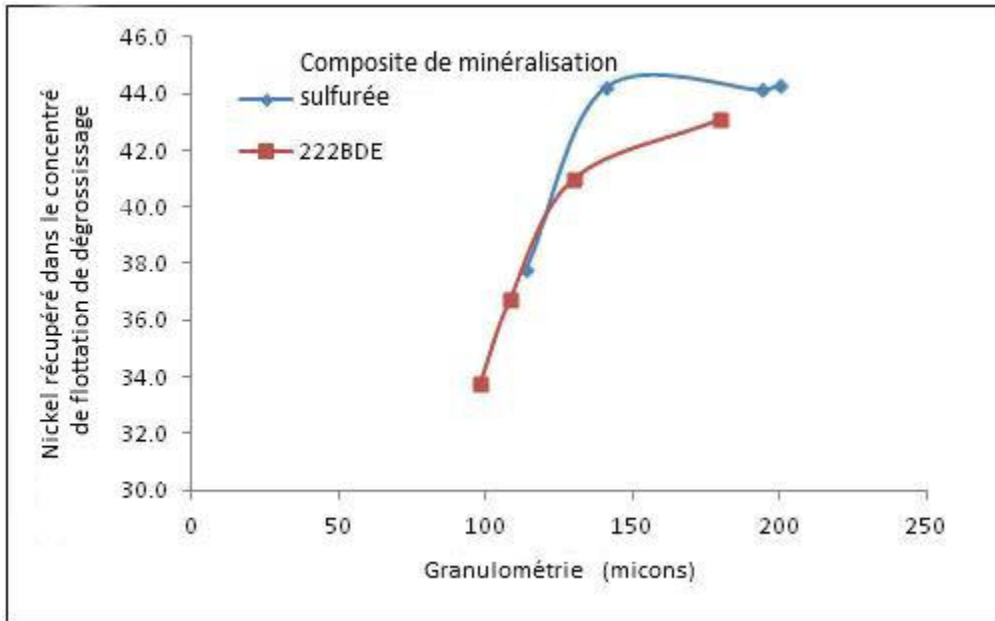
Basé sur les résultats de ces travaux, une granulométrie de broyage de 150 μm a été sélectionnée comme critère de conception dans le cadre de l'étude de faisabilité.

Figure 13.4 : Récupération de flottation en fonction de la granulométrie de broyage



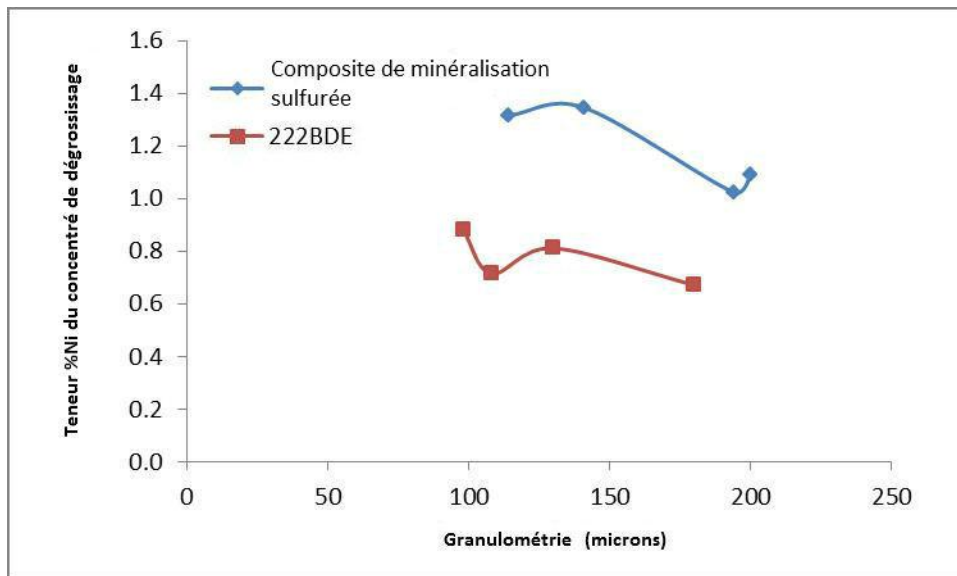
Source : RNC.

Figure 13.5 : Récupération de dégrossissage en fonction de la granulométrie de broyage



Source : RNC.

Figure 13.6 : Teneur du préconcentré en fonction de la granulométrie de broyage



Source : RNC.

13.7.2 Optimisation du déschlammage et de la flottation de dégrossissage (incluant le temps de séjour)

Le déschlammage est une étape critique du procédé qui vise à maximiser le rendement de l'étape de flottation de dégrossissage du minerai du projet Dumont. Sans déschlammage, le matériel de dégrossissage est très visqueux, la cinétique de flottation pour le nickel est ralentie et les teneurs du préconcentré sont très faibles.

Dans le cadre de la procédure STP, une moyenne de 7 % de la masse se rapportait à la fraction des schlamms. Ce matériel n'a pas fait l'objet d'essais de flottation dans le cadre de la procédure STP.

Des références provenant d'autres opérations de déschlammage ultramafique indiquent qu'un pourcentage plus important de matériel se retrouvera dans la fraction des schlamms dans un circuit de broyage fermé. En regardant ces comparatifs, il appert qu'environ 10 à 20 % du nickel se retrouvera dans la fraction des schlamms dans une usine de traitement à grande échelle. Une quantité de 20 % de la masse allant à la surverse a été utilisée comme critère de conception pour l'étude de faisabilité.

Pour comprendre les différences dans la consommation de réactifs et le rendement de flottation, des tests ont été effectués sur plusieurs échantillons avec des pourcentages de masse variables se rapportant aux schlamms.

13.7.2.1 Échantillon de surface (affleurement)

Pour comprendre la consommation de réactifs et la différence de rendement entre les pourcentages de masse de 10 % et 20 % allant à la surverse, des tests ont été effectués sur l'échantillon provenant de l'affleurement. Dans le cadre de ce programme d'essais, la sousverse a aussi été testée. La surverse (O/F; *overflow*) et la sousverse (U/F; *underflow*) ont toutes deux fait l'objet de flottation dans chaque essai, avec différents dosages de réactifs. Chaque essai de flottation visait à tester la cinétique de flottation pour un temps de séjour de 30 minutes, avec des concentrés incrémentiels étant extraits après 1, 4, 10, 20 et 30 minutes tant pour la surverse que la sousverse. Le but de ces manœuvres était de déterminer si les réactifs pouvaient être modifiés pour accroître la cinétique de flottation et déterminer la durée de flottation optimale en cherchant à atteindre le même taux de récupération de flottation que la procédure STP. Les tableaux 13-22 et 13-23 résument les conditions et les résultats des tests effectués sur la surverse et la sousverse respectivement à 10 % de masse se rapportant à la surverse.

Tableau 13-22 : Tests cinétiques et des réactifs pour la surverse (10 % de masse à la surverse)

No. du test	PAX (g/t)	Calgon (g/t)	Teneur en Ni (%)	Récup. Ni ¹	Teneur en Ni (%)	Récup. Ni ¹
			10 min	10 min	20 min	20 min
Cin. O/F-T1	50	100	0,71	5,1	0,67	6,2
Cin. O/F-T2	150	100	0,60	3,9	0,57	5,4
Cin. O/F-T3	300	100	0,63	4,4	0,64	6,3
Cin. O/F-T4	50	250	0,43	3,8	0,42	4,6

Cin. O/F-T5	150	250	0,68	4,9	0,68	6,9
Cin. O/F-T6	300	250	0,56	4,7	0,58	5,8
Cin. O/F-T7	50	400	0,71	6,0	0,68	6,7
Cin. O/F-T8	150	400	0,78	4,6	0,71	5,4
Cin. O/F-T9	300	400	0,72	4,7	0,68	5,5

Remarque : 1. La récupération en nickel est exprimée en % du matériel d'alimentation total.

Tableau 13-23 : Tests cinétiques et des réactifs pour la surverse (20 % de masse à la surverse)

No. du test	PAX (g/t)	Calgon (g/t)	Teneur en Ni (%)	Récup. Ni ¹	Teneur en Ni (%)	Récup. Ni ¹
			10 min	10 min	20 min	20 min
Cin. O/F-T10	50	100	0,88	14,3	0,8	15,3
Cin. O/F-T11	150	100	0,78	14,8	0,67	16,7
Cin. O/F-T12	300	100	0,78	14,7	0,68	16,7
Cin. O/F-T13	50	250	0,76	15,5	0,68	16,9
Cin. O/F-T14	150	250	0,68	15,9	0,64	17,3
Cin. O/F-T15	300	250	0,66	18,3	0,65	18,5
Cin. O/F-T16	50	400	0,90	13,6	0,72	15,9
Cin. O/F-T17	150	400	0,78	14,7	0,71	16,0
Cin. O/F-T18	300	400	0,74	14,5	0,69	16,1

Remarque : 1. La récupération en nickel est exprimée en % du matériel d'alimentation total.

Les tableaux 13-24 et 13-25 résument les conditions et les résultats des tests sur la surverse et la sousverse respectivement avec 20 % de masse se rapportant à la surverse. Tous les réactifs sont indiqués en g/t de matériel O/F ou U/F à l'entrée pour cette étape.

De façon générale, les tests sur la surverse ont produit des concentrés à teneur relativement basse et un faible enrichissement mais une grande récupération de masse vers le concentré, peu importe l'ajout de PAX ou de Calgon. La récupération et la teneur issus de la flottation des schlamms donnaient de meilleurs résultats dans le cas où 20 % de la masse allait dans la surverse en raison de la présence de plus de nickel récupérable comparativement à la situation à 10 %. Les tests sur la surverse ont subi une flottation à 10 % de solides.

En analysant les résultats, bien qu'il y ait un peu de variation entre les tests, il n'y a pas de tendance bien définie que ce soit pour l'ajout du xanthate ou du Calgon. Une hausse du xanthate semblait abaisser la teneur du concentré légèrement, en raison d'une flottation moins sélective. Toutefois une augmentation du Calgon ne semble pas accroître la récupération des schlamms pour cet échantillon. Basé sur les résultats de ces tests, un dosage de réactifs de 50 g/t PAX et de 100 g/t Calgon a été sélectionné pour la flottation des schlamms. Ces dosages de réactifs sont établis en grammes par tonne de matériel à l'entrée du circuit des schlamms.

Tableau 13-24 : Tests cinétiques et des réactifs pour la sousverse (10 % de masse à la surverse)

No. du test	PAX (g/t)	Calgon (g/t)	Teneur en Ni (%)	Récup. Ni ¹	Teneur en Ni (%)	Récup. Ni ¹
			20 min	20 min	30 min	30 min
Cin. U/F-T10	50	100	2,37	44,6	1,83	49,0
Cin. U/F-T11	150	100	1,63	49,1	1,45	53,7
Cin. U/F-T12	300	100	1,33	47,6	1,26	52,3
Cin. U/F-T1	50	275	2,47	49,0	2,07	51,7
Cin. U/F-T2	150	275	2,34	46,5	1,94	51,7
Cin. U/F-T3	300	275	1,62	49,1	1,43	53,6
Cin. U/F-T13	50	400	1,83	49,9	1,55	54,1
Cin. U/F-T14	150	400	2,53	43,7	1,89	48,5
Cin. U/F-T15	300	400	1,741	48,5	1,48	53,4

Remarque : 1. La récupération en nickel est exprimée en % du matériel d'alimentation total

Tableau 13-25 : Tests cinétiques et des réactifs pour la sousverse (20 % de masse à la surverse)

No. du test	PAX (g/t)	Calgon (g/t)	Teneur en Ni (%)	Récup. Ni ¹	Teneur en Ni (%)	Récup. Ni ¹
			20 min	20 min	30 min	30 min
Cin. U/F-T16	50	100	3,20	41,4	2,07	51,7
Cin. U/F-T17	150	100	3,64	41,4	3,00	43,7
Cin. U/F-T18	300	100	2,06	43,0	1,91	45,5
Cin. U/F-T19	50	250	4,02	41,7	3,08	43,8

Cin. U/F-T20	150	250	2,58	42,0	2,22	44,4
Cin. U/F-T21	300	250	1,90	40,6	1,63	44,6
Cin. U/F-T22	50	400	4,04	43,7	3,44	45,3
Cin. U/F-T23	150	400	3,20	44,6	2,42	47,2
Cin. U/F-T24	300	400	2,49	39,3	1,98	42,5

Remarque : 1. La récupération en nickel est exprimée en % du matériel d'alimentation total

En analysant les résultats des deux séries de tests sur la sousverse, une augmentation de xanthate a eu pour effet d'abaisser la teneur du concentré, en raison d'une flottation moins sélective. L'augmentation de Calgon semble améliorer la récupération dans la sousverse pour cet échantillon à de plus faibles apports en xanthate, mais les résultats ne sont pas concluants, puisque dans certains cas, l'ajout d'une petite quantité de Calgon donne la même récupération que l'ajout de quantités plus importantes de Calgon. Basé sur les résultats de ces tests, un dosage de réactifs de 50 g/t PAX et de 200 g/t Calgon a été utilisé comme critère de conception pour la flottation de dégrossissage (U/F). Les dosages sont établis en g/t de sousverse.

Pour établir le temps de séjour optimal divisé entre la surverse et la sousverse, la cinétique de chacun a été analysée. Un délai de flottation plus grand lors de la flottation des schlamms avait beaucoup moins d'impact au niveau de la courbe de récupération de la teneur globale, comparativement à un délai de flottation plus long pour la flottation de la sousverse. Moins de 1,5 % de récupération de Ni a été ajoutée en allongeant le délai de flottation de la surverse de 10 à 20 minutes. Comparons ceci à la sousverse, où en passant de 20 à 30 minutes de temps de flottation, la récupération a augmenté de plus de 3 %. Tous les résultats cités ci-dessus proviennent des tests où 20 % de la masse est allée à la surverse.

Il a été décidé, comme critère de conception dans le cadre de l'étude de faisabilité, d'utiliser un temps de séjour en laboratoire de 10 minutes pour la surverse et de 30 minutes pour la sousverse.

Une comparaison des résultats de cette série de tests à la procédure STP (présenté au tableau 13-26) qui a été effectuée sur 60 minutes à des conditions très différentes de flottation (1000 g/t Calgon et 1200 g/t CMC) montre que les résultats sont très similaires aux conditions moyennes obtenues dans les tests cinétiques, illustrant le fait que les gros dosages de réactifs employés dans la procédure STP et les temps de séjour très longs pouvaient être réduits.

Tableau 13-26 : Résultats sommaires des tests cinétiques de flottation pour la surverse et la sousverse

Conditions	Délai de flottation de dégrossissage	Délai de flottation de la surverse	Teneur du concentré ¹	Récupération du Ni (%) ¹
10 % masse O/F	30	10	1,1	68,9
20 % masse O/F	30	10	1,2	70,7

STP (mise à jour)	60	0	1,3	68,62
STP (initiale)	68	0	1,3	66,32

Remarque : 1. Inclut la récupération de flottation et de séparation magnétique. 2. Inclut la récupération estimative de la fraction des schlamms à des fins comparatives seulement.

13.7.2.2 Échantillons des composites de domaines - Temps de séjour

Des échantillons de la sousverse et de la surverse des sept composites de domaines ont été testés dans le cadre du programme de cueillette de données pour l'étude de faisabilité. Trois différents niveaux de récupération de masse à la surverse ont été testés pour chaque composite, soit environ 10 %, 15 % et 20 %.

Le but de ces travaux était de confirmer la possibilité de réduire le temps de séjour en laboratoire à l'étape de dégrossissage, des 60 minutes utilisées dans la procédure STP à 30 minutes, avec un dosage réduit de réactifs.

Le tableau 13-27 montre les résultats cinétiques avec le délai de flottation plus court et la suite réduite de réactifs, comparativement aux résultats de la procédure STP pour chaque échantillon.

Tableau 13-27 : Résultats sommaires des tests cinétiques

Composite	Test	% Ni dans le préconcentré	% Ni dans les rejets de dégrossissage
Comp 1	Test cinétique	0,72	0,23
	STP	0,55	0,24
Comp 2	Test cinétique	2,60	0,21
	STP	1,23	0,22
Comp 3	Test cinétique	0,78	0,21
	STP	0,50	0,21
Comp 4	Test cinétique	1,07	0,16
	STP	0,86	0,18
Comp 5	Test cinétique	0,54	0,22
	STP	0,47	0,20
Comp 6	Test cinétique	1,01	0,20
	STP	0,70	0,21

Comp 7	Test cinétique	0,61	0,19
	STP	0,54	0,19

Mis à part le composite 5, tous les rejets de dégrossissage avaient des teneurs à l'analyse équivalentes ou inférieures au résultat STP, avec un délai de flottation de 20 minutes. Les tests cinétiques en général donnaient aussi une teneur plus élevée dans le préconcentré. Basé sur les résultats de ces tests et sur l'échantillon de surface discuté dans la section précédente, un temps de flottation en laboratoire de 30 minutes pour le circuit de flottation de dégrossissage a été utilisé dans le cadre de l'étude de faisabilité.

13.7.3 Réactifs

Les réactifs utilisés lors des essais STP sont indiqués ci-dessous (tableau 13-28). Cette suite de réactifs est très coûteuse; en particulier les dosages de Calgon (hexamétophosphate de sodium) et de carboxyméthylcellulose (CMC) sont très élevés. De forts dosages de ces dispersants sont reconnus comme ayant pour effet de ralentir la cinétique de flottation, un effet potentiellement remédiable en augmentant le dosage de PAX. Ceci pourrait expliquer la cinétique extrêmement lente des essais STP. D'autres essais d'optimisation ont été effectués pour identifier une suite alternative de réactifs qui donnerait un rendement similaire.

Tableau 13-28 : Consommation de réactifs lors des essais STP

	MIBC (g/t)	Cytec 65 (g/t)	KAX (g/t)	Calgon (g/t)	CMC (g/t)	H ₂ SO ₄ (g/t)
STP initiale	0	86	250	1000	1200	0
STP mise à jour	0	90	225	500	500	0

Source : RNC.

Les essais effectués pour optimiser le schéma de traitement et les essais en circuit fermé ont utilisé des quantités beaucoup moins importantes de réactifs avec des densités de flottation plus élevées comparativement à la procédure STP.

13.7.3.1 Réactifs dans les circuits de dégrossissage et de la surverse

L'optimisation des réactifs de dégrossissage a été évaluée en utilisant l'échantillon de surface et les résultats sont présentés à la section 13.7.2.1. Les résultats de ces essais indiquent qu'une augmentation de PAX provoquerait une flottation moins sélective sans accroître au final la récupération de nickel. L'augmentation de Calgon se solde par une certaine augmentation de la récupération à des dosages moins élevés de PAX. Basés sur les résultats de ces essais, les réactifs suivants ont été sélectionnés pour la conception dans le cadre de l'étude de faisabilité.

Tableau 13-29 : Consommation de réactifs dans les circuits de dégrossissage et de la surverse

	MIBC (g/t)	Cytec 65 (g/t)	KAX (g/t)	Calgon (g/t)	CMC (g/t)	H ₂ SO ₄ (g/t)
Dégrossissage	32	0	42	196	0	0
Surverse	50	0	10	20	0	0

Source : RNC.

Le Cytec 65 est plus coûteux que le MIBC et lors des essais en circuit fermé générant une mousse persistante dans le circuit de purification qui était difficile à contrôler. Par conséquent, il a été décidé de réduire considérablement l'utilisation de Cytec 65 et de le remplacer par le MIBC. Les essais effectués pour optimiser la suite de réactifs de dégrossissage et de la surverse ont utilisés uniquement du MIBC.

13.7.3.2 Réactifs dans les circuits de purification et d'épuisement et dans le circuit d'Aw

La consommation de réactifs de purification est basée sur la moyenne de 21 essais en circuit fermé. Ceci comprend à la fois la purification des sulfures et la flottation de dégrossissage de l'Aw et les étapes de purification associées.

Tableau 13-30 : Consommation de réactifs de purification / épuisement et du circuit d'Aw

	MIBC (g/t)	Cytec 65 (g/t)	KAX (g/t)	Calgon (g/t)	CMC (g/t)	H ₂ SO ₄ (g/t)
Reste du circuit	7	2	28	38	6	3888

Source : RNC.

13.7.3.3 Xanthate

Le xanthate utilisé dans la majorité des tests était du KAX51, is-amyl xanthate de potassium, considéré comme l'un des collecteurs les plus puissants et les moins sélectifs. Des tests ont été effectués pour déterminer si un collecteur moins puissant pourrait produire un préconcentré à plus haute teneur sans perte de récupération. Les tests ont été effectués sur l'échantillon de surface.

Un test utilisant le KAX20, éthylxanthate de potassium, qui est un collecteur plus faible, a été effectué. Les résultats sont présentés ci-dessous tant pour la sousverse (dégrossissage) que la surverse (schlamms). Ces tests ont été effectués avec 20 % du matériel se rapportant à la surverse.

Tableau 13-31 : Effet de la puissance du xanthate sur la flottation de dégrossissage

Conditions	PAX	Teneur en Ni (%)	Récupération du Ni (%)
Forte dose de xanthate	KAX51	2,0	55,5
	KAX20	2,7	53,5
Faible dose de xanthate	KAX51	3,4	57,8
	KAX20	2,8	55,8

Aucune amélioration au niveau de la sélectivité ni de la récupération n'a été observée pour la flottation de dégrossissage (sousverse) et les résultats indiquent une perte potentielle de récupération avec le collecteur moins puissant.

Tableau 13-32 : Effet de la puissance du xanthate sur la flottation des schlamms

Conditions	PAX	Teneur en Ni (%)	Récupération du Ni (%)
Forte dose de xanthate	KAX51	0,76	70,4
	KAX20	0,97	59,0
Faible dose de xanthate	KAX51	0,66	78,8
	KAX20	1,00	53,9

La flottation des schlamms a montré une meilleure sélectivité avec le collecteur moins puissant. Toutefois, il a été jugé que cette amélioration ne justifiait pas à elle seule l'ajout d'un deuxième collecteur uniquement pour ce flux, ni les complications qui en découleraient.

Le KAX51 a été choisi pour les critères de conception dans le cadre de l'étude de faisabilité.

13.7.3.4 Sommaire des réactifs

La suite complète des réactifs utilisée dans les critères de conception de l'étude de faisabilité est résumée au tableau 13-33.

Tableau 13-33 : Sommaire de la consommation des réactifs– Circuit complet

	MIBC (g/t)	Cytec 65 (g/t)	KAX (g/t)	Calgon (g/t)	CMC (g/t)	H ₂ SO ₄ (g/t)
Total	89	2	80	254	6	3888

Source : RNC.

13.7.4 Sélection de la granulométrie de rebroyage

Le préconcentré magnétique et les rejets de la première étape de purification des sulfures sont acheminés à un broyeur secondaire pour libérer toutes les particules emprisonnées avant les étapes d'épuisement des sulfures et de flottation de l'Aw.

La granulométrie moyenne de rebroyage lors des essais en circuit fermé était de 56 µm, variant entre 38 et 73 µm.

Comme critère de conception dans le cadre de l'étude de faisabilité, une granulométrie de 46 µm a été privilégiée pour tenir compte de la nécessité d'avoir une granulométrie plus fine pour certains échantillons.

13.7.5 Assèchement des résidus miniers

Un échantillon de chacun des sept composites de domaines métallurgiques a été expédié à Outotec pour des essais d'épaississement. Ces échantillons sont représentatifs de la variabilité observée à travers le gisement Dumont. Les essais ont été effectués dans un épaisseur de 100 mm de diamètre à l'échelle du banc d'essai. Un filtrage par floculation a été effectué et le Magnafloc 333 a été sélectionné pour ces essais.

Le tableau 13-34 résume les résultats tirés du rapport d'Outotec (Barnes, 2012).

Tableau 13-34 : Résultats des essais d'épaississement

Échantillon	Taux de chargement des solides (t/m ² h)	Taux de montée (m/h)	Dosage de flocculant	Densité atteignable de la sousverse (%w/w solides)	Clarté atteignable de la surverse (ppm TSS)	Limite d'élast. de la sousverse sans cisaillement (Pa)
Comp 1	0,3-0,8	4-11	14-115	26-50	84-5324	91
Comp 2	0,3-0,6	5-10	28-34	36-50	83-558	118
Comp 3	0,5-0,8	5-9	10-20	20-52	95-234	429
Comp 4	0,3-0,6	6-8	6-24	29-49	27-158	71
Comp 5	0,3-0,6	4-8	6-26	42-49	58-283	61
Comp 6	0,3-0,6	4-8	10-31	31-48	45-131	51
Comp 7	0,3-0,6	4-8	10-30	22-48	72-115	63

Source : Barnes, 2012

La minéralisation ultramafique de Dumont ne sédimente pas rapidement et la teneur en serpentine et en brucite empêche d'atteindre les densités de sousverse typiques de 60-65 %.

Basé sur les résultats de ces essais, une densité de 40 % w/w solides a été utilisée pour l'étude de faisabilité pour la densité de la sousverse qui sera obtenue dans un épaisseur de résidus à haut débit.

13.8 Équations de récupération

Lors de l'ÉÉP de 2010, les équations de récupération pour le circuit de dégrossissage ont été définies à l'aide de 32 échantillons provenant de cinq sondages qui étaient disponibles au moment de l'évaluation. Les échantillons avaient été regroupés par type de minéralisation (sulfurée, alliage, mixte) et par domaine structural. Pour l'ÉPF de 2011, 38 échantillons de plus, portant le total à 70, ont été ajoutés à la suite STP pour mettre à jour les équations de récupération. L'ÉPF révisée de 2012 pouvait compter sur les résultats de 13 échantillons supplémentaires, pour un total de 83 échantillons. En appui à l'étude de faisabilité, 22 échantillons supplémentaires ont été ajoutés, portant le total à 105 échantillons dans la suite STP.

13.8.1 Équations de récupération du circuit de dégrossissage

Les 105 essais STP ont servi de cadre de référence pour les équations de récupération du circuit de dégrossissage. Les données complètes d'analyse géochimique et minéralogique (QEMSCAN) étaient disponibles pour chacun des 105 échantillons.

Ces données ont été saisies dans le logiciel d'analyse statistique Minitab afin d'effectuer une analyse de régression linéaire multiple sur les résultats. La récupération du circuit de dégrossissage était la cible. Les variables prédictives se limitaient aux ensembles de données d'analyse géochimique. Il a été décidé que la minéralogie ne serait pas utilisée dans les

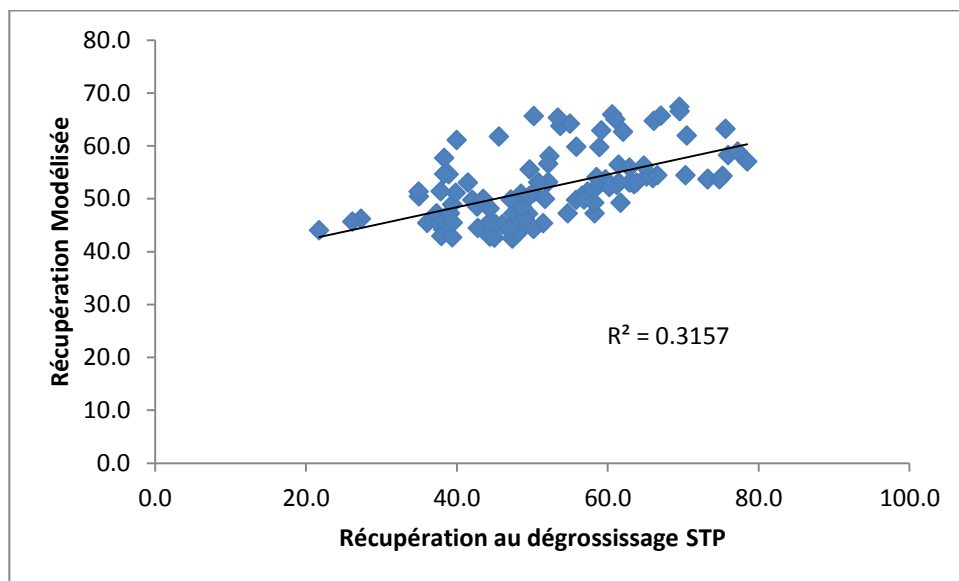
équations de récupération dans le cadre de l'ÉF étant donné que le niveau de confiance envers le modèle d'analyse géochimique du gisement était plus élevé que pour le modèle minéralogique du gisement.

Au départ l'analyse de régression a été appliquée à l'ensemble de données STP au complet sans distinguer les domaines, toutefois le R^2 était bas (voir figure 13.7). L'équation de régression qui en résulte est montrée ci-dessous, ainsi qu'un graphique montrant la récupération réelle vs la récupération modélisée à l'aide de cette équation :

$$\text{Récupération du Ni au dégrossissage} = 37,68 + 25 \cdot S/Ni + 0,0018 \cdot Ni \text{ ppm}$$

Pour améliorer la régression, le gisement a été découpé en domaines en fonction de la minéralogie.

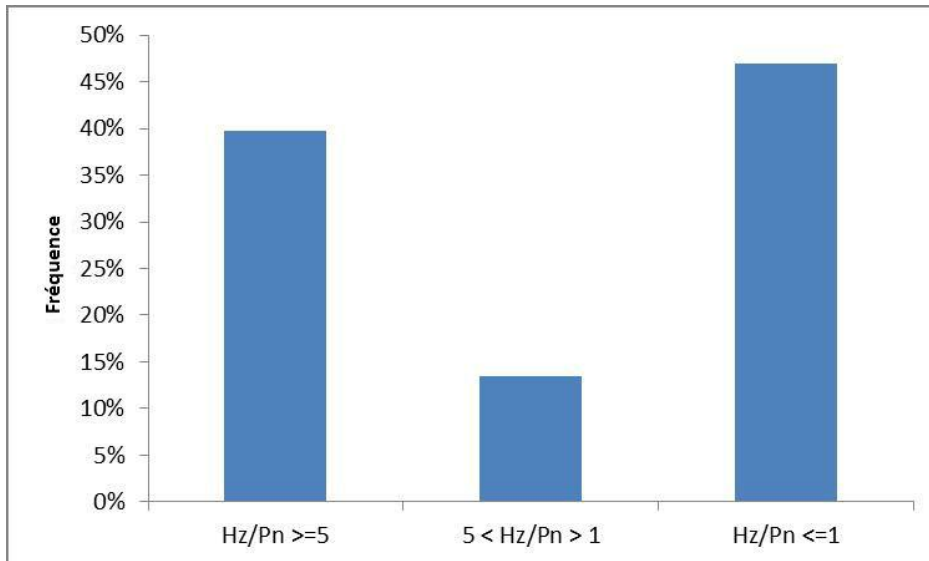
Figure 13.7 : Résultats de l'analyse de régression sur les échantillons STP sans distinguer les domaines



Source : RNC.

Un survol de l'ensemble de données plus imposant d'EXPLMIN^{MC} (1420 échantillons minéralogiques) indiquait qu'il y avait des populations distinctes d'échantillons, soit dominés par la pentlandite (Pn) ou dominés par la heazlewoodite (Hz), et qu'un nombre limité formait une catégorie mixte entre ces deux extrêmes (figure 13.8).

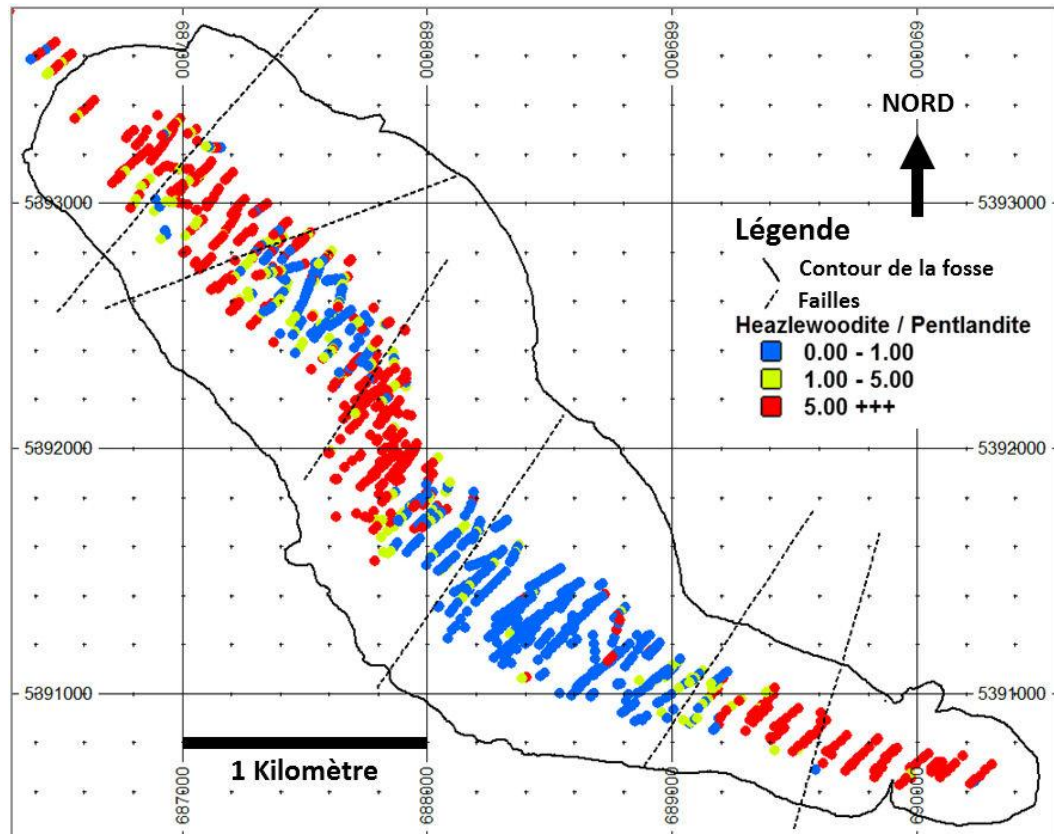
Figure 13.8 : Distribution des ratios Hz/Pn dans les résultats EXPLOMIN^{MC}



Source : RNC

Les échantillons dominés par la Pn et la Hz se retrouvent dans des secteurs distincts dans l'espace l'un par rapport à l'autre. La figure 13.9 montre la répartition de la minéralisation sulfurée, avec en rouge les échantillons dominés par la Hz et en bleu ceux dominés par la Pn, avec le tracé de la fosse selon l'étude de faisabilité. Les sulfures mixtes sont indiqués en jaune et forment généralement une zone de transition entre les secteurs dominés par la Hz et ceux dominés par la Pn.

Figure 13.9 : Répartition des sulfures



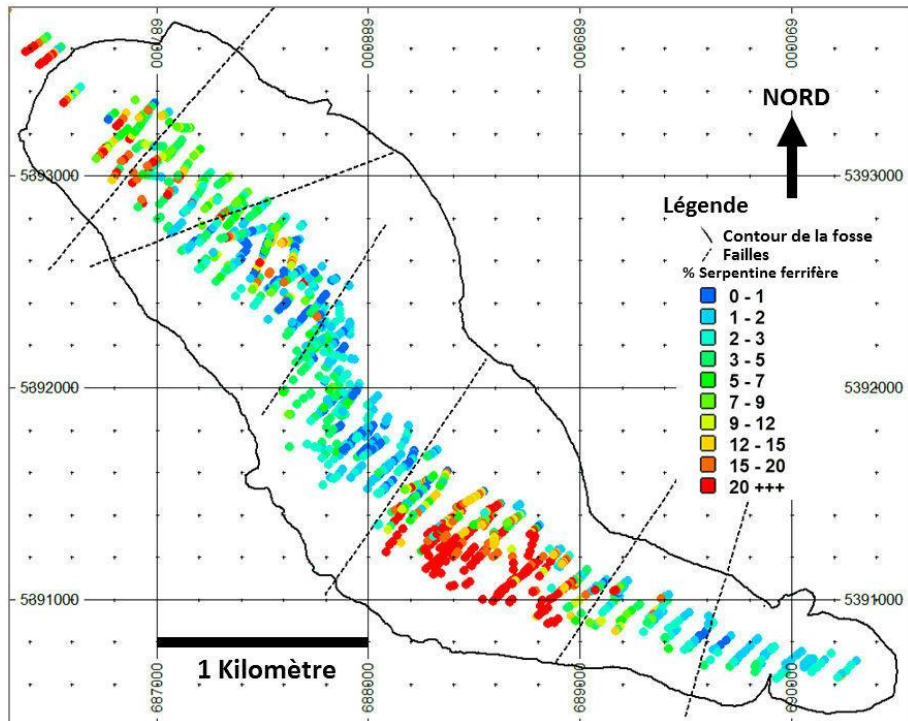
Source : RNC.

Un survol de la localisation des échantillons dominés par la Pn indique qu'il existe deux populations distinctes : une à l'extrémité sud de la minéralisation (domaines structuraux 2, 3 et 4) et l'autre à l'extrémité nord (domaines structuraux 5 et 6).

D'autres différences sont aussi observées entre ces deux populations dominées par la Pn, notamment le degré de serpentinisation (tel qu'indiqué par la quantité plus élevée de serpentine ferrifère) et la teneur en nickel de la pentlandite. À la figure 13.10, les échantillons enrichis en serpentine ferrifère de la base de données EXPLMIN^{MC} sont indiqués en orange et rouge. La majorité des échantillons riches en serpentine ferrifère sont situés dans le domaine structural 3, avec une autre population plus petite dans les domaines structuraux 5 et 6 au nord-ouest.

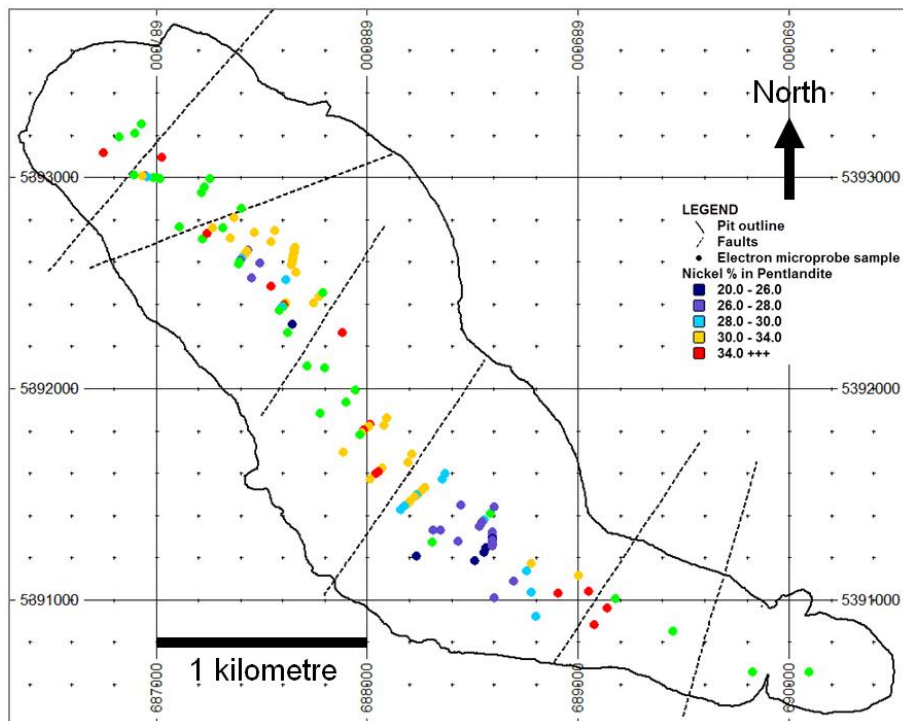
La pentlandite à plus basse teneur (indiquée en bleu foncé et en noir à la figure 13.11) montre une forte corrélation avec les secteurs riches en serpentine ferrifère dans les domaines structuraux 3 et 5. La pentlandite à l'extérieur de ces secteurs a une teneur moyenne en Ni de 34 %.

Figure 13.10 : Répartition de la serpentine ferrifère à l'intérieur du tracé de fosse de l'ÉF



Source : RNC.

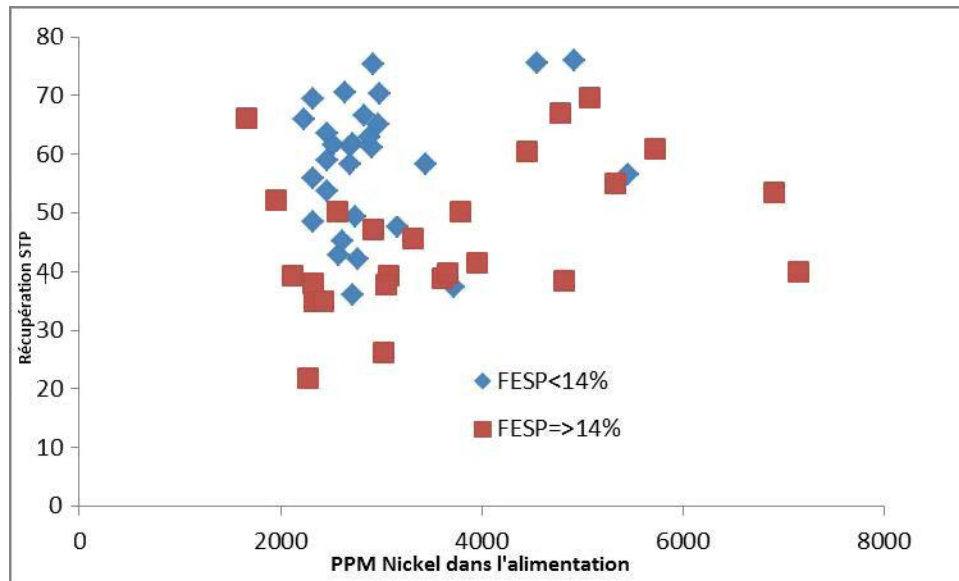
Figure 13.11 : Teneur en nickel de la pentlandite



Source : RNC.

Les modèles des quantités de minéraux et les résultats d'analyse à la microsonde électronique indiquent qu'ils ont des caractéristiques minéralogiques différentes et ceci pourrait mener à des rendements métallurgiques différents. Cela a d'ailleurs été confirmé par une analyse des résultats des essais STP tels qu'illustrés ci-dessous à la figure 13.12. En effet, la figure 13.12 montre que la récupération tend à être plus faible pour une même teneur d'alimentation dans les échantillons enrichis en serpentine ferrifère.

Figure 13.12 : Récupération STP pour les échantillons enrichis ou non en FESP



Source : RNC.

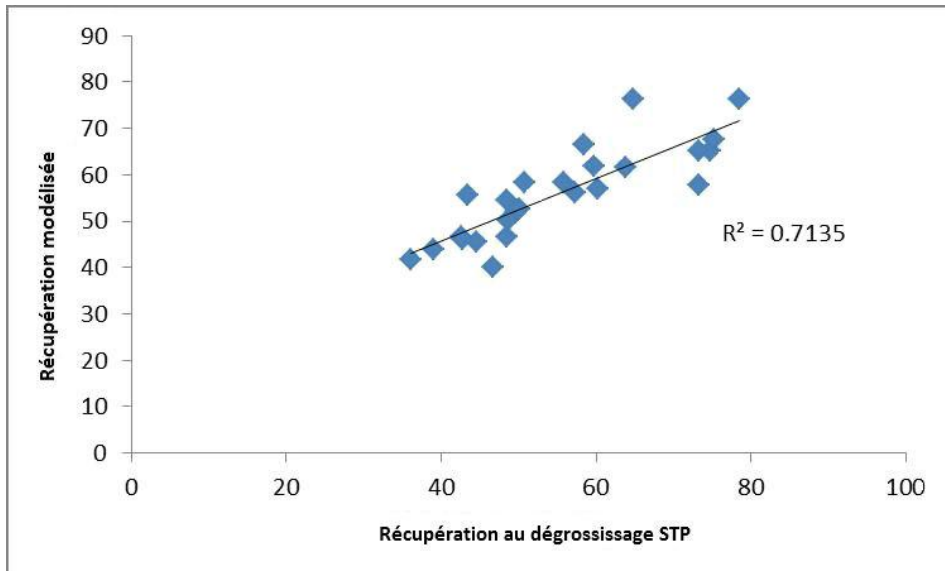
Les échantillons qui contiennent plus de 14 % poids de serpentine ferrifère ont été isolés et la régression a été effectuée séparément.

Les différences minéralogiques dont il est question ci-dessus justifient la création de quatre domaines métallurgiques pour les équations de récupération de l'étude de faisabilité : (1) dominé par la Hz, (2) sulfures mixtes, (3) dominé par la Pn, et (4) enrichi en serpentine ferrifère.

13.8.1.1 Résultats pour les échantillons dominés par la Hz (FESP < 14, Hz/Pn ≥ 5)

$$\text{Récupération du Ni au dégrossissage} = 18,11 + 0,0211 \cdot S + 0,00039 \cdot \text{Fe}$$

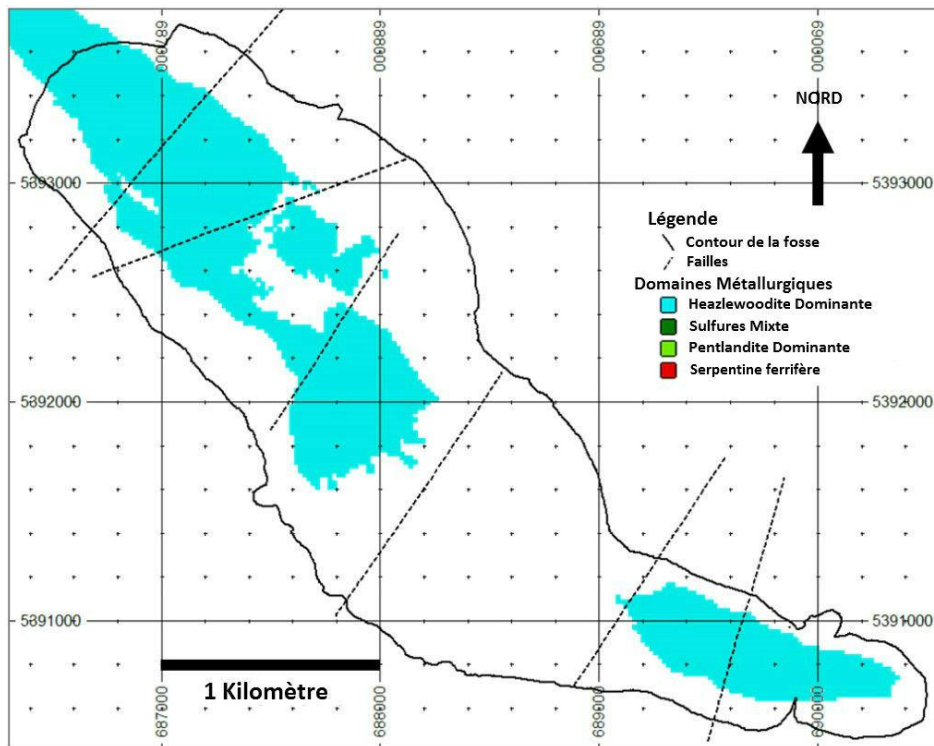
Figure 13.13 : Récupération modélisée par régression pour les échantillons dominés par la Hz



Source : RNC.

La répartition des zones dominées par la Hz est illustrée à la figure 13.14.

Figure 13.14 : Répartition du domaine métallurgique dominé par la Hz

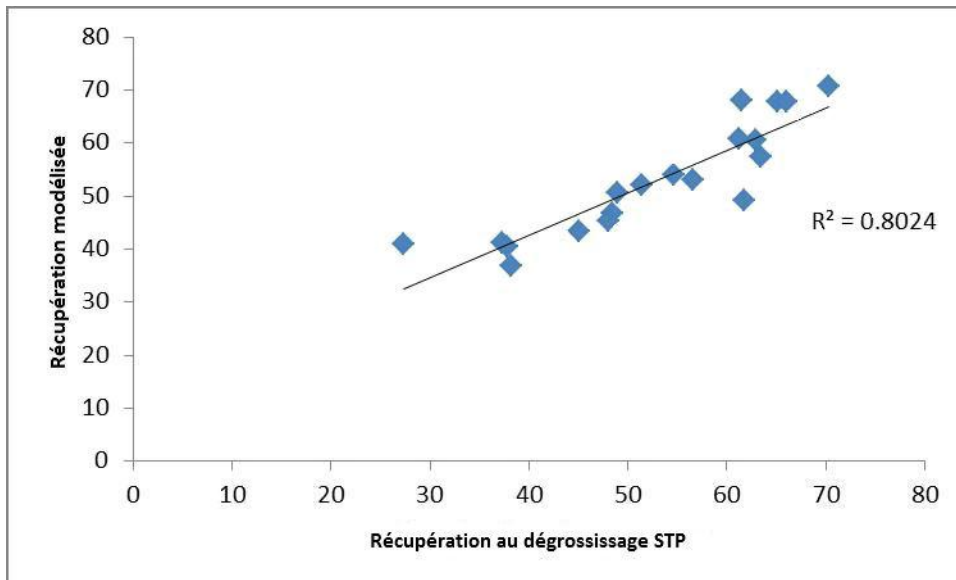


Source : RNC.

13.8.1.2 Résultats pour les échantillons de sulfures mixtes (FESP < 14, 1 < Hz/Pn < 5)

Récupération du Ni au dégrossissage = $9,73 + 0,222 \cdot S + 0,0111 \cdot Ca$

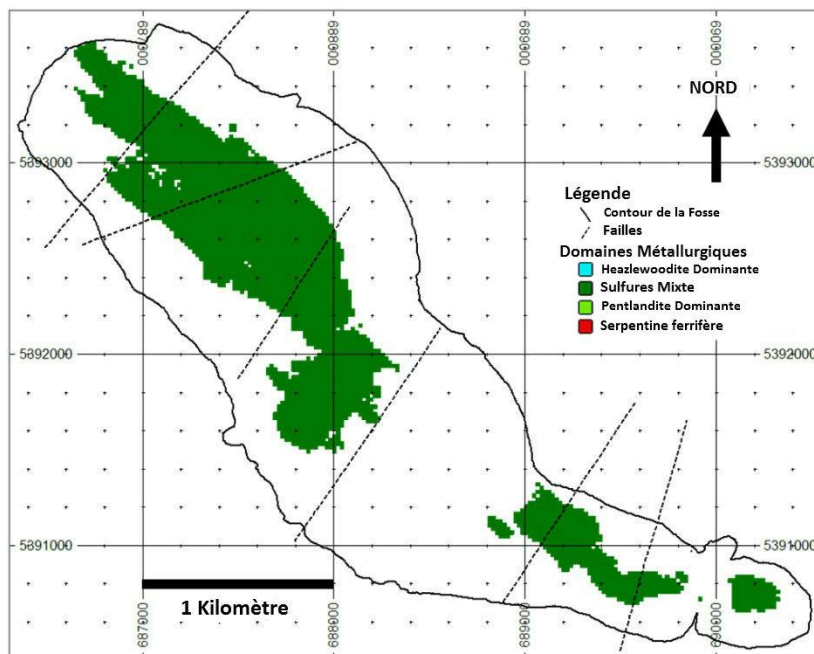
Figure 13.15 : Récupération modélisée par régression pour les échantillons de sulfures mixtes



Source : RNC.

La répartition du domaine des sulfures mixtes est illustrée à la figure 13.16.

Figure 13.16 : Répartition du domaine métallurgique des sulfures mixtes

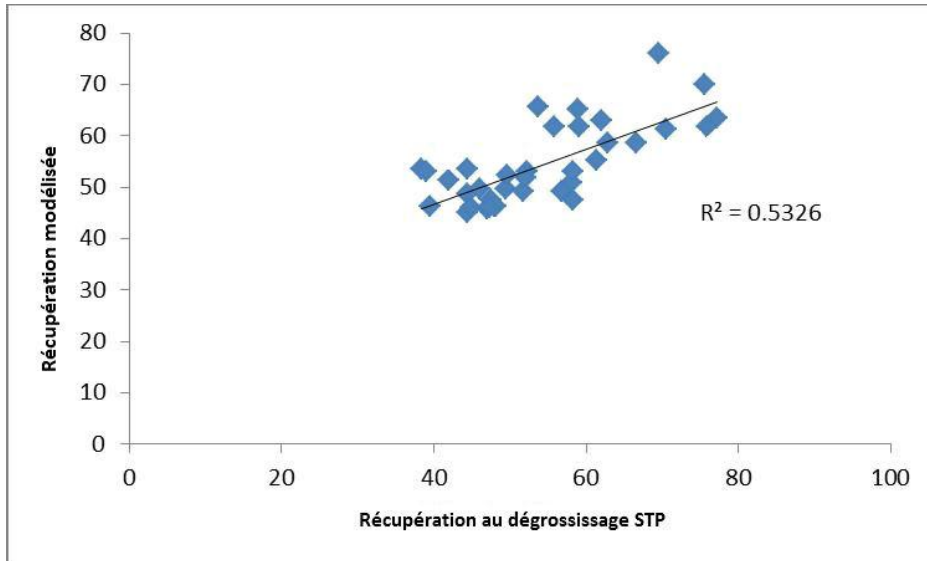


Source : RNC.

13.8.1.3 Résultats pour les échantillons dominés par la Pn (FESP<14%, Pn/Hz <= 1)

Récupération du Ni au dégrossissage = $43,6 + 0,0055 \cdot S + 0,0111 \cdot Ca$

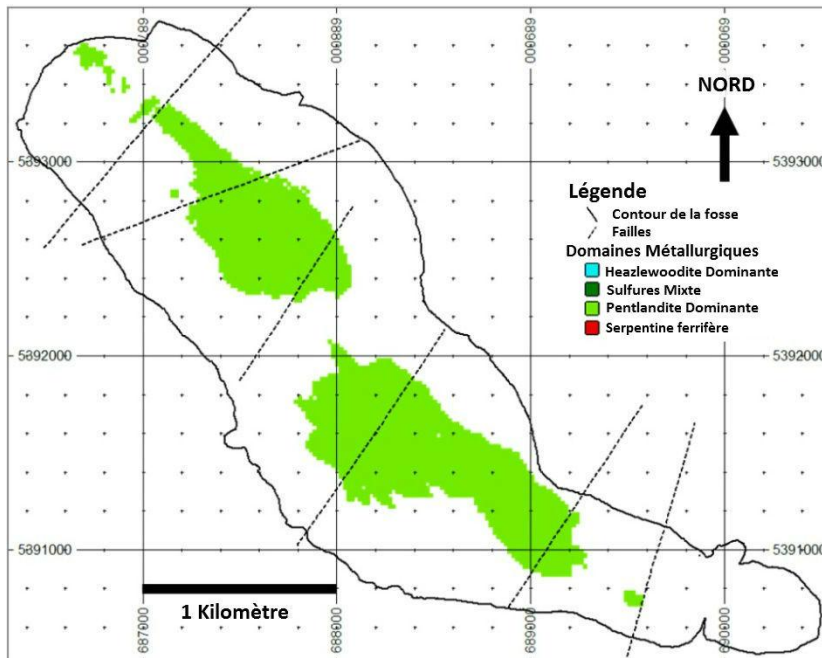
Figure 13.17 : Récupération modélisée par régression pour les échantillons dominés par la Pn



Source : RNC.

La répartition du domaine dominé par la Pn est illustrée à la figure 13.18.

Figure 13.18 : Répartition du domaine dominé par la Pn

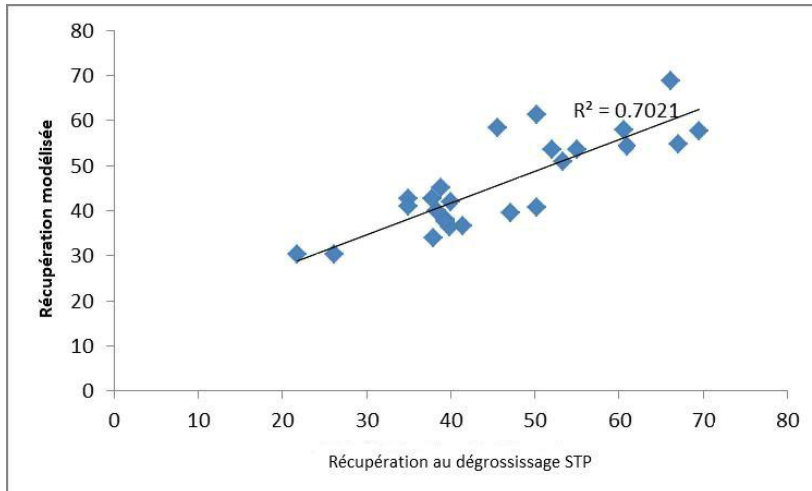


Source : RNC.

13.8.1.4 Résultats pour les échantillons enrichis en serpentine ferrifère (FESP >= 14%)

Récupération du Ni au dégrossissage = $14,83 + 38,9 \cdot S/Ni + 0,0143 \cdot Cr$

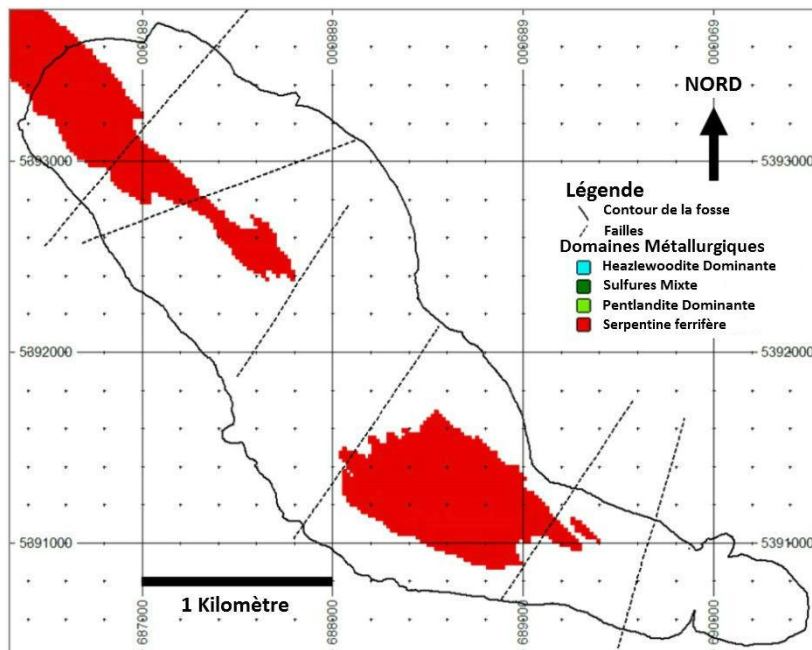
Figure 13.19 : Récupération modélisée par régression pour les échantillons enrichis en serpentine ferrifère



Source : RNC.

La répartition du domaine enrichi en serpentine ferrifère est illustrée à la figure 13.20. Il est presque exclusivement situé dans le domaine structural 3, avec une quantité plus limitée en profondeur dans le domaine structural 5 au nord.

Figure 13.20 : Répartition du domaine enrichi en serpentine ferrifère



Source : RNC.

13.8.1.5 Sommaire des équations de récupération du Ni pour le circuit de dégrossissage

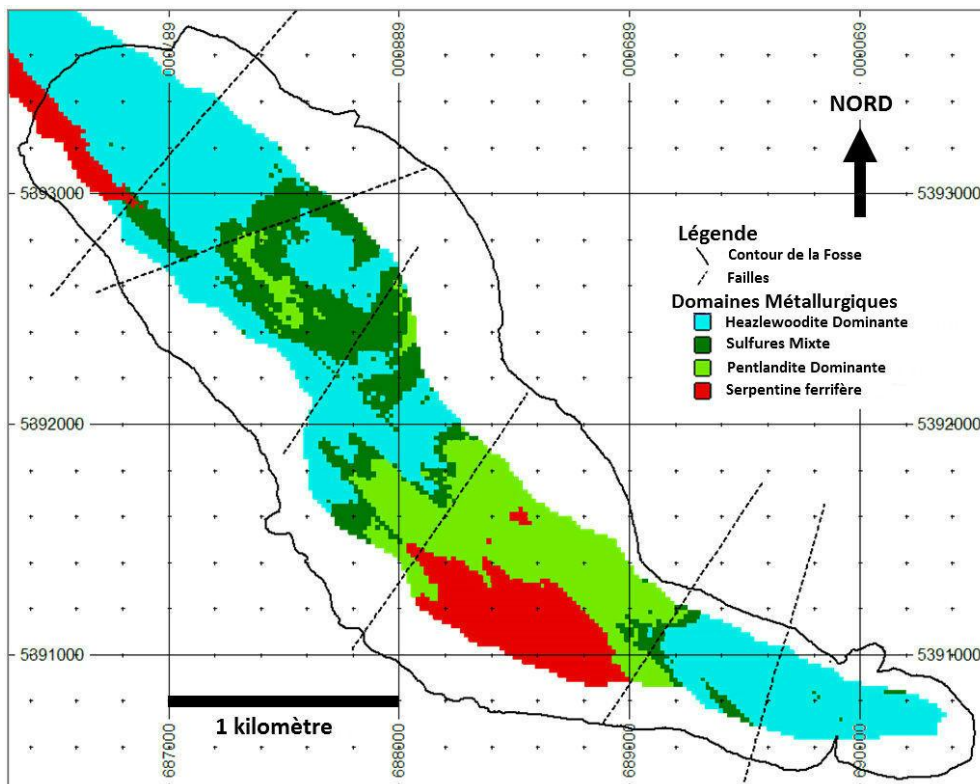
Basées sur cette analyse, les équations finales de récupération utilisées dans le cadre de l'ÉF sont les suivantes :

- Domaine dominé par la Hz (FESP < 14 %, Hz/Pn ≥ 5) :
Récupération du Ni au dégrossissage = $18,11 + 0,0211 \cdot S + 0,00039 \cdot Fe$
- Domaine de sulfures mixtes (FESP < 14 %, $1 < Hz/Pn < 5$) :
Récupération du Ni au dégrossissage = $9,73 + 0,222 \cdot S + 0,0111 \cdot Ca$
- Domaine dominé par la Pn (FESP < 14 %, Hz/Pn ≤ 1)
Récupération du Ni au dégrossissage = $43,6 + 0,0055 \cdot S + 0,0111 \cdot Ca$
- Domaine enrichi en serpentine ferrifère (FESP ≥ 14 %)
Récupération du Ni au dégrossissage = $14,83 + 38,9 \cdot S/Ni + 0,0143 \cdot Cr$

Chaque équation a été appliquée à l'ensemble des ressources modélisées pour les domaines structuraux 1 à 7, bloc par bloc.

La distribution globale des domaines métallurgiques à l'intérieur du tracé de la fosse de l'ÉF est illustrée à la figure 13.21.

Figure 13.21 : Domaines métallurgiques à l'intérieur du tracé de la fosse de l'ÉF



Source : RNC.

13.8.2 Récupération à la purification

Plusieurs essais en circuit fermé ont été réalisés sur différents échantillons afin d'établir le meilleur rendement obtenu pour une variété de matériaux avec différentes caractéristiques. Un résumé des résultats est présenté au tableau 13-35.

Les taux de récupération à la purification présentés au tableau 13-35 pour les essais en circuit fermé (ECF) #4 à #8 ne tiennent pas compte de la contribution du circuit des schlamms. Les résultats des essais ECF #9 à #17 comprennent la contribution du circuit des schlamms.

La récupération à la purification montre une forte corrélation avec la teneur en soufre de l'échantillon d'alimentation, et pour cette raison, les échantillons dominés par la Hz, qui ont une teneur plus faible en soufre pour la même quantité de minéraux récupérables, ont été séparés des trois autres domaines métallurgiques.

Les essais en circuit fermé pour les échantillons du domaine dominé par la Hz ont produit des taux de récupération plus élevés à la purification, peu importe la teneur en soufre du matériel d'alimentation. La moyenne des quatre essais en circuit fermé pour le domaine dominé par la Hz était de 92 %. Un taux de récupération à la purification de 90 % a été appliqué à tous les blocs dominés par la Hz.

Les domaines des sulfures mixtes, dominés par la Pn et enrichis en serpentine ferrifère montrent une plus grande variabilité de la récupération à la purification, la récupération étant plus faible quand la teneur en soufre du matériel d'alimentation est plus faible. Cette relation est illustrée à la figure 13.22 (page suivante).

$$\text{Récupération du Ni à la purification} = 0,1215 \ln(\%S) + 1,0959$$

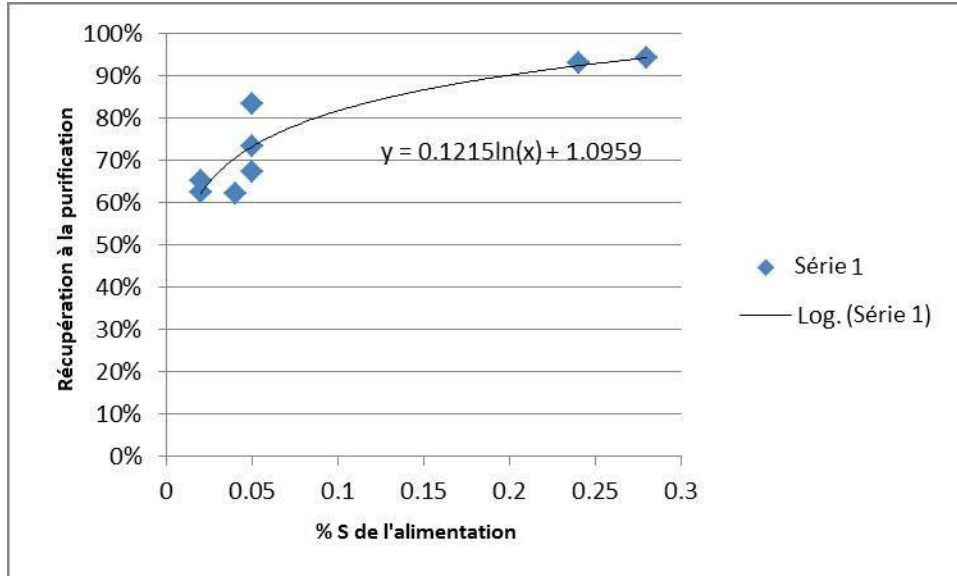
Cette équation a été appliquée bloc par bloc dans les domaines de sulfures mixtes, dominé par la Pn et enrichi en serpentine ferrifère faisant partie de l'inventaire de ressources.

Tableau 13-35 : Sommaire des essais de purification en circuit fermé

ECF #	Échant.	Domaine métallur.	%S	Hz+Pn	Récupération de dégrossissage des ECF		Récupération globale des ECF		Récup. à la purif. des ECF
					%Ni	Récup.	%Ni	Dist.	
4	222AC	Dom. Hz	0,15	0,66	2,5	65,4	32,7	61,7	94 %
5	218I	Dom. Pn	0,06	0,09	0,5	33,5	22,8	20,9	62 %
6	218G	Dom. Pn	0,05	0,17	0,6	40,9	25,9	30,0	73 %
8	214C	Sulf. mixtes	0,24	1,05	2,6	68,5	30,1	63,7	93 %
9	Affleurement	Dom. Hz	0,14	0,38	2,0	62,2	22,9	53,1	85 %
10	223C	Dom. Pn	0,02	0,16	0,7	38,2	43,8	27,0	71 %
12	222AC	Dom. Hz	0,15	0,66	1,9	67,4	31,2	65,7	98 %
13	222BDE	Dom. Hz	0,09	0,17	1,2	53,8	31,8	47,7	89 %
14	217B	FESP	0,36	1,35	5,9	49,8	20,6	46,9	94 %
15	222H	Dom. Pn	0,03	0,03	0,47	38,3	18,4	23,8	62 %
16	218G	Dom. Pn	0,05	0,17	0,7	31,6	26,0	21,2	67 %
17	216ABC	FESP	0,1	0,41	1,5	27,4	19,0	22,8	83 %

Source : RNC.

Figure 13.22 : Relation entre la teneur en soufre (%) du préconcentré et la récupération à la purification



Source : RNC.

13.8.3 Récupération des schlamms

Environ 20 % du nickel du matériel d'alimentation se retrouve dans le circuit de flottation des schlamms. La récupération du circuit des schlamms n'a pas été évaluée dans le cadre de la procédure STP. Des tests ont été effectués sur plusieurs échantillons pour évaluer la récupération à partir des schlamms et la capacité de produire un concentré pouvant être commercialisé.

Les résultats sont très variables, selon le matériel d'alimentation. Les échantillons riches en sulfures montrent une meilleure récupération des schlamms; les échantillons plus riches en awaruite montrent une récupération plus faible des schlamms. L'ajout d'une étape de récupération magnétique sur les schlamms a été évalué mais n'a pas été concluant pour augmenter la récupération.

La purification des schlamms a été testée dans le cadre des essais en circuit fermé.

Tableau 13-36 : Récupération du nickel au concentré après purification des schlamms

Essai en circuit fermé #	Échantillon	Domaine métallurgique	Répartition du Ni aux schlamms	Récupération du Ni dans le concentré final*
9	Affleurement	Dom. Hz	23,5	8,1
10	223C	Dom. Pn	25,6	0,3
12	222AC	Dom. Hz	4,9	2,6
13	222BDE	Dom. Hz	13,4	0,7
14	217B	Dom. Pn	13,0	0,5
15	222H	Dom. Pn	13,6	0,1
16	218G	Dom. Pn	14,0	0,3
17	216ABC	FESP	10,7	1,0
			Moyenne	1,7

Remarque : * Après purification

Pour les besoins de l'étude de faisabilité, 5 % a été ajouté à la récupération du circuit de dégrossissage * récupération après purification pour chaque bloc.

13.8.4 Équation de récupération globale

L'équation de récupération globale est la suivante :

$$(Récupération\ du\ circuit\ de\ dégrossissage\ *\ récupération\ du\ circuit\ de\ purification) + Récupération\ des\ schlamms = Récupération\ totale$$

Pour éviter de surestimer ou de sous-estimer la récupération basée sur les équations de régression linéaire pour le dégrossissage, des valeurs limites ont été appliquées à la récupération de dégrossissage sur les données d'analyse géochimique bloc par bloc. Tous les blocs qui montraient des valeurs à l'analyse dépassant les valeurs maximum et minimum de l'ensemble de données STP pour ce domaine ont été ajustés aux limites de l'ensemble de données STP.

Ceci a réduit la valeur moyenne de récupération de dégrossissage de 51,6 % à 49,5 %, une réduction de 2,1 % de la récupération de dégrossissage. Après l'application de ces limites, la récupération de dégrossissage a été limitée à 80 % pour refléter la récupération maximale observée lors des essais STP.

La teneur en soufre utilisée dans l'équation de la récupération à la purification pour les domaines dominé par la Pn, de sulfures mixtes et enrichi en serpentine ferrifère a été restreinte aux limites des données STP et la récupération à la purification a été limitée à 95 %. Ni l'une ni l'autre de ces contraintes n'a réduit de façon significative la récupération à la purification.

Enfin, si la récupération globale calculée par bloc était supérieure à la récupération théorique par bloc, la récupération était limitée à la récupération théorique dans un effort pour minimiser les erreurs d'extrapolation. La récupération théorique a été calculée en utilisant les pourcentages modaux de pentlandite, d'awaruite et de heazlewoodite multipliés par les teneurs respectives en nickel de chaque minéral (tirées des données de microsonde électronique), divisés par la teneur en nickel du bloc selon l'analyse géochimique. Ceci a eu pour effet de réduire la récupération finale de 43,3 % à 42,9 %. Cette contrainte a été appliquée à 64 Mt, soit 5 % des réserves du projet Dumont.

Dans l'ensemble, les différentes contraintes appliquées à la récupération de dégrossissage et de purification ont eu pour effet de réduire la récupération à l'échelle du gisement de 45 % à 43 %.

13.8.5 Confirmation du schéma de traitement

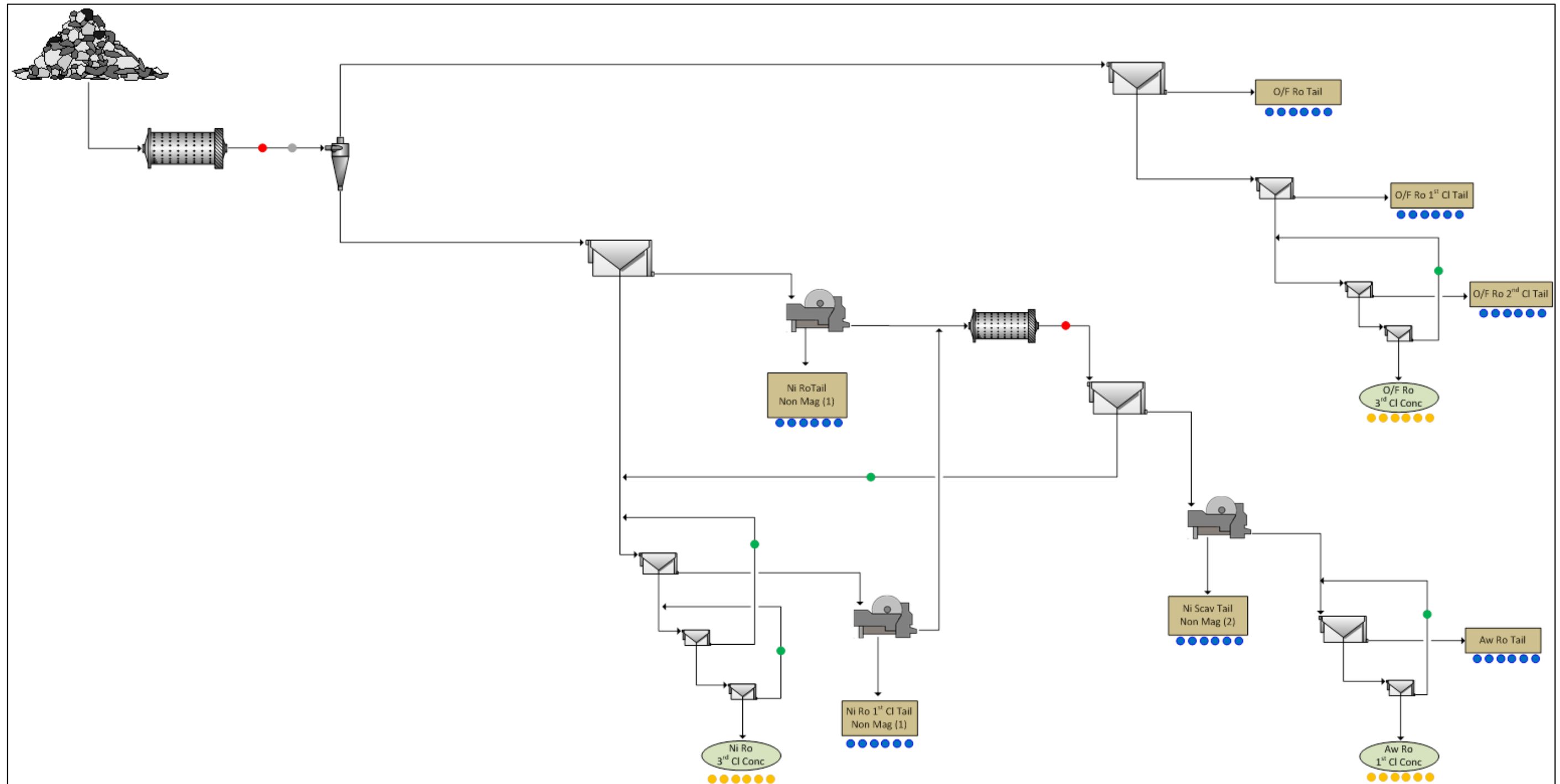
Des essais en circuit fermé d'échantillons de différents domaines ont été réalisés pour confirmer les critères de conception de l'étude de faisabilité pour l'usine et les équations de récupération. Les essais en circuit fermé ont été effectués au CTMP.

Les essais ont été effectués sur plusieurs échantillons représentatifs des quatre domaines métallurgiques ainsi que des différentes récupérations. Deux ensembles de données sont présentés. Le premier ensemble de données provient des essais effectués en 2013 sur le schéma de traitement de faisabilité, qui comprend une distribution de 20 % de masse aux schlamms, une étape distincte de purification des schlamms, et des circuits combinés de dégrossissage et de purification/épousinage, avec les dosages de réactifs et les temps de séjour établis selon les critères de conception de l'étude de faisabilité. Le deuxième ensemble de

données comprend une sélection d'essais datant de 2011 et 2012 effectués en circuit fermé qui comportaient des circuits de purification des schlamms séparés, des temps de séjour en flottation similaires, et une distribution de 20 % de masse dans la fraction des schlamms.

Le schéma de traitement utilisé pour les essais en circuit fermé de 2013 est illustré à la figure 13.23.

Figure 13.23 : Essais de confirmation en circuit fermé effectués en 2013



Le point de départ pour l'étude est comparé à la moyenne réelle utilisée lors des essais en circuit fermé de 2013 (tableau 13-37). La consommation moyenne de réactifs pour les essais en circuit fermé de 2013 était inférieure à celle prévue dans les critères de conception de l'étude de faisabilité, indiquant un potentiel d'amélioration des coûts d'exploitation de l'usine.

Tableau 13-37 : Consommation de réactifs dans les essais à circuit fermé de 2013

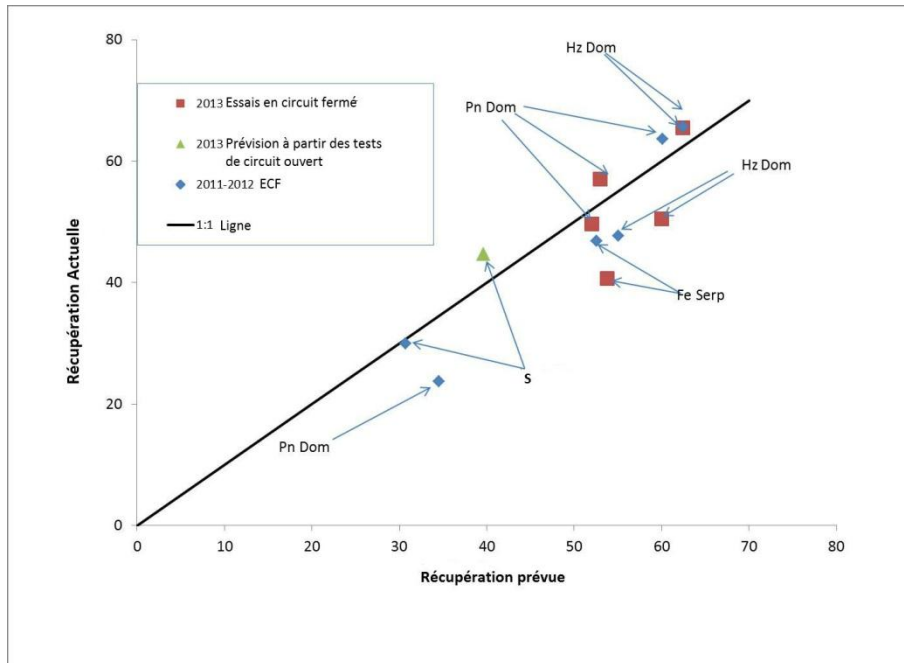
	PAX (g/t)	MIBC (g/t)	Cytec 65 (g/t)	Calgon (g/t)	CMC (g/t)	H ₂ SO ₄ (g/t)	Coût (\$/t)
Prévue dans l'ÉF	80	89	2	254	6	3888	1,41
Réelle (moyenne de tous les essais)	89	77	0	135	16	5100	1,25

Six échantillons ont été utilisés pour les essais en circuit fermé de 2013 visant à confirmer le schéma de traitement. Les essais ciblaient les échantillons à récupération plus élevée qui seraient plus représentatifs du minerai qui sera traité au cours des cinq ou six premières années. Trois des quatre domaines métallurgiques (dominé par la Hz, dominé par la Pn, et enrichi en serpentine ferrifère) étaient représentés; ces trois domaines formeront 90 % du matériel d'alimentation de l'usine au cours des cinq premières années.

Quelques échantillons d'essais en circuit fermé effectués en 2011 et 2012 ont été sélectionnés pour les comparer aux essais plus récents de 2013 et pour augmenter la confiance en la robustesse des résultats des essais. Ces essais antérieurs utilisaient un schéma de traitement similaire mais des temps de séjour légèrement plus longs et de plus forts dosages de réactifs. Toutefois, compte tenu des travaux antérieurs effectués pour optimiser les réactifs et les temps de séjour, on peut s'attendre à ce que les résultats soient similaires.

La récupération globale des essais en circuit fermé est illustrée à la figure 13.24, comparée au modèle de récupération utilisé dans l'étude de faisabilité. On voit une certaine variation autour du modèle, toutefois globalement le modèle réussit à prédire adéquatement la récupération observée lors des essais en circuit fermé.

Figure 13.24 : Récupération obtenue lors des essais en circuit fermé vs récupération modélisée



Source : RNC

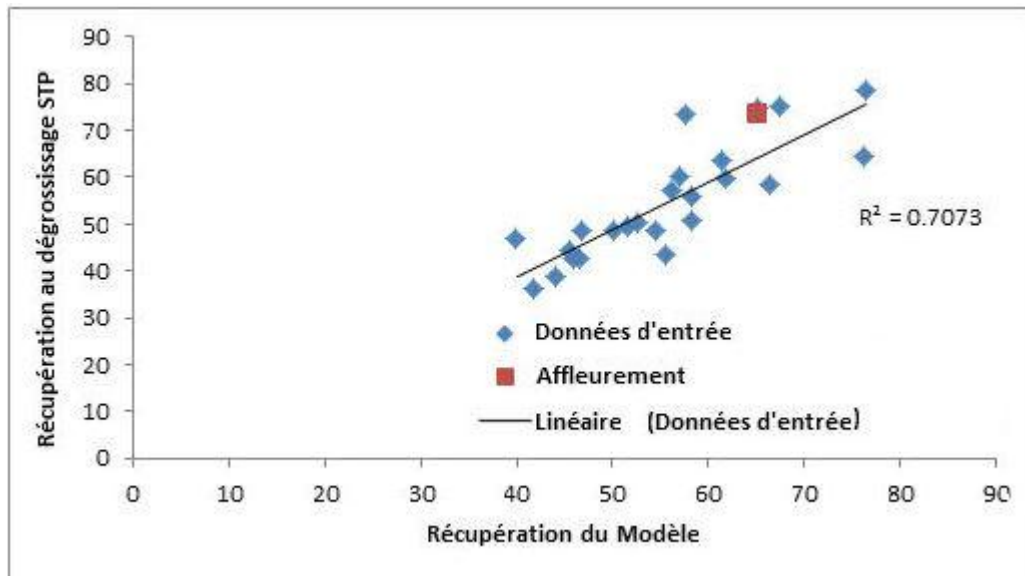
13.8.6 Impact du vieillissement des stocks de minerai

Sur la durée de vie de la mine, 606 Mt de minerai seront entreposées et subséquemment traitées à l'usine, pour une durée prévue d'entreposage de 12 ans. Il n'est pas anticipé qu'un processus de vieillissement significatif aura lieu en raison de la nature hautement disséminée, de la basse teneur en nickel et de la faible teneur en soufre de la minéralisation.

Une évaluation initiale du matériel qui a été dynamité en 1970 et laissé dans une fosse d'essai en surface (qu'on appelle l'échantillon initial de surface) a été effectuée selon la procédure d'essai standard (STP). Le matériel s'est comporté d'une manière similaire au carottage fraîchement foré (voir figure 13.25 pour les résultats). La récupération prévue à partir des équations de récupération du circuit de dégrossissage (générées avec du matériel frais) correspond à la récupération obtenue lors des tests en laboratoire sur le matériel vieilli.

La récupération de l'échantillon lors de l'essai STP était supérieure aux prédictions du modèle.

Figure 13.25 : Résultats de l'échantillon provenant de la fosse des années 1970



Source : RNC

13.8.7 Récupération de sous-produits

13.8.7.1 Cobalt

Dans le gisement Dumont, le cobalt est associé aux minéraux qui renferment du nickel récupérable dans le gisement; et comme le nickel, il se retrouve également en quantités non négligeables tant dans la serpentine que l'olivine. Par conséquent, la récupération du cobalt est considérée comme étant liée à la récupération de nickel.

Des analyses à la microsonde électronique ont été effectuées pour quantifier la variabilité de la teneur en cobalt des principaux minéraux d'intérêt à l'aide d'échantillons provenant de différents endroits dans le gisement Dumont. Le tableau 13-38 résume les travaux à la microsonde électronique qui démontrent la faible quantité de cobalt dans la serpentine, laquelle représente 92 % de la minéralisation. La teneur en cobalt de la serpentine est d'environ 40 ppm en moyenne. La valeur moyenne en cobalt dans l'ensemble des ressources est d'environ 107 ppm. Par conséquent, le cobalt emprisonné dans la serpentine représente entre 30 et 40 % du cobalt total du gisement, un ratio similaire à celui du nickel. Ces travaux démontrent également que le cobalt est lié aux minéraux Pn et Aw. Basé sur la répartition du cobalt dans les minéraux récupérables, la récupération du Co est présumée équivalente à la récupération du nickel. La récupération moyenne du cobalt sur la durée de vie du projet est donc établie à 42 %.

Tableau 13-38 : Répartition du cobalt dans les différents minéraux

Minéral	Valeur minimum (% Co)	Valeur maximum (% Co)	Moyenne (% Co)	Nombre de points	Écart-type
Pentlandite	0,34	35,94	3,72	840	4,64
Awaruite	0,02	5,05	0,85	534	0,90
Heazlewoodite	0,00	1,48	0,03	419	0,10
Serpentine	0,00	0,05	0,00	672	0,01

Source : RNC.

13.8.7.2 Éléments du groupe du platine (ÉGP)

Les concentrés produits lors des essais initiaux en circuit fermé ont été combinés en deux échantillons composites de façon à générer suffisamment de matériel pour mesurer la quantité d'ÉGP (CA02195 et CA02469 dans le tableau ci-dessous). Les autres concentrés issus des différents essais en circuit fermé ont été expédiés individuellement pour mieux comprendre la variabilité de la récupération des ÉGP dans les différents domaines métallurgiques ainsi qu'à différentes teneurs en S, Pt et Pd dans le matériel d'alimentation. Les échantillons de concentré ont été envoyés à SGS Mineral Services (Lakefield) pour analyse. Les teneurs des concentrés et les taux de récupération sont présentés au tableau 13-39.

Les récupérations calculées indiquées au tableau 13-40 comportent un certain degré d'erreur associé en raison de la faible teneur du matériel d'alimentation et de l'incapacité d'analyser les rejets (sous la limite de détection). Les domaines dominé par la Pn, de sulfures mixtes et enrichi en serpentine ferrifère montrent de façon générale de meilleurs taux de récupération en Pt et Pd et des concentrations plus élevées dans le concentré que le domaine dominé par la Hz.

Tableau 13-39 : Concentration en ÉGP du concentré Dumont

Minerai	Pt (g/t)	Pd (g/t)	Domaine métallurgique	Récup. du Pt*	Récup. du Pd*
CA02195-APR11	2,4	4,7			
CA02469-MAY11	2,1	3,2			
RNC-214C	0,86	1,69	Dom. Pn	44 %	54 %
SE_Affleurement1	0,67	1,22	Dom. Hz	92 %	75 %
RNC-222AC	0,83	1,74	Dom. Hz	46 %	51 %
RNC-222BDE	1,46	1,83	Dom. Hz	61 %	43 %
RNC-217B	3,23	13,2	FESP	159 %	283 %
RNC-222H	5,31	5,44	Dom. Pn	85 %	101 %
RNC-218G	4,91	11,8	Dom. Pn	127 %	126 %
RNC-216ABC	5,39	8,94	FESP	99 %	109 %
Comp 1	2,12	2,53	FESP	45 %	36 %
Comp 2	1,56	3,21	FESP	68 %	43 %
Comp 3	1,47	2,71	Sulfures mixtes	128 %	69 %
Comp 4	1,47	2,43	Dom. Pn	83 %	66 %
Comp 5	2,13	4,02	Dom. Pn	115 %	101 %
Comp 6	2,05	3,58	Dom. Hz	107 %	54 %
Comp 7	0,92	1,11	Dom. Hz	51 %	36 %
Moyenne	2,3	4,3		87 %	83 %

* Calculé en fonction des unités dans le concentré / unités dans le matériel d'alimentation. Source : RNC.

Tableau 13-40 : Teneurs moyennes en Pt et Pd dans le concentré par domaine métallurgique

Domaine métallurgique	Pt (g/t)	Pd (g/t)	Récup. Pt	Récup. Pd
Dominé par la Hz	1,9	2,5	72 %	52 %
Dom. Pn, sulfures mixtes, FESP	2,6	5,6	95 %	99 %

Dans le bloc modèle pour les blocs dominés par la Hz, des valeurs estimatives de 50 % pour la récupération du Pt et 36 % pour la récupération du Pd ont été utilisées. Dans le bloc modèle pour les blocs dominés par la Pn, de sulfures mixtes et enrichis en serpentine ferrifère, des valeurs estimatives de 67 % pour la récupération du Pt et de 69 % pour la récupération du Pd ont été utilisées. Ces valeurs reflètent 70 % de la récupération obtenue en laboratoire. La teneur calculée en g/t Pt+Pd dans le concentré issue de ces taux de récupération sur la durée de vie du projet serait de 4,3 g/t, ce qui est inférieur à la teneur moyenne obtenue dans les concentrés lors des essais en circuit fermé.

13.8.8 Qualité du concentré

Les concentrés issus des tests d'optimisation de la purification en circuit ouvert et des essais en circuit fermé ont été regroupés en composites et envoyés pour analyse à SGS Mineral Services (Lakefield) en plusieurs lots pour analyser les concentrations en impuretés et en ÉGP. Les résultats sont résumés au tableau 13-41.

Tableau 13-41 : Analyses géochimiques des concentrés

Échantillon	% Ni	% Cu	% Co	% Fe	% S	% MgO	% Cr	Pt (g/t)	Pd (g/t)
CA02195-APR11	34,5	0,6	0,5	25,7	23,5	4,0	0,03	2,4	4,7
CA02469-MAY11	39,2	0,6	0,6	27,5	23,1	3,1	0,04	2,1	3,2
CA02404-JUL11	32,8	A/A	A/A	18,5	11,8	13,3	0,04	A/A	A/A
CA02499-OCT11	34,9	A/A	A/A	21,1	16,5	8,7	0,13	A/A	A/A

Remarque : *A/A = aucune analyse n'a été effectuée

Les teneurs dans les concentrés issus des essais en circuit fermé supplémentaires ont aussi été révisées. Les données additionnelles de microsonde électronique indiquent que la Pn dans le secteur enrichi en serpentine ferrifère aurait une teneur moyenne en Ni de 26 %.

Pour l'ÉF, les teneurs suivantes des concentrés ont été présumées pour chaque domaine métallurgique, basé sur les analyses à la microsonde électronique résumées au chapitre 7 et sur les résultats des essais en circuit fermé.

Domaine dominé par la Hz (FESP < 14 %, Hz/Pn ≥ 5) : 35 % Ni

Domaine de sulfures mixtes (FESP < 14 %, 1 < Hz/Pn < 5) : 35 % Ni

Domaine dominé par la Pn (FESP < 14 %, Hz/Pn ≤ 1) : 30 % Ni

Domaine enrichi en serpentine ferrifère (FESP ≥ 14 %) : 20 % Ni

Basé sur ces résultats, la teneur moyenne du concentré sur la durée de vie du projet serait de 29 % Ni, variant entre 22 % et 33 %.

Les autres impuretés comme As, Pb, Cl et P étaient toutes près ou sous la limite de détection dans les échantillons analysés. Le Zn était à moins de 0,05 %, à l'exception de l'échantillon CA02499-OCT11 qui a livré une teneur de 0,23 % zinc.

13.8.9 Critères de transport du concentré

Deux échantillons de concentré nickélifère de Dumont ont été soumis à des tests d'échauffement spontané. Pour générer suffisamment de matériel pour les tests, le concentré utilisé était un composite formé des concentrés issus des différents essais en circuit fermé. Un concentré était dominé par la Hz et l'autre était dominé par la Pn. Le texte qui suit résume les résultats du rapport de Nessel (Nessel et Rosenblum, 2012).

Les échantillons de concentré nickélifère de Dumont ne présentent aucun comportement d'échauffement spontané, avec des valeurs SCH en phase A et en phase B de 0,0 J/g. Ces résultats ne sont pas typiques des concentrés nickélifères. Toutefois ils sont prévisibles compte tenu de l'absence de pyrrhotite et de pyrite dans le concentré de Dumont.

13.8.10 Contenu en chrysotile du concentré

Aucune analyse minéralogique n'a été effectuée pour évaluer la quantité de chrysotile dans le concentré. Bien que le procédé de récupération du nickel du projet Dumont a pour but de rejeter la gangue stérile (principalement de la serpentine) dans le flux des résidus miniers, le concentré demeure tout de même en partie composé de serpentine.

La quantité de serpentine dans le concentré devrait représenter entre 20 et 25 % de la masse environ. D'après les tests quantitatifs effectués sur les carottes de forage, moins de 2 % en moyenne de la serpentine dans le minerai est en fait du chrysotile.

Par conséquent, on peut s'attendre à ce que le contenu en chrysotile du concentré soit inférieur à 1 %, et plus probablement entre 0,4 et 0,5 %.

Il est recommandé de faire des tests sur les concentrés issus des essais en circuit fermé pour confirmer cette valeur. Le concentré sera expédié hors du site sous la forme d'un gâteau de filtrage humide dans des conteneurs fermés; il n'y a aucun risque de dispersion de concentré ni de chrysotile dans l'atmosphère dans des conditions normales de transport par la route ou par chemin de fer.

14 ESTIMATIONS DES RESSOURCES MINÉRALES

14.1 Introduction

SRK a été mandaté par RNC pour mettre à jour l'estimation des ressources minérales pour le projet nickélicifère Dumont. Le projet nickélicifère Dumont est un grand gîte de nickel à basse teneur non développé qui pourrait faire l'objet d'une exploitation minière à ciel ouvert. La minéralisation nickélicifère se trouve dans un assemblage complexe de sulfures magmatiques encaissé dans la sous-zone de dunité de l'intrusion mafique stratifiée de Dumont, qui est d'âge archéen.

En février 2011, RNC a demandé à SRK de préparer une estimation de ressources minérales en appui à l'étude de faisabilité préliminaire préparée par Ausenco Solutions Canada Inc. (Ausenco, 2011). Une étude de faisabilité préliminaire révisée a par la suite été préparée afin de prendre en considération les données de forage disponibles jusqu'au 1^{er} février 2012 et les données sur la récupération de la magnétite disponibles au 8 mai 2012 (Ausenco, 2012). L'étude de faisabilité préliminaire révisée a été publiée par Ausenco le 22 juin 2012.

Cette section résume le modèle des ressources minérales mis à jour préparé par SRK pour y inclure les nouvelles données de forage disponibles jusqu'au 31 décembre 2012. Le modèle révisé a été utilisé en appui à l'étude de faisabilité. L'évaluation des ressources minérales dont il est question dans ce chapitre représente la quatrième estimation de ressources minérales préparée pour ce projet, et la troisième préparée par SRK. L'estimation des ressources minérales inclut pour la deuxième fois une estimation des teneurs en palladium et en platine et de la concentration en magnétite.

Les ressources minérales présentées dans ce rapport tiennent compte des données de forage disponibles au 31 décembre 2012, et ces ressources ont été estimées selon une approche de modélisation géostatistique par blocs définis à l'aide de sept modèles fil-de-fer de minéralisation sulfurée. Les ressources minérales ont été estimées conformément aux Lignes directrices des meilleures pratiques en estimation des ressources minérales et des réserves minérales de l'ICM et ont été classées selon les Normes de l'ICM sur les définitions pour les ressources minérales et réserves minérales adoptées en novembre 2010. L'estimation des ressources minérales est présentée conformément au Règlement 43-101 des Autorités canadiennes en valeurs mobilières.

La construction du modèle de ressources minérales est un effort concerté impliquant du personnel de RNC et de SRK. La construction des domaines de ressources tridimensionnels a été effectuée par le personnel de RNC et révisée par SRK. La majeure partie des travaux d'évaluation des ressources ont été effectués par M. Sébastien Bernier, P.Geo. (OGQ#1034, APGO#1847). M. Oy Leuangthong, Ph.D., P.Eng. (APEGA#82746, PEO#90563867), a aidé M. Bernier au niveau de l'analyse géostatistique, l'analyse variographique et la sélection des paramètres d'estimation des ressources. Les travaux d'optimisation de la fosse visant à satisfaire l'exigence de « perspectives raisonnables d'extraction rentable » pour une ressource minérale ont été effectués par le personnel de RNC et par M. Anton Von Wielligh, P.Eng., un ingénieur minier indépendant de RNC et SRK. Les ressources minérales sont présentées en fonction d'un tracé de fosse conceptuel mis à jour. Finalement, ces efforts ont aussi bénéficié d'une révision par des géologues expérimentés, en l'occurrence M. Glen Cole, P.Geo. (APGO#1416), et M. Jean-François Couture, Ph.D., P.Geo. (OGQ#1106, APGO#0197).

En raison de leur formation académique, de leur expérience pratique pertinente et de leur affiliation à une association professionnelle reconnue, M. Bernier et M. Leuangthong sont des personnes qualifiées indépendantes de RNC aux fins du Règlement 43-101.

Le bloc modèle a été classé selon des critères similaires à ceux utilisés lors de la préparation de l'estimation des ressources minérales de mai 2012 (basé sur une teneur de coupure pour le nickel, en tenant compte de l'espacement entre les trous de forage, en utilisant le module *Mineable Reserve Optimizer* de *CAE Mining Studio 3*, et en effectuant un lissage manuel à la fin pour assurer la continuité des blocs de même catégorie). Le classement final pour le nickel a été appliqué au cobalt, au palladium et au platine. Le classement des ressources minérales appliqué à la magnétite respecte la même approche en matière d'espacement d'échantillonnage que pour le nickel, soit trois trous de forage rapprochés sont requis à l'intérieur d'un rayon de 120 m pour la catégorie indiquée et de 240 m pour la catégorie présumée. Dans le cas du nickel, un rayon de 60 m était requis pour la catégorie mesurée.

Pour s'assurer qu'uniquement les valeurs pertinentes en platine et en palladium soient prises en compte, toutes les valeurs inférieures ou équivalentes à deux fois la limite de détection pour le palladium et le platine ont été fixées à zéro dans le cadre de l'estimation des ressources minérales.

L'estimation des ressources minérales pour le projet nickélique Dumont présentée au tableau 14-1 est présentée à une teneur de coupure de 0,15 % nickel, en supposant un prix du nickel à 9,00 \$ US par livre et une récupération moyenne de 40 %. L'estimation inclut tous les blocs classés au-dessus de la teneur de coupure et situés à l'intérieur des tracés conceptuels de fosse.

Tableau 14-1 : Projet nickélique Dumont, Québec, SRK Consulting (Canada) Inc., 30 avril 2013*

Catégorie de ressources	Quantité (kt)	Teneur		Nickel contenu		Cobalt contenu	
		Ni (%)	Co (ppm)	(kt)	(Mlbs)	(kt)	(Mlbs)
Mesurées	372 100	0,28	112	1050	2 310	40	92
Indiquées	1 293 500	0,26	106	3 380	7 441	140	302
Mesurées + Indiquées	1 665 600	0,27	107	4 430	9 750	180	394
Présumées	499 800	0,26	101	1 300	2 862	50	112
Catégorie de ressources	Quantité (kt)	Teneur		Palladium contenu		Platine contenu	
		Pd (g/t)	Pt (g/t)	(koz)	(koz)		
Mesurées	372 100	0,024	0,011	288		126	
Indiquées	1 293 500	0,017	0,008	720		335	
Mesurées + Indiquées	1 665 600	0,020	0,009	1 008		461	
Présumées	499 800	0,014	0,006	220		92	
Catégorie de ressources	Quantité (kt)	Teneur		Magnétite contenue			
		Magnétite (%)		(kt)	(Mlbs)		
Mesurées	-	-	-	-	-		
Indiquées	1 114 300	4,27		47 580	104 905		
Mesurées + Indiquées	1 114 300	4,27		47 580	104 905		
Présumées	832 000	4,02		33 430	73 702		

Remarques : * Présentée selon une teneur de coupure de 0,15 % Ni à l'intérieur des tracés conceptuels de fosse optimisés en utilisant un prix de 9,00 \$ US/lb de nickel, un taux de récupération métallurgique et d'usinage moyen de 40 %, des frais de traitement et G&A de 6,30 \$ US par tonne usinée, un taux de change de 1,00 \$ CA = 0,90 \$ US, un angle de pente global de 42° à 50° selon le secteur, et un taux de production de 105 kt/j. La valeur du cobalt, du palladium, du platine et de la magnétite n'est pas prise en compte dans le calcul de la teneur de coupure puisqu'il s'agit de sous-produits du nickel récupéré. Tous les nombres ont été arrondis pour refléter la précision relative des estimations. Les ressources minérales ne sont pas des réserves minérales et leur

viabilité économique n'a pas été démontrée. Les ressources minérales mesurées et indiquées comprennent les ressources minérales qui ont été modifiées pour estimer les réserves minérales.

Les ressources minérales ne sont pas des réserves minérales et leur viabilité économique n'a pas été démontrée. Il n'y a aucune certitude que les ressources minérales seront éventuellement converties, en tout ou en partie, en réserves minérales. SRK n'a connaissance d'aucun problème lié à l'environnement, aux permis, aux titres, à la commercialisation, ou des questions d'ordre juridique, fiscal, socio-économique, politique, ou de tout autre facteur pertinent qui pourrait avoir un effet négatif sur les ressources minérales.

Les sections qui suivent résument les données, la méthodologie, les paramètres et la validation pris en compte par SRK pour estimer les ressources minérales sur le projet nickélique Dumont. Deux modèles ont été générés : un modèle élémentaire pour 8 éléments (calcium, cobalt, chrome, fer, nickel, palladium, platine et soufre) et le poids spécifique, et un modèle minéralogique montrant la répartition de dix minéraux (awaruite, brucite, coalingite, serpentine ferrière, heazlewoodite, serpentine, serpentine pauvre en fer, magnétite, olivine et pentlandite). Le modèle minéralogique a été construit en appui aux études métallurgiques en cours.

Tous les détails concernant les données, la méthodologie, les paramètres, les hypothèses et la validation pris en compte et effectués par SRK et résumés ci-dessous sont présentés dans Bernier et Leuangthong (2013), lequel est disponible sur le site web de RNC.

14.2 Méthodologie d'estimation

14.2.1 Base de données des ressources, préparation et formation de composites

Les données d'exploration disponibles pour l'évaluation des ressources minérales comprennent les données de forage carotté de calibre NQ de surface obtenues par RNC depuis 2007. La base de données comprend 440 forages (161 703 m) totalisant 90 967 échantillons analysés. En tout, 35 principaux éléments sont disponibles pour évaluation. Suite aux discussions avec RNC, SRK a axé la modélisation sur la répartition spatiale pour huit principaux éléments : calcium, cobalt, chrome, fer, nickel, palladium, platine, et soufre; ainsi que le poids spécifique.

Pour le modèle minéralogique, RNC a fourni un total de 1561 points de données EXPLOMIN^{MC} pour les dix minéraux à l'étude (awaruite, brucite, coalingite, heazlewoodite, serpentine, serpentine ferrière, serpentine pauvre en fer, magnétite, olivine et pentlandite); environ 74 % de ces données proviennent des domaines 3, 4 et 5. En tout, 1420 points de données EXPLOMIN^{MC} se trouvent à l'intérieur des domaines minéralisés et ont été utilisés pour construire le modèle minéralogique.

Cette section décrit les domaines de ressources utilisés pour délimiter le modèle d'estimation, les analyses géochimiques disponibles pour l'étude, la méthodologie employée pour former les composites, et le traitement des valeurs extrêmes pour la modélisation subséquente. De plus, les données de poids spécifique et la façon qu'elles sont prises en compte dans le cadre de l'estimation des ressources sont aussi abordées.

14.2.1.1 Domaines minéralisés et modélisation géologique

L'interprétation et la modélisation géologiques du gîte ont été effectuées par le personnel de RNC et livrées à SRK sous la forme de modèles fil-de-fer de la minéralisation qui ont été utilisés pour contraindre l'estimation des ressources. SRK comprend que RNC a utilisé un modèle structural (faille), élaboré par Itasca Consulting en 2010 (Fedorowich, 2010) et mis à jour en 2012 (Fedorowich, 2012), en parallèle avec la définition des contacts géologiques et la répartition des teneur selon les données de forage, pour construire plusieurs enveloppes

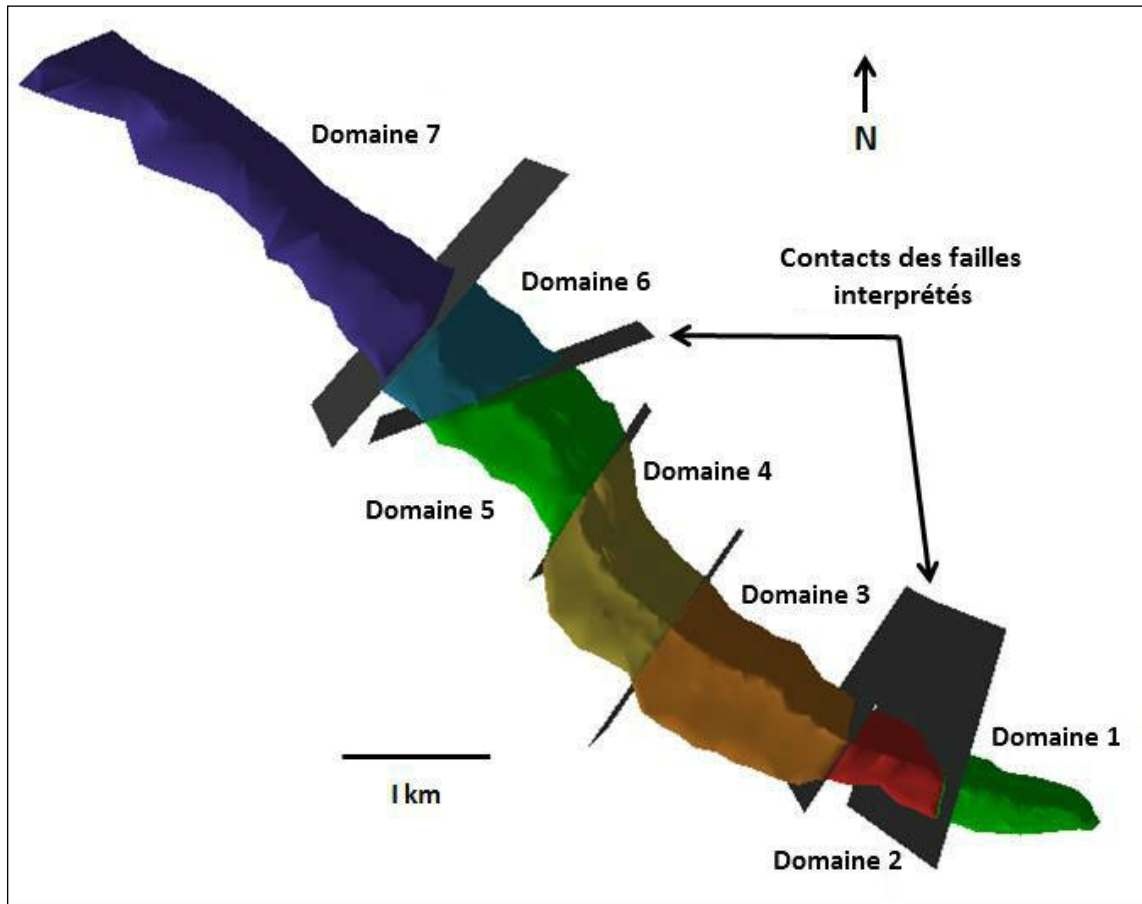
minéralisées correspondant à des domaines structuraux. Le modèle de faille a été révisé et mis à jour par SRK en 2011 (SRK, 2011) et les modèles fil-de-fer de la minéralisation ont été mis à jour pour s'y conformer. Le modèle structural a été révisé à la fin de l'année 2012 par Itasca afin de prendre en considération les données de forage acquises en 2012. Comparativement aux enveloppes utilisées en 2012 par SRK lors du précédent modèle des ressources, ces enveloppes minéralisées sont presque identiques, avec de petites différences au niveau des limites entre les domaines et des contacts de la dunite. Le tableau 14-2 permet de comparer les volumes des modèles fil-de-fer pour chaque domaine. La plupart des différences sont attribuables au raffinement de la modélisation en profondeur.

Ces enveloppes ont été utilisées pour contraindre le bloc modèle de ressources. Sept solides distincts ont été générés (voir figure 14.1). Les sept solides contigus ne sont pas superposés dans l'espace et ont été dans l'ensemble délimités en tenant compte de la teneur de coupure de présentation de 0,20 % nickel. SRK a vérifié et confirmé que la majorité des analyses géochimiques à l'intérieur de la sous-zone de dunite présentent une teneur minimale de 0,20 % nickel.

Tableau 14-2 : Comparaison des volumes des domaines géologiques de 2012 et de 2013

Domaine	Volume du modèle fil-de-fer (m ³)		Différence	
	2012	2013	Volume (m ³)	Pourcentage
1	55 160 936	53 228 618	(1 932 318)	-3,63 %
2	45 331 916	39 188 549	(6 143 367)	-15,68 %
3	205 411 411	222 659 537	17 248 126	7,75 %
4	150 643 417	155 174 799	4 531 382	2,92 %
5	221 945 776	187 045 497	(34 900 279)	-18,66 %
6	103 610 361	102 331 944	(1 278 417)	-1,25 %
7	272 332 991	257 641 602	(14 691 389)	-5,70 %
Total	1 054 436 808	1 017 270 546	(37 166 262)	-3,65 %

Figure 14.1 : Répartition des sept enveloppes minéralisées utilisées comme domaines de ressources pour contraindre l'estimation des ressources



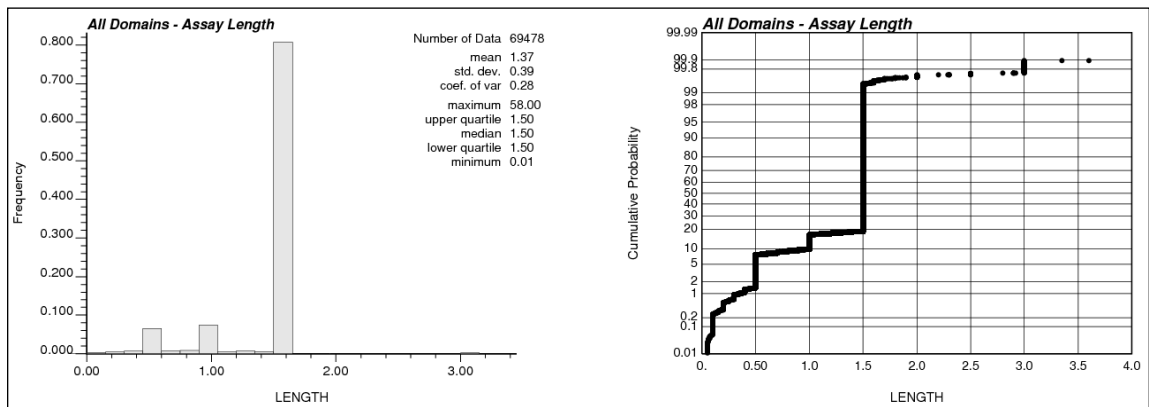
Source : SRK.

14.2.1.2 Analyse des données d'exploration et formation de composites

Les analyses géochimiques d'origine à l'intérieur des sept domaines ont été extraites pour analyse statistique, ce qui donnait un ensemble de 90 967 intervalles analysés pour considération, parmi lesquels 69 478 recoupent les domaines de ressources. Plus de 99 % de tous les échantillons ont été prélevés sur des intervalles de 1,5 mètre ou moins (figure 14.2).

Compte tenu de l'étendue considérable du gîte et de la dimension verticale anticipée pour le bloc modèle, qui est de 15 mètres (voir section 14.2.3), les intervalles analysés ont été regroupés en composites normatifs de 7,5 mètres de longueur dans l'axe de forage. Bien que les intervalles non analysés étaient rares dans l'ensemble de données, SRK leur a assigné une valeur équivalente à la limite de détection (voir tableau 14-2) avant de former les composites. Les intervalles de carottes perdues en traversant les zones de failles ont été assignés une valeur « absente ».

Figure 14.2 : Histogramme et graphique de probabilité montrant la distribution des longueurs des intervalles échantillonnés



Source : SRK.

Tableau 14-3 : Limites de détection

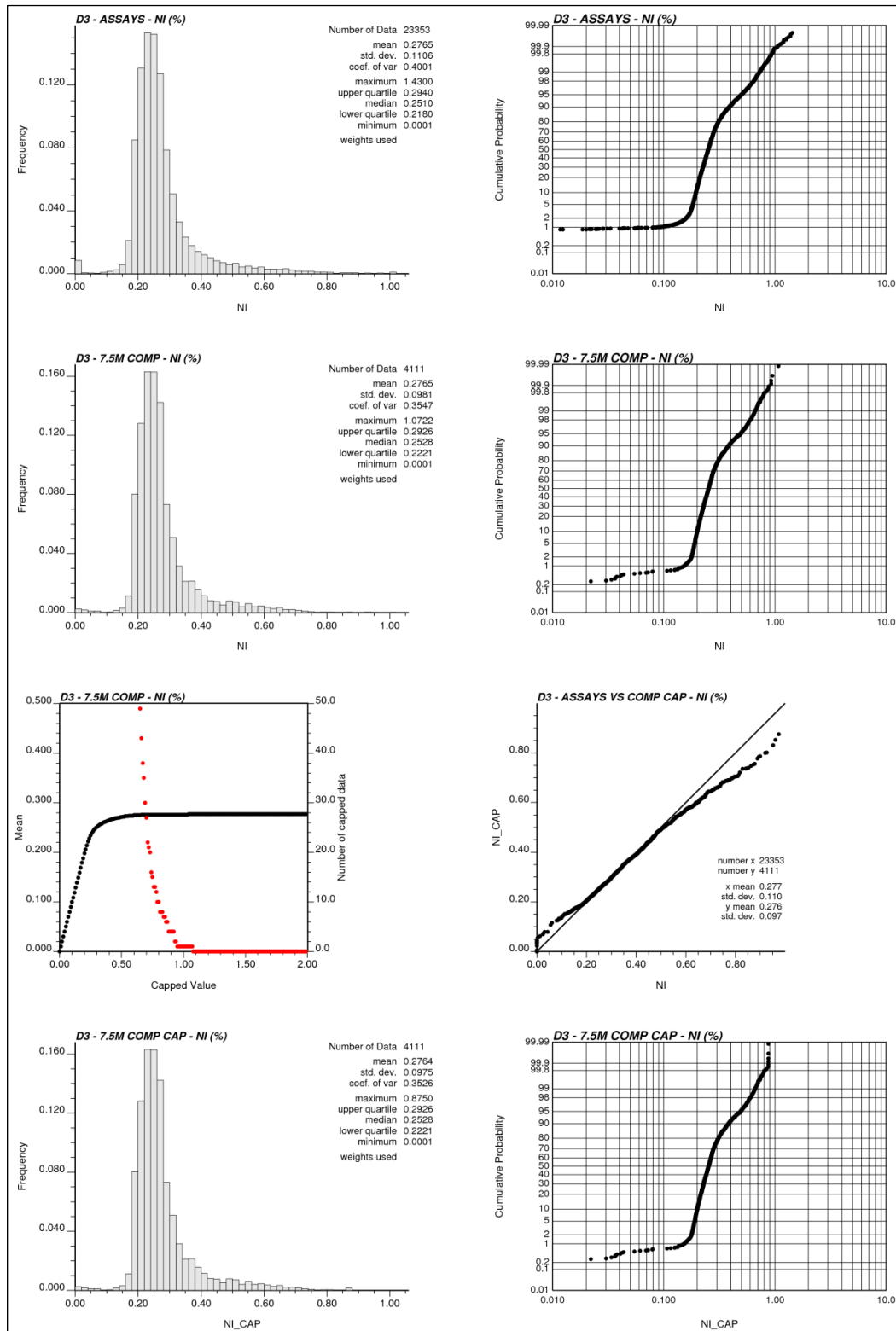
Élément	Valeur	Unité	Élément	Valeur	Unité
Ca	0,01	%	Ni	1	ppm
Co	1	ppm	Pd	0,001	ppm
Cr	1	ppm	Pt	0,005	ppm
Fe	0,01	%	S	0,01	%

Des statistiques pour les analyses géochimiques et les composites ont été calculées et analysées pour chacune des huit variables en considérant tous les domaines ensemble et chaque domaine séparément. Des graphiques sommaires ont été générés pour faciliter cette analyse; la figure 14.3 illustre le graphique pour le nickel dans le domaine 3.

SRK a procédé à une analyse des teneurs de coupure supérieures en examinant les histogrammes, les graphiques de probabilité et en évaluant la sensibilité de la teneur moyenne aux teneurs de coupure potentielles. Ceci a été effectué pour chaque domaine.

La figure 14.3 illustre un exemple des graphiques employés pour déterminer la teneur de coupure supérieure pour le Ni (%) dans le domaine 3. Bernier et Leuangthong (2013), lequel est disponible sur le site web de RNC, présente des graphiques similaires évaluant la sensibilité à la teneur de coupure supérieure pour tous les autres éléments à l'intérieur de chaque domaine. Les valeurs de coupure supérieures retenues sont présentées au tableau 14-4 ci-dessous.

Figure 14.3 : Statistiques de base pour le nickel dans le domaine 3



Source : SRK.

Tableau 14-4 : Valeurs de coupure supérieures pour chaque domaine

Domaine		Élément							
		Ca (%)	Co (ppm)	Cr (ppm)	Fe (%)	Ni (%)	Pd (ppm)	Pt (ppm)	S (%)
1	Teneur de coupure	0,8	135	4100	7	0,34	0,055	0,028	0,21
	Nbre écartés	16	1	12	3	9	15	21	6
	% équiv.	97 %	>99 %	96 %	99 %	98 %	97 %	96 %	98 %
2	Teneur de coupure	0,5	125	3750	6,8	0,35	0,045	0,022	0,21
	Nbre écartés	37	10	7	3	7	30	38	18
	% équiv.	92 %	98 %	98 %	>99 %	98 %	95 %	92 %	96 %
3	Teneur de coupure	0,36	200	3200	8,75	0,875	0,7	0,34	0,85
	Nbre écartés	33	7	22	13	6	9	6	9
	% équiv.	>99 %	>99 %	>99 %	>99 %	>99 %	>99 %	>99 %	>99 %
4	Teneur de coupure	0,6	200	3750	9,75	0,75	0,285	0,14	0,75
	Nbre écartés	18	6	7	13	10	13	15	6
	% équiv.	>99 %	>99 %	>99 %	>99 %	>99 %	>99 %	>99 %	>99 %
5	Teneur de coupure	0,6	180	3300	9,25	0,625	0,14	0,065	0,45
	Nbre écartés	38	4	6	15	11	13	24	19
	% équiv.	98 %	>99 %	>99 %	>99 %	>99 %	>99 %	99 %	99 %
6	Teneur de coupure	1,4	140	2600	6,75	0,55	0,08	0,075	0,33
	Nbre écartés	25	7	6	8	3	26	15	6
	% équiv.	97 %	>99 %	>99 %	>99 %	>99 %	96 %	98 %	99 %
7	Teneur de coupure	0,9	140	2300	7,2	0,38	0,11	0,038	0,105
	Nbre écartés	25	3	10	4	9	9	26	32
	% équiv.	98 %	>99 %	99 %	>99 %	99 %	99 %	98 %	98 %

Un comparatif des statistiques sommaires des analyses géochimiques et des composites a également été compilé pour chaque variable à l'intérieur de chaque domaine. L'ensemble complet des tableaux et des graphiques est présenté dans Bernier et Leuangthong (2013), lequel est disponible sur le site web de RNC; un tableau montrant les statistiques sommaires pour le pourcentage de nickel est présenté au tableau 14-5.

Tableau 14-5 : Statistiques sommaires pour le Ni (%) calculées à l'aide des analyses géochimiques, des composites et des composites écrêtés par domaine

Dom.	Analyses originales sur 1,5 m				Composites de 7,5 m			Composites écrêtés de 7,5 m		
	Nbr	Manq.	Moy.	É.-T.	Nbr	Moy.	É.-T.	Nbr	Moy.	É.-T.
Toutes	69 478	0	0,270	0,098	12 705	0,270	0,087	12 705	0,270	0,085
1	2 528	0	0,250	0,056	515	0,246	0,049	515	0,244	0,045
2	2 530	0	0,250	0,050	481	0,250	0,041	481	0,249	0,038
3	23 353	0	0,277	0,111	4 111	0,277	0,098	4 111	0,276	0,098
4	18 100	0	0,279	0,108	3 263	0,279	0,095	3 263	0,278	0,093
5	12 324	0	0,276	0,095	2 293	0,276	0,084	2 293	0,275	0,083
6	4 891	0	0,254	0,076	940	0,254	0,069	940	0,254	0,067
7	5 752	0	0,247	0,048	1 102	0,247	0,041	1 102	0,246	0,038

14.2.1.3 Poids spécifique

Des mesures du poids spécifique ont été effectuées aux laboratoires d'ALS Chemex (ALS) à Vancouver (Canada) à l'aide d'un pycnomètre sur le matériel en pulpe dans le cadre de la procédure d'analyse géochimique de routine. La base de données de poids spécifique contient 51 934 mesures. Pour les intervalles n'ayant pas de valeur de poids spécifique spécifiée, la valeur moyenne de poids spécifique pour le domaine particulier a été appliquée à l'intervalle, tel que résumé au tableau 14-6.

Tableau 14-6 : Sommaire de la base de données de poids spécifique

Domaine	Nombres de mesures disponibles	Valeurs manquantes	Pourcentage de valeurs manquantes	Valeur moyenne appliquée
1	2 315	213	8 %	2,605
2	2 326	204	8 %	2,605
3	17 582	5 771	25 %	2,556
4	9 948	8 152	45 %	2,575
5	10 648	1 676	14 %	2,583
6	3 920	971	20 %	2,586
7	5 195	557	10 %	2,608

Compte tenu de la quantité importante de données de poids spécifique disponibles pour le gîte Dumont, SRK a décidé de peupler le bloc modèle avec des valeurs de poids spécifique basées sur une estimation géostatistique. Par conséquent, SRK a estimé neuf variables (huit principaux éléments et la densité relative) pour chacun des sept domaines.

Les sections qui suivent décrivent les paramètres d'analyse spatiale et d'estimation qui ont été utilisés pour construire le bloc modèle tridimensionnel pour ces neuf variables.

14.2.2 Analyse variographique

SRK a évalué la répartition spatiale de neuf variables à l'aide d'un variogramme et d'un corrélogramme pour chaque élément et sa valeur normale. Au total, quatre paramètres spatiaux ont été considérés pour inférer la structure de corrélation à employer pour chaque élément dans le cadre de l'estimation des teneurs. Les directions de continuité ont été déterminées selon l'orientation des modèles fil-de-fer, des composites et la répartition spatiale de l'élément. De plus, des calculs variographiques considérant la sensibilité aux angles d'orientation ont été effectués avant de finaliser le choix de l'orientation de corrélation. Toutes les analyses variographiques et la modélisation ont été effectuées à l'aide de l'ouvrage de référence *Geostatistical Software Library* (GSLib; Deutsch et Journal, 1998).

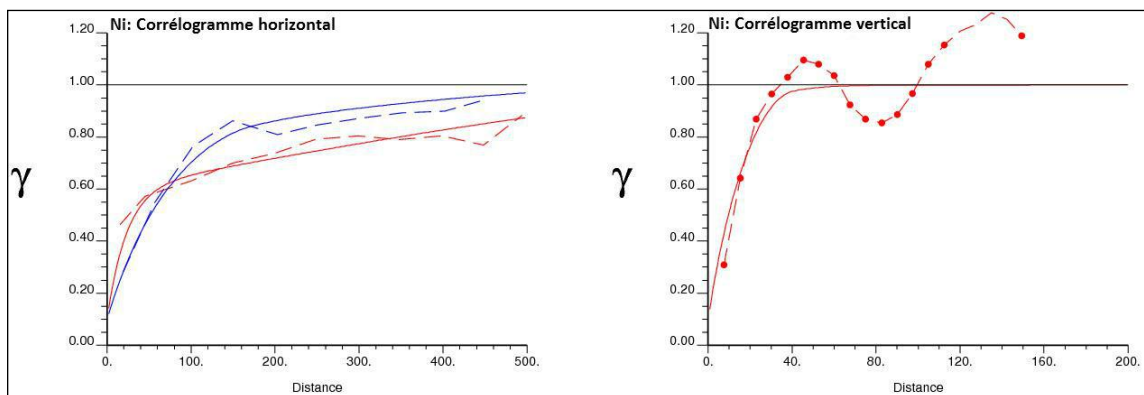
La modélisation variographique est basée sur une combinaison de quatre paramètres et dans la plupart des cas, le corrélogramme pour l'élément principal montre des structures de continuité relativement claires qui se prêtent bien à l'ajustement variographique.

Pour les domaines 3, 4 et 5, des variogrammes ont été calculés et modélisés par domaine, en utilisant tous les composites échantillonnés à l'intérieur du domaine en question. Comparativement à ces trois domaines, les quatre autres domaines contiennent beaucoup moins de composites de telle sorte que le modèle de corrélation spatiale était peu fiable. Pour ces quatre autres domaines (1, 2, 6, et 7), les variogrammes pour chaque domaine ont été considérés séparément mais donnaient généralement une faible inférence variographique.

SRK a aussi évalué des variogrammes pour les domaines 1 et 2 combinés puisque ces deux domaines sont adjacents l'un à l'autre, ce qui a produit des variogrammes raisonnables permettant de générer un modèle de corrélation spatiale plus fiable. Une stratégie similaire a été appliquée pour les domaines 6 et 7.

Les variogrammes modélisés utilisés pour l'estimation de tous les éléments (y compris le poids spécifique) pour chacun des domaines sont présentés et illustrés dans Bernier et Leuangthong (2013), lequel est disponible sur le site web de RNC. La figure 14.4 montre un exemple du corrélogramme calculé et modélisé pour le nickel dans le domaine 3.

Figure 14.4 : Corrélogramme du nickel (%) dans le domaine 3 utilisé pour ajuster le variogramme



Remarque : Le corrélogramme est inversé pour les besoins de la modélisation variographique. Les lignes continues correspondent au modèle ajusté tandis que les lignes pointillées correspondent au variogramme expérimental pour ces mêmes directions. **Source :** SRK.

14.2.3 Bloc modèle et estimation des teneurs

Un bloc modèle a été généré à l'aide du logiciel CAE Mining Studio 3. En collaboration avec RNC, SRK a choisi d'utiliser des blocs de dimensions 20 × 20 × 15 mètres, après avoir considéré l'espacement de sondage, l'étendue des enveloppes de minéralisation modélisées, et les méthodes d'exploitation anticipées dans une fosse à ciel ouvert. Le modèle n'a pas subi de rotation. SRK est d'avis que l'ajout d'une grille locale n'aurait pas pour effet d'améliorer l'exactitude ni la précision du modèle des ressources minérales. Des sous-cellules ont été générées pour respecter la géométrie de la minéralisation modélisée, mais ont ensuite été recombinaées aux dimensions des cellules de base pour l'optimisation de la fosse. Les sous-cellules ont été assignées la même teneur que la cellule de base. Les coordonnées du bloc modèle sont basées sur la grille locale en coordonnées UTM (NAD83, Zone 17). La définition du bloc modèle Dumont est présentée au tableau 14-7.

Tableau 14-7 : Caractéristiques du bloc modèle Dumont

	Dimension du bloc (m)	Origine* (m)	Étendue (m)	Nombre de blocs
X	20	684 000	692 000	400
Y	20	5 390 000	5 395 500	275
Z	15	-700	425	75

Remarque : *Coordonnées UTM (NAD83, Zone 17)

14.2.3.1 Stratégie d'estimation pour les principaux éléments

Le tableau 14-8 résume les paramètres généraux utilisés pour l'estimation des teneurs. Dans tous les cas, l'estimation des teneurs est basée sur un krigeage ordinaire fait en trois passes, la première passe étant la plus restrictive en termes de rayon de recherche et du nombre de forages requis. Les passes suivantes permettent généralement de peupler les secteurs où le forage est moins dense, ainsi les paramètres correspondants ont été moins contraignants, le rayon de recherche a été généralement plus grand et les exigences de données moins restrictives.

Tableau 14-8 : Stratégie d'estimation appliquée aux sept domaines de ressources

Axe	1 ^{re} passe	2 ^e passe	3 ^e passe
Incréments de recherche	Portée du variogramme, jusqu'à la dimension du domaine	Deux fois la portée de la 1 ^{re} passe	Dix fois la portée de la 1 ^{re} passe
Méthode d'interpolation	Krigeage ordinaire	Krigeage ordinaire	Krigeage ordinaire
Recherche par octant	Oui	Non	Non
Nombre minimum d'octants	3	N/D	N/D
Nombre minimum de composites par octant	2	N/D	N/D
Nombre maximum de composites par forage	5	N/D	N/D
Nombre minimum de composites	9	5	3
Nombre maximum de composites	12	15	15

Nombre maximum de composites par forage	4	4	4
---	---	---	---

SRK a évalué la sensibilité de l'estimation des blocs pour le nickel aux paramètres d'estimation, notamment le nombre minimal et maximal de données. Les résultats de ces études démontrent que le modèle est relativement insensible aux augmentations du nombre maximal de composites utilisés à l'intérieur d'un bloc. Pour la première passe d'estimation, des composites provenant d'au moins trois trous de forages étaient nécessaires pour estimer un bloc. Cette passe fait également appel à l'option de recherche par octant. Pour les passes suivantes les critères ont été relâchés. Dans tous les cas, les rayons de recherche ont été sélectionnés pour refléter la structure en continuité, les portées et les orientations définies selon les variogrammes. Le rapport de Bernier et Leuangthong (2013), lequel peut être consulté sur le site web de RNC, présente la liste complète des portées de recherche spécifiques par variable, par domaine et par passe d'estimation.

Le tableau 14-9 présente des statistiques sur le pourcentage du bloc modèle rempli par passe d'estimation dans le cas du bloc modèle pour le nickel

Tableau 14-9 : Tonnage estimé par passe dans chacun des sept domaines de ressources

Domaine	Passe d'estimation	Estimation du tonnage	Pourcentage de l'estimation
1	1	28 239 570	20,3 %
	2	72 331 054	52,1 %
	3	38 388 241	27,6 %
2	1	24 541 984	24,0 %
	2	69 031 919	67,6 %
	3	8 592 607	8,4 %
3	1	187 535 593	32,7 %
	2	386 504 908	67,3 %
4	1	133 756 287	33,4 %
	2	266 323 667	66,6 %
5	1	219 698 886	45,2 %
	2	266 034 360	54,8 %
6	1	132 323 946	50,1 %
	2	131 613 253	49,9 %
7	1	416 611 085	61,5 %
	2	257 531 785	38,0 %
	3	3 075 205	0,5 %

14.2.3.2 Estimation des quantités de minéraux

Pour faciliter l'évaluation en cours de la récupération métallurgique effectuée par RNC, SRK a aussi construit des modèles estimatifs des quantités de minéraux. En effet, SRK a modélisé la répartition quantitative d'awaruite, de brucite, de coalingite, d'heazlewoodite, de serpentine, de serpentine pauvre en fer, de serpentine ferrifère, de magnétite, d'olivine et de pentlandite. Les quantités de minéraux peuvent affecter la récupération métallurgique, et peuvent donc avoir un impact direct sur la rentabilité du projet.

Aux fins du modèle minéralogique, un total de 1420 échantillons EXPLOMIN^{MC} sont répertoriés à l'intérieur de l'enveloppe minéralisée pour les neuf minéraux, et environ 74 % de ces données sont situées à l'intérieur des domaines 3, 4 et 5. À la lumière de l'étude sur la sensibilité des algorithmes d'estimation réalisée pour le précédent modèle de ressources en 2012, SRK a appliqué le krigeage ordinaire pour modéliser toutes les quantités de minéraux. SRK a vérifié les distributions des blocs modèles avec les distributions décroisonnées et corrigées pour le changement de support des données EXPLOMIN^{MC} afin de vérifier si les statistiques du bloc modèle final étaient raisonnables.

Le rapport de Bernier et Leuangthong (2013), lequel est disponible sur le site web de RNC, présente des informations plus détaillées sur l'analyse variographique du modèle des quantités de minéraux, les paramètres d'estimation, la préparation du modèle final présenté à RNC, et les comparaisons quantitatives effectuées par SRK.

14.2.4 Validation du modèle de ressources

Pour valider les estimations des blocs, SRK a construit des modèles d'estimation parallèles pour le nickel en utilisant l'inverse de la distance au carré comme méthode d'estimation alternative. SRK a visuellement comparé les résultats aux résultats du modèle produit par krigeage ordinaire et a observé des tendances similaires dans les deux modèles. SRK s'est aussi assuré que les quantités globales et la teneur moyenne en pourcentage nickel obtenues pour chaque méthode étaient raisonnablement comparables. Les valeurs estimatives globales ont aussi été vérifiées en les comparant à la teneur moyenne décroisonnée (voir Bernier et Leuangthong, 2013; lequel est disponible sur le site web de RNC).

Pour le modèle de ressources de 2011 (Ausenco, 2011), SRK avait aussi construit des modèles de simulation géostatistique pour le nickel, le fer, le soufre, le calcium, le cobalt, le chrome et le poids spécifique. À l'époque, ces modèles de simulation avaient été utilisés pour contrevérifier les résultats du modèle d'estimation. En particulier, les courbes globales de teneur vs tonnage pour chacun des 100 modèles de simulation avaient été calculées (non contraintes par les tracés de fosse) ainsi qu'à l'intérieur des domaines, puis comparées avec celles obtenues à partir du modèle d'estimation. La comparaison avait démontré que le modèle d'estimation de 2011 réussissait raisonnablement bien à respecter les différences d'échelle entre le produit à l'entrée, les composites, et le produit sortant, le bloc modèle.

Les modèles de simulation géostatistique n'ont pas été reproduits avec la base de données plus récente; toutefois SRK considère que les paramètres du modèle et les données d'entrée générales pour le modèle de ressources de 2012 n'ont pas changé de façon importante. Par conséquent, SRK s'attend à ce que ce plus récent modèle d'estimation se compare aussi bien à un modèle de simulation.

Les modèles des quantités de minéraux ont aussi été validés en construisant une série de modèles d'estimation parallèles utilisant l'inverse de la distance au carré comme méthode d'estimation alternative. SRK a visuellement comparé les résultats aux résultats du modèle produit par krigeage ordinaire et a observé des tendances similaires dans les deux modèles.

SRK s'est aussi assuré que les quantités globales et la valeur estimative moyenne obtenues pour chaque méthode étaient raisonnablement comparables. Les valeurs estimatives globales ont aussi été vérifiées en les comparant aux valeurs moyennes décroissantes (voir Bernier et Leuangthong, 2013; lequel est disponible sur le site web de RNC).

14.2.5 Classification des ressources minérales

Au début de l'année 2011, SRK a réalisé une étude sur l'espacement optimal entre les trous de forage à considérer pour classer les ressources. Cette étude se penchait sur la classification des ressources en présence d'incertitude au niveau de la teneur, laquelle était déterminée par simulation géostatistique. La portée de l'étude se limitait aux domaines 3, 4 et 5 et s'est penchée uniquement sur le nickel, avec une base de données de forage et des modèles fil-de-fer à jour au 6 décembre 2010. Cette étude abordait uniquement l'incertitude au niveau des teneurs et ne tenait pas compte des incertitudes liées à la quantité et la qualité de la base de données d'exploration, la procédure d'échantillonnage, ni le niveau de confiance de l'interprétation géologique. Les résultats de cette étude ont démontré que, selon le domaine, un espacement de 40 à 60 mètres entre les forages pouvait être raisonnable pour la catégorie des ressources minérales mesurées, et un espacement de 110 à 140 mètres entre les forages pouvait être raisonnable pour les ressources minérales indiquées. La majorité des forages complétés depuis cette étude datant de 2011 sont des forages intercalaires, sur des sections à 50 mètres ou 100 mètres d'espacement. SRK est d'avis que les résultats de cette étude sont toujours valides et appropriés aux fins de la classification des ressources.

Basé sur les résultats de l'étude de l'espacement entre les trous de forage, SRK a élaboré une approche en quatre étapes pour la classification des ressources :

1. Identification des blocs qui répondent aux critères spécifiés d'espacement entre les forages, soit un minimum de deux trous de forage espacés d'au plus :
 - 60 × 60 m entre les forages pour mesuré
 - 120 × 120 m entre les forages pour indiqué
 - 240 × 240 m entre les forages pour présumé.
2. Utilisation du module *Mineable Reserve Optimizer* (MRO; optimisation des réserves exploitables) du logiciel CAE Mining Studio 3 pour assurer une continuité pratique des blocs assignés à une catégorie donnée, particulièrement pour ceux classés comme mesurés à l'étape 1. Les paramètres suivants ont été spécifiés dans le module MRO :
 - maximum de 5 % de matériel d'une catégorie différente permise pour la création d'une enveloppe
 - recherche limitée uniquement aux blocs existants
 - taille minimale de 100 × 100 × 90 m pour une enveloppe, ce qui équivaut approximativement à une masse nominale de 2,5 Mt
 - Agrandissement incrémentiel minimal d'une enveloppe d'un bloc de 20 × 20 × 15 m à la fois.
3. Visualisation des enveloppes MRO pour assurer la continuité des blocs de ressources mesurées et étiquetage des blocs selon les résultats MRO.
4. Lissage manuel de la classification des blocs pour éviter d'isoler des cellules individuelles dans des secteurs dominés par une catégorie différente. Les blocs isolés sont reclassés dans la catégorie des blocs environnants.

La méthodologie décrite ci-dessus a été utilisée pour classer les ressources en nickel et a été appliquée au cobalt, au palladium et au platine. Une approche identique a été utilisée pour la magnétite mais les exigences d'espacement entre les trous de forage ont été ajustées pour

cartographier les blocs codés avec un minimum de trois sondages tel que décrit à l'étape 1 ci-dessus. SRK a vérifié la sensibilité liée à une augmentation du nombre de trous de forage détectés à l'intérieur des critères de distance et est arrivé à la conclusion que l'exigence de trois trous de forage générerait des aires raisonnables aux fins de la classification. Ce critère plus restrictif compense pour l'incertitude associée à la base de données plus dispersées utilisée pour estimer la magnétite comparativement à la base de données disponible pour l'estimation du nickel, du cobalt, du palladium et du platine. La magnétite n'a été estimée que dans les secteurs où le nickel, le cobalt, le palladium et le platine avaient été présentés.

14.3 Préparation de l'estimation des ressources minérales

Les Normes de l'ICM sur les définitions pour les ressources minérales et réserves minérales (décembre 2005) définit une ressource minérale de la façon suivante :

« [Une] concentration ou une occurrence de diamants, d'une substance inorganique solide naturelle ou d'une substance organique fossilisée solide naturelle incluant les métaux de base, les métaux précieux, le charbon et les minéraux industriels dans ou sur la croûte terrestre d'une forme et d'une quantité, et d'une teneur ou d'une qualité telles qu'elles présentent des perspectives raisonnables d'extraction rentable. La localisation, la quantité, la teneur, les caractéristiques géologiques et la continuité d'une ressource minérale sont connues, estimées ou interprétées à partir d'évidences et de connaissances géologiques spécifiques. »

L'exigence de « perspectives raisonnables d'extraction rentable » implique généralement que les quantités et les teneurs estimées rencontrent certains seuils économiques et que les ressources minérales soient présentées à une teneur de coupure approprié compte tenu des scénarios d'extraction et des récupérations à l'usinage. SRK considère que la minéralisation nickélique sur le projet Dumont se prête bien à l'extraction par fosse à ciel ouvert. Pour répondre à l'exigence de « perspectives raisonnables d'extraction rentable », SRK est à l'aise de présenter comme ressources minérales les blocs classés au-dessus d'une teneur de coupure et situés à l'intérieur d'enveloppes conceptuelles de fosses.

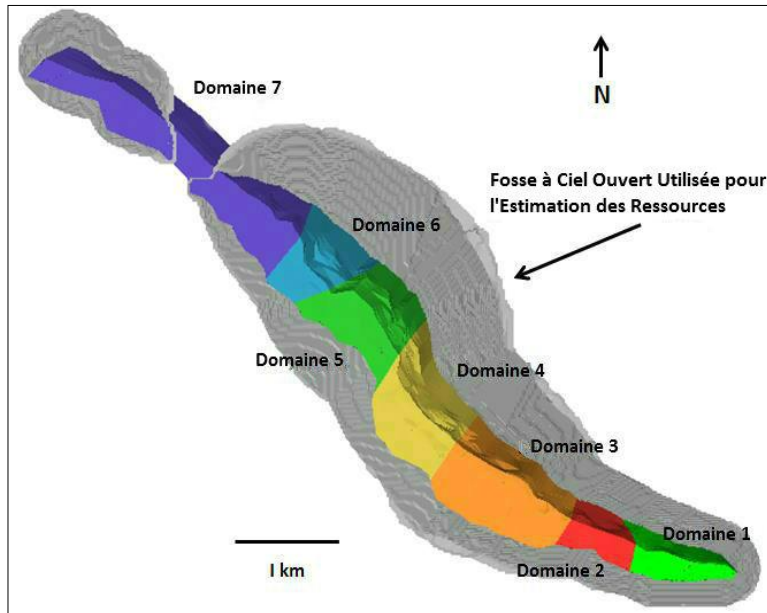
Les enveloppes conceptuelles de fosse de RNC (von Wielligh, 2013) ont été fournies par M. Anton von Wielligh, un ingénieur minier indépendant de RNC et SRK. L'estimation des ressources minérales présentée dans ce rapport a été préparée en utilisant une enveloppe de fosse élaborée dans le cadre de la modélisation des ressources minérales de 2012. Les paramètres d'optimisation utilisés par M. Anton von Wielligh sont décrits au tableau 14-10. Le lecteur est avisé que les résultats de l'optimisation de la fosse sont utilisés uniquement pour assurer des « perspectives raisonnables d'extraction rentable » par fosse à ciel ouvert et ne représentent pas une étude économique telle que requise pour arriver à une estimation des réserves minérales.

Tableau 14-10 : Hypothèses utilisées pour l'optimisation de la fosse conceptuelle pour les besoins de l'estimation des ressources exploitables par fosse

Paramètre	Hypothèse
Angle de pente (selon le secteur géotechnique)	42° à 50°
Frais d'usinage et G&A	6,30 \$ US/t de minerai
Taux de récupération d'usinage	40,0 %
Taux de production présumé	105 kt/j
Prix de nickel	9,00 \$ US/lb

SRK considère que les blocs situés à l'intérieur du tracé de la fosse conceptuelle se prêtent bien à l'extraction par fosse à ciel ouvert (figure 14.5) et peuvent être présentés comme des ressources minérales exploitables par fosse.

Figure 14.5 : Domaines modélisés du projet nickélique Dumont à l'intérieur du tracé de la fosse conceptuelle



Source : SRK.

14.4 Estimation des ressources minérales

Les ressources minérales ont été classées conformément aux Normes de l'ICM sur les définitions pour les ressources minérales et réserves minérales (novembre 2010) par M. Sébastien Bernier, P.Geo. (OGQ#1034, APGO#1847), une personne qualifiée indépendante appropriée aux fins du Règlement 43-101. Les ressources minérales pour le projet nickélique Dumont sont présentées selon une teneur de coupure de 0,20 % Ni. L'estimation des ressources minérales pour le projet Dumont est résumée au tableau 14-11.

Les ressources minérales sont très sensibles à la teneur de coupure choisi pour l'estimation. Pour illustrer cette sensibilité, les quantités et les teneurs estimées dans le bloc modèle ont été calculées à différentes teneurs de coupure pour les catégories de ressources minérales mesurées, indiquées et présumées qui sont présentées au tableau 14-12. Le lecteur est avisé que ces nombres ne devraient pas être interprétés comme des estimations de ressources minérales. Les quantités et les teneurs citées ne sont présentées que pour illustrer la sensibilité du modèle quant au choix de la teneur de coupure. La courbe teneur vs tonnage est illustrée à la figure 14.6.

Tableau 14-11 : Estimation de ressources minérales, projet nickélique Dumont, Québec, SRK Consulting (Canada) Inc., 30 avril 2013 *

Catégorie de ressources	Quantité (kt)	Teneur		Nickel contenu		Cobalt contenu	
		Ni (%)	Co (ppm)	(kt)	(Mlbs)	(kt)	(Mlbs)
Mesurées	372 100	0,28	112	1050	2 310	40	92
Indiquées	1 293 500	0,26	106	3 380	7 441	140	302
Mesurées +	1 665 600	0,27	107	4 430	9 750	180	394

Indiquées							
Présumées	499 800	0,26	101	1 300	2 862	50	112
Catégorie de ressources	Quantité (kt)	Teneur		Palladium contenu (koz)		Platine contenu (koz)	
Mesurées	372 100	0,024	0,011	288		126	
Indiquées	1 293 500	0,017	0,008	720		335	
Mesurées + Indiquées	1 665 600	0,020	0,009	1 008		461	
Présumées	499 800	0,014	0,006	220		92	
Catégorie de ressources	Quantité (kt)	Teneur Magnétite (%)		Magnétite contenue (kt)		(Mlbs)	
Mesurées	-	-		-		-	
Indiquées	1 114 300	4,27		47 580		104 905	
Mesurées + Indiquées	1 114 300	4,27		47 580		104 905	
Présumées	832 000	4,02		33 430		73 702	

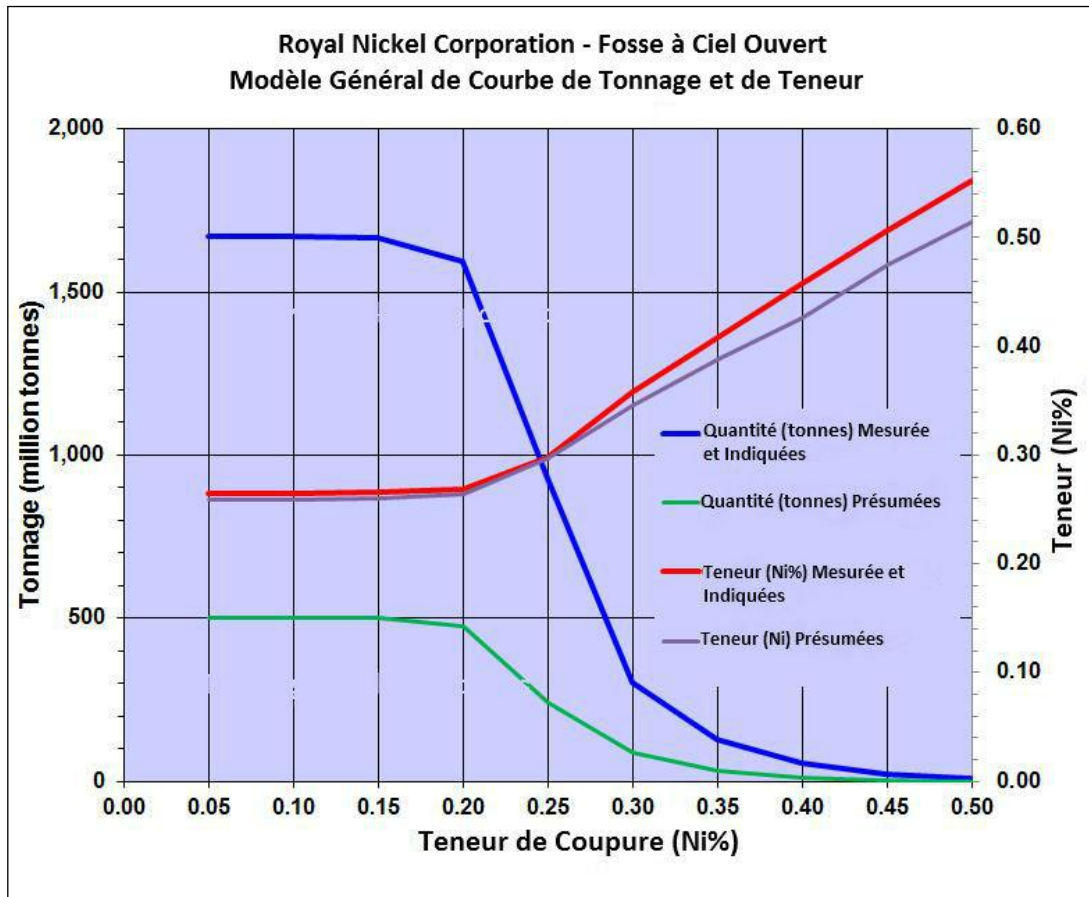
Remarques : * Présentée selon une teneur de coupure de 0,15 % Ni à l'intérieur des tracés conceptuels de fosse optimisés en utilisant un prix de 9,00 \$ US/lb de nickel, un taux de récupération métallurgique et d'usinage moyen de 40 %, des frais de traitement et G&A de 6,30 \$ US par tonne usinée, un taux de change de 1,00 \$ CA = 0,90 \$ US, un angle de pente global de 42° à 50° selon le secteur, et un taux de production de 105 kt/j. La valeur du cobalt, du palladium, du platine et de la magnétite n'est pas prise en compte dans le calcul de la teneur de coupure puisqu'il s'agit de sous-produits du nickel récupéré. Tous les nombres ont été arrondis pour refléter la précision relative des estimations. Les ressources minérales ne sont pas des réserves minérales et leur viabilité économique n'a pas été démontrée. Les ressources minérales mesurées et indiquées comprennent les ressources minérales qui ont été modifiées pour estimer les réserves minérales.

Tableau 14-12 : Estimations des quantités et des teneurs* dans les catégories mesurées et indiquées du bloc modèle exploitables par fosse à différents teneurs de coupure

Teneur de coupure Ni (%)	Volume (km³)	Tonnage (kt)	Ni (%)	Volume (km³)	Tonnage (kt)	Ni (%)
				Présumées		
0,05	704 148	1 669 361	0,27	223 950	501 219	0,26
0,10	703 920	1 668 817	0,27	223 896	501 078	0,26
0,15	702 156	1 665 599	0,27	223 266	499 769	0,26
0,20	664 008	1 596 031	0,27	209 832	474 311	0,26
0,25	369 708	928 925	0,30	96 402	239 325	0,30
0,30	119 502	302 261	0,36	34 800	87 630	0,35
0,35	49 956	126 176	0,41	12 564	31 688	0,39
0,40	21 240	53 629	0,46	3 900	9 836	0,43
0,45	8 922	22 387	0,51	630	1 613	0,48
0,50	3 972	9 854	0,55	78	200	0,52

Remarque : *Le lecteur est avisé que les nombres présentés dans ce tableau ne devraient pas être interprétés comme des estimations de ressources minérales. Les quantités et les teneurs citées ne sont présentées que pour illustrer la sensibilité du modèle quant au choix de la teneur de coupure.

Figure 14.6 : Courbe teneur vs tonnage pour le projet nickélfère Dumont



Source : SRK.

15 ESTIMATIONS DES RÉSERVES MINÉRALES

15.1 Sommaire

Les réserves minérales du projet Dumont sont résumées au tableau 15-1.

Tableau 15-1 : Estimation des réserves minérales* (Snowden, le 17 juin 2013)¹

Catégorie	Teneur (kt)	Teneur				Métal contenu			
		Ni (%)	Co (ppm)	Pt (g/t)	Pd (g/t)	Ni (Mlb)	Co (Mlb)	Pt (koz)	Pd (koz)
Prouvées	179 600	0,32	114	0,013	0,029	1 274	45	77	166
Probables	999 000	0,26	106	0,008	0,017	5 667	233	250	550
Total	1 178 600	0,27	107	0,009	0,019	6 942	278	328	716

Remarque : 1. * Présenté selon une teneur de coupure de 0,15 % nickel, à l'intérieur d'un modèle de fosse aménagée. Ce modèle est basé sur un tracé de fosse optimisé selon la méthode Lerchs-Grossmann (LG), en utilisant un prix de 5,58 \$ US par livre de nickel (62 % de la prévision à long terme de 9,00 \$ US par livre), un taux de récupération métallurgique moyen de 43 %, des coûts de traitement marginaux et G&A de 6,30 \$ US par tonne usinée, un taux de change à long terme de 1,00 \$ CA = 0,90 \$ US, un angle de pente global dans la fosse de 42° à 50° selon le secteur, et un taux de production de 105 kt/j. Les réserves minérales tiennent compte de facteurs de 0,28 % pour les pertes minières et de 0,49 % pour la dilution, qui seront encourues à l'interface entre le mort-terrain et le socle rocheux (ces taux correspondent à 1 mètre de perte minière et 2 mètres de dilution le long du contact). Les réserves prouvées sont basées sur les ressources mesurées incluses dans le minerai tout-venant utilisé pour alimenter l'usine. Les réserves probables sont basées sur les ressources mesurées incluses dans les stocks de minerai plus les ressources indiquées incluses dans le minerai tout-venant et dans les stocks de minerai. Tous les nombres ont été arrondis pour refléter l'exactitude relative des estimations.

L'estimation des réserves a été préparée sous la direction de David A. Warren, Eng., consultant principal en mines chez Snowden Mining Industry Consultants, à partir du bloc modèle des ressources minérales décrit au chapitre précédent. Les réserves ont été estimées à l'intérieur d'un modèle de fosse aménagée, lequel est basé sur un tracé de fosse optimisé selon la méthode Lerchs-Grossmann (LG), en utilisant un prix du nickel de 5,58 \$ US/lb, qui représente 62 % de la prévision à long terme de 9,00 \$ US/lb, et qui tient compte de facteurs de 0,28 % pour les pertes minières et de 0,49 % pour la dilution.

Les réserves prouvées sont basées sur les ressources mesurées incluses dans le minerai tout-venant (ROM) utilisé pour alimenter l'usine directement. Les réserves probables sont basées sur les ressources mesurées incluses dans les stocks de minerai plus les ressources indiquées incluses dans le minerai tout-venant et dans les stocks de minerai. Tous les nombres ont été arrondis pour refléter l'exactitude relative des estimations.

En plus du Ni, du Co, du Pt et du Pd, les réserves de Dumont contiennent 39,9 Mt de magnétite potentiellement économique.

15.2 Procédure d'estimation des réserves

15.2.1 Sommaire

L'estimation des réserves utilise le bloc modèle des ressources minérales qui a été décrit au chapitre 14. La procédure employée pour estimer les réserves peut être résumée de la façon suivante :

- Les travaux de conception de la mine pour l'étude de faisabilité (ÉF) ont été amorcés au T2 2012, en utilisant le bloc modèle des ressources produit pour l'ÉPF révisée qui a été publiée au T2 2012. Ce modèle incluait le contenu estimatif en métaux économiques, soit le nickel, le cobalt, le platine et le palladium. Le bloc modèle des ressources comprenait également la récupération estimative de chaque métal économique au concentré, ainsi que la teneur associée du concentré nickélique qui serait produit, et ce pour chaque bloc du modèle.
- Le rendement net de fonderie (NSR; *Net Smelter Return*) pour chaque bloc a été calculé, basé sur le contenu estimatif et la récupération des métaux économiques, ainsi que les prévisions de RNC concernant les paramètres commerciaux (notamment les prix des métaux à long terme, le taux de change, les pourcentages payables, et les frais de traitement et d'affinage).
- L'algorithme LG a été utilisé pour définir la ultime fosse à un prix de 9,00 \$ US/lb de nickel, ainsi que des coquilles imbriquées produits en utilisant des prix du nickel de plus en plus faibles. Les différentes coquilles imbriquées ont été évalués au moyen d'un modèle technico-économique. Le choix d'un tracé en particulier pour la préparation du plan d'exploitation de l'ÉF (et donc de l'estimation des réserves) était basé sur plusieurs facteurs, dont le profit additionnel généré. Le choix tenait également compte du tonnage total de réserves et de l'empreinte d'exploitation associée, puisqu'il existe présentement des restrictions quant à l'espace disponible pour certaines infrastructures comme les haldes de stériles et le parc à résidus. Enfin, le choix a pris en considération le fait que le modèle de ressources sous-jacent était tiré de l'ÉPF et serait sujet à révision durant l'ÉF. La coquille sélectionné a donc été, de façon prudente, basé sur un prix pour le nickel de 4,86 \$ US/lb, soit seulement 54 % du prix prévu à long terme de 9,00 \$ US/lb. La coquille résultante était plus petit (et à plus haute marge) que celle qui générerait la VAN_{8%} après impôt maximale, puisque la coquille sélectionnée contenait environ 13 % moins de minerai et de Ni.
- L'aménagement détaillé de la fosse a été produit pour la coquille LG final sélectionné. Ce modèle utilise des angles inter-rampe conformes aux recommandations des consultants géotechniques, et des rampes suffisamment larges pour accommoder les camions de 230 tonnes envisagés pour l'exploitation. Le processus d'ingénierie détaillée s'est soldé par une conception qui était supérieure à celle produite par l'algorithme LG, puisqu'elle contenait approximativement 99 % des unités de nickel du modèle LG contenues dans 100 % du minerai LG, mais avec une réduction du ratio de décapage de 0,15 tonne de stérile par tonne de minerai (pour une réduction totale de stérile extrait de 165 Mt ou 11,5 %).
- Parallèlement au processus d'ingénierie minière, le bloc modèle des ressources et les équations de récupération ont été mises à jour à l'aide des données supplémentaires recueillies durant l'ÉF. On a procédé à une deuxième itération à l'aide de l'algorithme LG, cette fois en utilisant le modèle de ressources final et les équations de récupération de l'ÉF. La coquille de fosse correspondant au modèle de fosse aménagée a été généré à un prix pour le nickel de 5,58 \$ US/lb, soit 62 % du prix prévu à long terme.
- Une dilution imprévue et des pertes à l'extraction ont été ajoutées à l'estimation des réserves, pour refléter les pertes additionnelles et la dilution qui se produiraient lors de l'extraction minière au contact supérieur entre la minéralisation et le mort-terrain sus-jacent. Il a été considéré que la nature graduelle de la minéralisation près des contacts avec les épontes supérieure et inférieure, ainsi que la méthodologie utilisée pour interpoler les teneurs dans les

blocs de 20 m x 20 m x 15 m, tenaient déjà compte de la possibilité de dilution à ces contacts et ainsi aucune autre dilution imprévue n'a été ajoutée.

- Le calcul théorique de la teneur de coupure a été confirmé par une investigation itérative, qui a permis de confirmer que la $VAN_{8\%}$ la plus élevée pour le projet était atteinte en utilisant une valeur de coupure NSR de 7 \$/t, et c'est cette teneur de coupure qui a été retenu.
- Les ressources mesurées qui seraient traitées comme du minerai tout-venant ont été classées dans les réserves prouvées. Les ressources mesurées qui seraient initialement entreposées pour traitement ultérieur, ainsi que toutes les ressources indiquées, ont été classées dans les réserves probables.

15.2.2 Bloc modèle des ressources de l'ÉPF révisée

L'élaboration d'un aménagement minier optimal, incluant la sélection des limites ultimes de la fosse et la cédule de production est un processus itératif. Par conséquent, pour donner aux ingénieurs suffisamment de temps pour évaluer les innombrables options potentielles d'aménagement, le processus a été amorcé au T2 2012 en utilisant le bloc modèle des ressources produit dans le cadre de l'ÉPF révisée. En plus des renseignements géologiques (tonnage et teneur de la minéralisation), le modèle comportait également des renseignements métallurgiques, dont la récupération prévue des métaux dans le concentré et la teneur associée du concentré. Les hypothèses utilisées pour générer ces estimations ont été décrites antérieurement, dans le rapport technique sur l'ÉPF révisée daté du 22 juin 2012.

Puisqu'il y a eu peu de forages de ressources depuis l'achèvement de l'ÉPF, le contenu minéral de l'ÉPF révisée est en tous points importants semblable à celui du modèle de ressources actuel de l'ÉF. Les différences à noter entre les deux modèles se limitent à ce qui suit :

- Les équations de récupération élaborées pour le modèle de l'ÉPF révisée étaient basées sur 83 essais métallurgiques selon la procédure d'essai standard (STP), tandis que celles utilisées pour le modèle actuel de l'ÉF sont basées sur 22 essais supplémentaires pour un total de 105 (les équations de récupération sont abordées plus en détail à la section 13.7) Les équations antérieures prévoyaient une récupération globale du Ni dans la coquille de fosse final sélectionné d'environ 46 %, comparativement à 43 % pour celle selon les équations actuelles. Par conséquent, le bloc modèle des ressources de l'ÉPF révisée surévaluait la valeur moyenne par tonne de minéralisation contenue à l'intérieur du tracé de fosse sélectionné d'environ 7,0 % comparativement au modèle actuel de l'ÉF.
- En contrepois de cette surestimation de la récupération du Ni, le modèle de l'ÉPF révisée avait aussi classé la majeure partie de la minéralisation en platine et palladium (ÉGP) dans les ressources présumées, de telle sorte qu'elles avaient été exclues de la conception et de l'analyse. La minéralisation en ÉGP est maintenant classée dans les ressources mesurées ou indiquées, grâce aux essais en circuit fermé réalisés durant l'ÉF et confirmant que la minéralisation en ÉGP peut être récupérée à des concentrations économiques dans le concentré (voir section 13.7.5.2 pour plus de détails). La minéralisation en ÉGP est donc désormais intégrée dans la conception et l'analyse. L'exclusion de la minéralisation en ÉGP du modèle antérieur s'était soldée par une sous-estimation de la valeur moyenne contenue à l'intérieur de la coquille de fosse sélectionné de 2,0 % comparativement au modèle actuel.

L'impact net est donc que le modèle de ressources de l'ÉPF révisée surestimait la valeur moyenne des blocs de ressources d'environ 5,0 % comparativement au bloc modèle actuel des ressources dans l'ÉF.

15.2.3 Modèle NSR

Chaque bloc de minéralisation à l'intérieur du bloc modèle des ressources est assorti d'une estimation unique de la teneur, de la récupération métallurgique et de la teneur du concentré

produit. Ces éléments ont ensuite été utilisés pour calculer une valeur NSR par tonne en utilisant les paramètres présentés aux tableaux 15-2 et 15-3.

Les principales hypothèses employées dans le calcul des valeurs NSR sont les suivantes :

- Le tableau 15-2 présente la teneur moyenne du concentré sur la durée de vie totale du projet. La teneur du concentré prévue varie d'un minimum de 22,1 % à un sommet de 33,2 %, et les frais de traitement et d'affinage associés varient également de 1,23 \$ US/lb à 1,40 \$ US/lb.
- Les frais de transport au tableau 15-2 supposent que 50 % de la production totale sera traitée à Sudbury, le reste étant également réparti entre la Finlande et la Chine.

Tableau 15-2 : Calcul des valeurs NSR pour le nickel de Dumont

Item	Unités	Valeur
Prix du nickel au LME	\$ US/lb	9,00 \$ US
Taux de change \$ CA	1,00 \$ CA =	0,90 \$ US
Prix du nickel au LME	\$/lb	10,00 \$
Teneur du concentré	% Ni	29,2 %
Transport du concentré	\$/t	71,12 \$
Usinage du concentré	\$ US/t	175,00 \$
Affinage – Frais de base	\$ US/lb	0,70 \$
Prise de participation au prix - Plancher	\$ US/lb	8,00 \$
Prise de participation au prix à l'affinage	% incrémentiel	10 %
Total - Transport + traitement et affinage	\$ US/lb	1,27 \$ US
Total - Transport + traitement et affinage	\$/lb	1,41 \$
NSR	\$/lb	8,59 \$
Payables	% de métal contenu	93 %

Tableau 15-3 : Calcul de la valeur NSR pour les sous-produits de Dumont

Item	Unités	Cobalt	Platine	Palladium	Total ¹
Prix à long terme ⁴	\$ US/lb ou oz	1 200 \$ US	1 500 \$ US	750 \$ US	
Taux de change à long terme	1,00 \$ CA =	0,90 \$ US	0,90 \$ US	0,90 \$ US	
Prix à long terme	\$/lb	13,33 \$	1 667 \$	833 \$	
Transport et traitement ²	\$ US/t conc	0 \$	0 \$	0 \$	
Affinage	\$ US/lb ou oz	3,00 \$	50,00 \$	50,00 \$	
Total Transport + Traitement + Affinage	\$/lb ou oz	3,33 \$	56 \$	56 \$	1,72 \$
NSR	\$/lb ou oz	10,00 \$	1 611 \$	777 \$	8,28 \$
Payables³	% de métal contenu	50 %	76 %	76 %	

Remarque : 1. Total exprimé par lb payable de NiEq en sous-produits. 2. Aucun coût additionnel au-delà de ce qui est payé pour le concentré de Ni. 3. Les ÉGP payables sont basés sur une déduction de 1,0 g/t sur la teneur moyenne en ÉGP du concentré sur la durée de vie de la mine de 4,3 g/t, ce qui équivaut à 76 %. 4. Il est à noter que les prix des

sous-produits utilisés pour l'évaluation du projet ont par la suite été mis à jour en fonction des plus récentes prévisions faisant l'objet d'un consensus (voir chapitre 24).

15.2.4 Coquilles de fosses LG – Première itération

L'algorithme LG est l'outil normalement utilisé dans l'industrie pour définir les limites d'une fosse à ciel ouvert. Le processus de conception de la fosse a été initié en calculant la valeur nette de chaque bloc dans le modèle en soustrayant les coûts estimés pour l'extraction minière, le traitement du minerai et l'administration du NSR pour chaque bloc (les blocs de matériel stérile avec aucune valeur NSR ont donc une valeur nette négative).

Les hypothèses de coûts utilisées pour l'analyse LG étaient basées sur un taux de production de l'usine à pleine rendement, soit 105 kt/j, tel que décrit ci-dessous :

- Des coûts fixes de 2,90 \$/t pour l'extraction de l'argile et de 2,35 \$/t pour l'extraction de mort-terrain granulaire (qui se compose principalement de sable et de gravier, et donc cité comme étant du sable et gravier). La profondeur du matériel n'a pas été prise en compte puisqu'il recouvre la minéralisation et n'est donc pas particulièrement profond. Le principal facteur qui influence les coûts est la distance horizontale de transport jusqu'au dépôt final du matériel. Les coûts utilisés sont basés sur la distance moyenne de transport.
- Les coûts d'extraction du matériel rocheux comprennent :
 - un coût de base de 1,20 \$/t (pour les blocs situés au niveau ou au-dessus de l'élévation des sorties de la fosse); et
 - un coût incrémentiel de 0,045 \$/t par banc de 15 m de profondeur sous la sortie.
- Les coûts de traitement marginaux + les coûts G&A de 7,00 \$/t de minerai, comprennent :
 - un coût de traitement de 4,80 \$/t;
 - des frais G&A de 0,55 \$/t;
 - le coût de la construction du parc à résidus de 0,30 \$/t;
 - les dépenses en immobilisations de maintien de l'usine de 0,35 \$/t; et
 - les frais de remanutention (pour le matériel à basse teneur seulement) de 1,00 \$/t.

Notez la distinction qui est faite pour les coûts « marginaux »; il s'agit de coûts qui seraient engagés pour le matériel à basse teneur qui sera initialement entreposé puis remanipulé. Le matériel à plus haute teneur n'entraînera pas de coûts de remanutention.

Des angles de pente globaux ont été assignés aux différents secteurs selon les recommandations présentées dans la section suivante. Ces angles de pente varient entre 42° et 50°.

L'algorithme LG a ensuite sélectionné un « cône » de minerai et associé un décapage de stérile de façon à maximiser la VAN. En variant le prix du métal, il a été possible de générer des cônes imbriqués de valeur croissante, pouvant être utilisés pour identifier la séquence de développement optimale. Pour le modèle de ressources de l'ÉPF révisée qui a initialement été utilisé pour générer les coquilles de fosse, le prix du Ni le plus bas capable de générer un cône était 1,98 \$ US/lb, équivalent à 22 % du prix à long terme de 9,00 \$ US/lb. Des coquilles ont été générés pour chaque augmentation de 1 % subséquente dans le prix du Ni, puis des coquilles ont été sélectionnées pour étudier 10 scénarios potentielles de développement minier tel que résumé au tableau 15-4.

Tableau 15-4 : Première itération LG – Coquilles imbriqués de fosse

Phase	Facteur de revenus	Tracé imbriqué	Minerai (Mt)	Roches stériles (Mt)	M/T (Mt)	Ratio de décapage	Teneur (% Ni)	Récup. moy.	NSR (\$/t)
1	33 %	Tracé 12	147	42	54	0,65	0,30	51,6%	29,02 \$
2	39 %	Tracé 18	196	156	34	0,97	0,28	47,0%	24,28 \$
3	44 %	Tracé 23	340	383	51	1,28	0,27	45,4%	22,76 \$
4	48 %	Tracé 27	237	331	30	1,52	0,26	45,2%	22,24 \$
5	51 %	Tracé 30	144	198	14	1,47	0,26	43,6%	20,80 \$
6	54 %	Tracé 33	111	202	9	1,91	0,26	45,0%	21,65 \$
7	58 %	Tracé 37	87	170	8	2,06	0,26	44,2%	21,26 \$
8	62 %	Tracé 41	69	155	6	2,33	0,26	42,6%	20,65 \$
9	70 %	Tracé 49	101	263	9	2,71	0,26	44,2%	21,16 \$
10	77 %	Tracé 56	62	172	6	2,87	0,26	41,0%	19,59 \$
Total jusqu'au scénario 6			1,175	1 310	192	1,28	0,27	46,3%	23,35 \$
Total jusqu'au scénario 8			1,331	1 635	206	1,38	0,27	45,9%	23,07 \$
Total jusqu'au scénario 10			1,493	2 070	221	1,53	0,27	45,6%	22,80 \$
Sélectionné comme coquille de fosse final									

Les dix scénarios ont été évalués en utilisant un modèle technico-économique dans un chiffrier. L'évaluation a révélé que la VAN augmentait assez rapidement jusqu'au scénario 6 (total de 1175 Mt de minerai) , puis de façon modérée mais toujours en croissance jusqu'au scénario 8 (total de 1331 Mt de minerai), puis déclinait modérément jusqu'au scénario 10 (1493 Mt). Il est à noter que la VAN pour le scénario 10 demeure supérieure à celui pour le scénario 6 (voir figure 15.1). L'impact du taux d'actualisation est également à prendre en considération - le matériel additionnel des scénarios 7 à 10 ajouterait 8,3 années de plus à la durée de vie du projet à un débit de traitement de 105 kt/j, et la trajectoire de la VAN reflète en partie l'impact du taux d'actualisation de 8 % appliqué à la durée de vie plus longue.

Figure 15.1 : Première itération LG – VAN_{8%} après impôt en fonction du scénario final



Source : RNC.

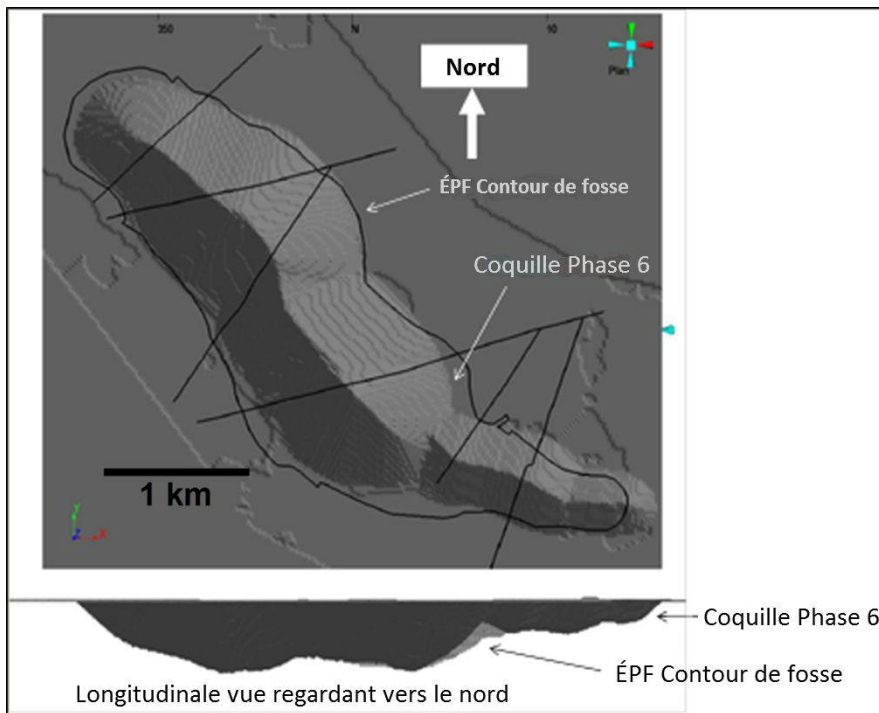
Néanmoins, le scénario 6 a été retenue pour la conception minière de l'ÉF et l'estimation de réserves associée pour les raisons suivantes :

- Le taux de croissance de la VAN ralentit pour les scénarios subséquents.
- Le plan d'exploitation minière qui en résulte, où environ 1175 Mt de minerai et 1500 Mt de stériles seront extraites, pourrait être accommodé en utilisant l'empreinte et les concepts établis durant l'ÉPF. Mis à part les changements proposés pour l'emplacement des aires d'accumulation (l'emplacement du parc à résidus et des haldes de stériles étant inversé), la conception de l'ÉF est en tous points importants semblable à celle de l'ÉPF. Une augmentation significative du tonnage impliqué (ce qui serait le cas si le scénario 8 était sélectionnée comme limite finale de la fosse) serait faisable mais nécessiterait de nouveaux concepts pour l'entreposage du matériel supplémentaire.
- Compte tenu du fait que le modèle de ressources sur lequel la conception était basée était de niveau ÉPF, il a été jugé plus prudent de choisir une coquille plus petit que celle qui générerait la valeur maximale.

Des vues en plan et en section de la coquille LG du scénario 6 sont présentées à la figure 15.2. On peut voir que l'empreinte en surface et la profondeur ultime de la fosse sont très similaires à la conception antérieure de l'ÉPF, même si cette coquille contient environ 10 % de minerai et de tonnes totales en plus.

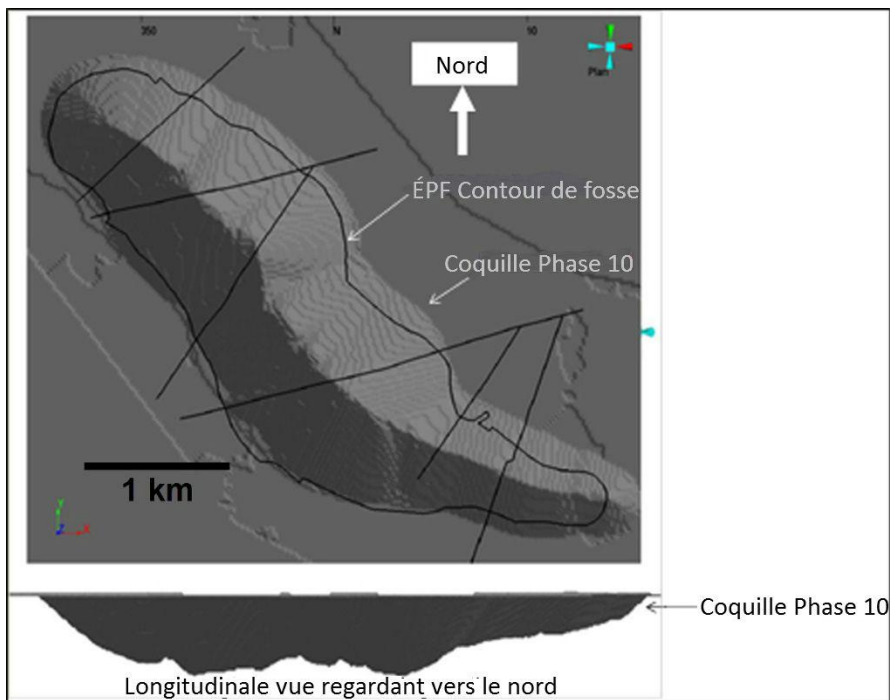
La figure 15.3 présente une vue similaire de la coquille LG du scénario 10. Bien que la quantité totale de minerai et de stérile soit 43 % plus élevée qu'à la phase 6 (27 % plus de minerai, 58 % plus de stériles), l'empreinte en surface de cette coquille n'est pas beaucoup plus grande.

Figure 15.2 : Première itération LG – Coquille de fosse du scénario 6 utilisé comme point de départ pour le modèle de fosse aménagée (facteur de revenus de 54 %)



Source : RNC.

Figure 15.3 : Première itération LG – Tracé de fosse LG du scénario 10 (facteur de revenus de 77 %)



Source : RNC.

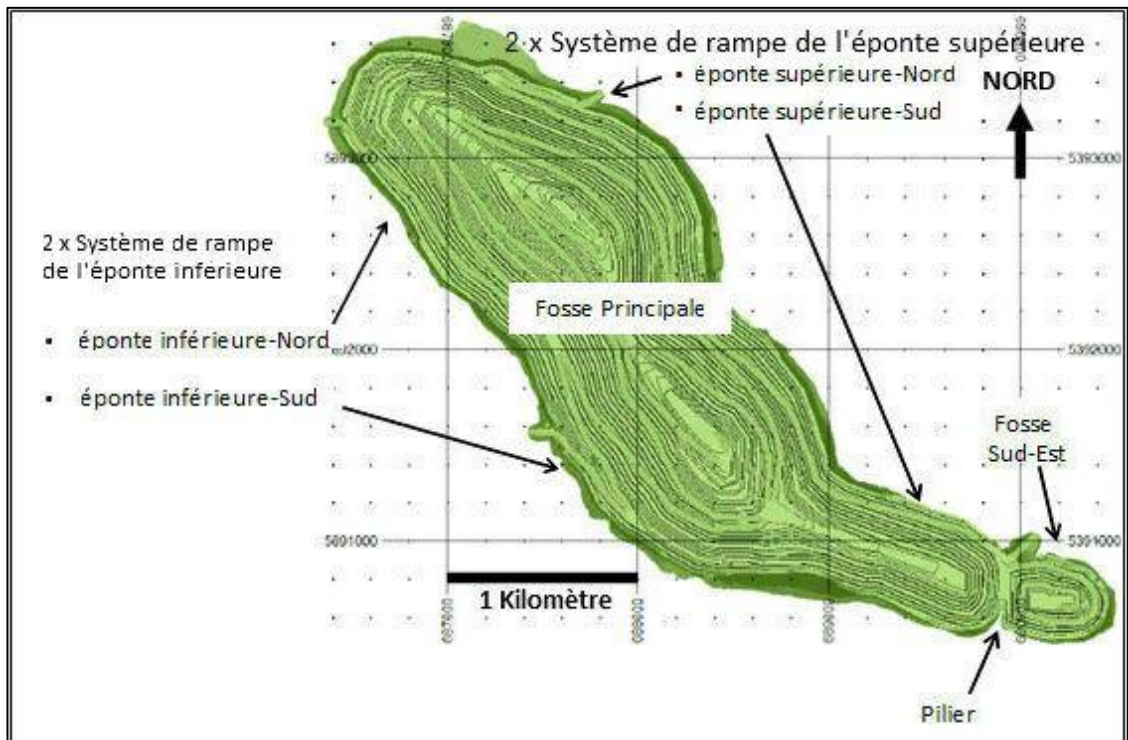
15.2.5 Modèle de fosse aménagée

La coquille LG illustré à la figure 15.2 représente le modèle théorique, et bien que les murs finaux respectent les contraintes imposées au niveau de la pente globale, il ne peut être considéré comme un modèle pratique puisqu'aucune provision n'est allouée pour les rampes. Le modèle de fosse aménagée inclut des rampes de 35 m de large (environ 4,5x la largeur d'un camion de 230 tonnes) et des angles inter-rampes plutôt que les angles globaux utilisés dans l'algorithme LG pour concevoir les murs.

Comme on peut le voir à la figure 15.4, le modèle de fosse aménagée comprend des systèmes de rampes doubles redondants tant dans l'éponte inférieure que supérieure. Ceci permet non seulement de réduire le risque géotechnique (l'instabilité dans un secteur à moins d'impact si les véhicules peuvent choisir parmi de multiples sorties), mais aussi d'effectuer expansions par section, ce qui réduit le taux d'extraction minière instantané. Toutefois, les rampes doubles redondantes font aussi en sorte que les parois finales sont légèrement moins inclinées que celles allouées dans la coquille LG. L'inclusion de talus géotechniques de 20 m de largeur à tous les 120 m de hauteur verticale a aussi eu pour effet de réduire l'inclinaison des parois du modèle de fosse aménagée.

On peut aussi voir qu'un « pilier » restera en place entre la fosse au sud-est (qui servira de fosse de départ) et la fosse principale. Ceci permettra d'utiliser la fosse sud-est comme réservoir d'eau durant l'exploitation de l'usine.

Figure 15.4 : Fosse finale aménagée



Source : RNC.

L'impact des pentes légèrement moins inclinées et du pilier résiduel a été largement compensé par un processus de conception rigoureux et itératif qui s'est soldé par l'optimisation du matériel sélectionné pour inclusion à l'intérieur de l'aménagement final de la fosse. Par conséquent, le tracé aménagé est considéré comme une amélioration par rapport au modèle LG, tel qu'indiqué au tableau 15-5. Il contient seulement 0,8 % de Ni en moins (60 Mlbs) dans 0,1 % de minerai en plus que le tracé LG, reflétant une diminution de la teneur moyenne de 1,0 %. Mais plus important encore, le ratio de décapage a été réduit de 11 % ce qui représente une réduction de 165 Mt de matériel stérile et de mort-terrain.

Tableau 15-5 : Comparaison l'aménagement finale de la fosse et de la première itération LG

	Minerai tout-venant (Mt)	Teneur (% Ni)	Ni contenu (Mlbs)	Stériles (Mt)	Mort-terrain (Mt)	Ratio de décapage
LG	1 175	0,271	7 024	1 310	192	1,28
Fosse aménagée	1 178	0,268	6 964	1 159	178	1,13
Variance	0,1 %	(1,0 %)	(0,8 %)	(11,5 %)	(7,3 %)	(11,0 %)

15.2.6 Bloc modèle des ressources de l'ÉF et les coquilles de fosse de la deuxième itération LG

Parallèlement au processus de conception minière, le bloc modèle des ressources et les équations de récupération de l'ÉPF ont été mis à jour grâce aux données supplémentaires recueillies dans le cadre de l'ÉF. Tel qu'indiqué ci-dessus, l'inclusion des résultats d'essais métallurgiques supplémentaires s'est soldée par une réduction de la récupération moyenne pour la coquille de fosse sélectionnée passant de 46 % à 43 % environ (voir chapitre 13 pour plus de détails sur les équations de récupération). Ceci a été en partie compensé par la conversion de la minéralisation en ÉGP dans les ressources mesurées ou indiquées grâce aux essais en circuit fermé réalisés durant l'ÉF qui ont confirmé que la minéralisation en ÉGP pouvait être récupérée en concentrations économiques dans le concentré, permettant d'inclure ce matériel dans l'évaluation. L'impact net a donc été une réduction de 5 % de la valeur moyenne par tonne de minéralisation.

L'algorithme LG a été appliqué de nouveau pour confirmer que la coquille de fosse sélectionnée comme point de départ pour le modèle de fosse aménagée était réellement économique compte tenu des changements apportés au bloc modèle des ressources. Par ailleurs, puisqu'il avait été décidé de laisser un pilier entre la fosse sud-est et la fosse principale dans le but de créer un réservoir d'eau (voir figure 15.4 ci-dessus), ce matériel a été rendu stérile aux fins de l'évaluation. Tous les autres paramètres d'évaluation sont restés les mêmes que ceux décrits dans les sections 15.2.3 et 15.2.4 du présent rapport.

Les différentes coquilles de fosse imbriquées générées dans la deuxième itération LG étaient similaires à celles générées lors de la première itération (hormis le fait que le pilier a été stérilisé). La coquille qui correspond le mieux au modèle de fosse aménagée a été générée en utilisant un facteur de revenus de 62 % (5,58 \$ US/lb de Ni).

Le tableau 15-6 à la page suivante compare les principaux paramètres utilisés pour reproduire le modèle de fosse aménagée lors de la deuxième itération LG. Pour simplifier les choses, les coquilles LG produits ont été regroupées en phases de 10 coquilles imbriquées incrémentielles de 1 %. Une analyse plus détaillée a été effectuée dans la fourchette entre 60 % et 70 % de facteur de revenus.

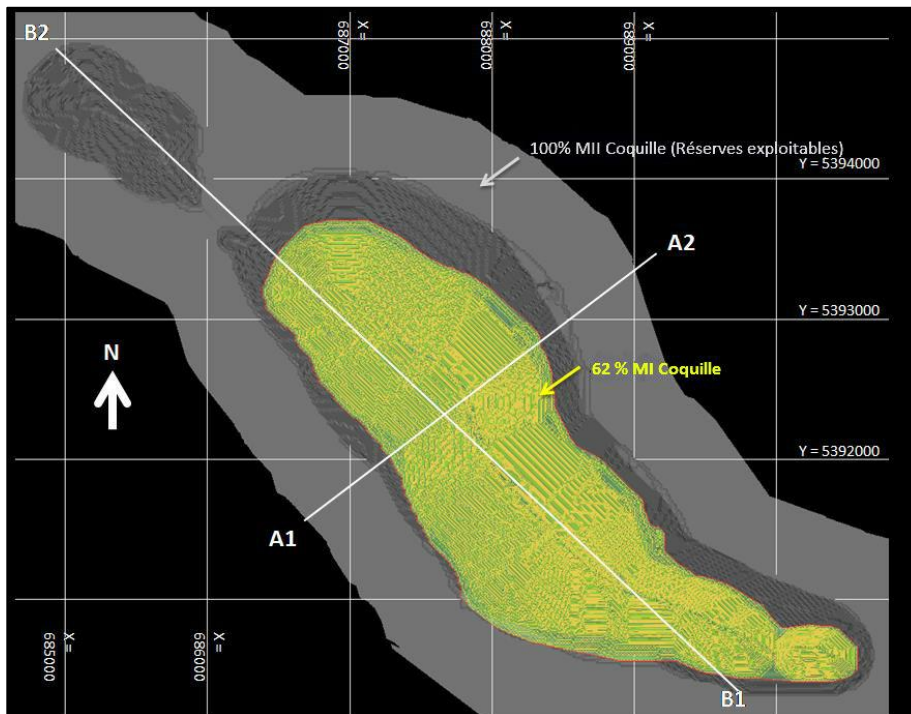
On peut voir que la coquille imbriquée générée avec un facteur de revenus de 62 % a été sélectionnée comme étant le plus près du modèle de fosse aménagée. En utilisant les paramètres LG, le profit additionnel pour ce facteur de revenus est de 7,32 \$/t de minerai (comparativement au tracé précédent à un facteur de revenus de 61 %, le tracé à 62 % contient 41,3 Mt de minerai qui génèrent 790 M\$ de NSR avec des coûts associés de 209 M\$ pour l'extraction minière et 280 M\$ pour le traitement et les frais G&A). La coquille sélectionnée est donc considérée comme une estimation prudente des limites économiques de l'inventaire de réserves du projet Dumont.

Tableau 15-6 : Comparaison du modèle de fosse aménagée et du produit de la deuxième passe LG

Scénario LG	Facteur de revenus	Coquille LG	Minerai (Mt)	Stériles (Mt)	Ratio de décapage	Teneur (% Ni)	Ni contenu (Mlbs)	Récup. moy.	NSR (\$/t)
Modèle de fosse aménagée			1 177	1 338	1,14	0,27	6 964	43,0 %	21,36 \$
1	30 %	8	42	26	0,62	0,34	313	49,9 %	31,47 \$
2	40 %	18	255	146	0,57	0,29	1 646	46,4 %	25,48 \$
3	50 %	28	710	599	0,84	0,28	4 334	44,5 %	23,17 \$
4	60 %	38	1 087	1 187	1,09	0,27	6 515	43,8 %	22,41 \$
4a	61 %	39	1 131	1 243	1,10	0,27	6 759	43,6 %	22,25 \$
4b	62 %	40	1 172	1 309	1,12	0,27	6 996	43,4 %	22,14 \$
4c	63 %	41	1 187	1 339	1,13	0,27	7 078	43,4 %	22,12 \$
4d	64 %	42	1 205	1 373	1,14	0,27	7 183	43,4 %	22,08 \$
4e	65 %	43	1 237	1 439	1,16	0,27	7 367	43,3 %	22,02 \$
4f	66 %	44	1 245	1 459	1,17	0,27	7 413	43,3 %	22,01 \$
4g	67 %	45	1 267	1 505	1,19	0,27	7 545	43,2 %	21,96 \$
4h	68 %	46	1 282	1 533	1,20	0,27	7 629	43,1 %	21,92 \$
4i	69 %	47	1 299	1 574	1,21	0,27	7 724	43,1 %	21,89 \$
5	70 %	48	1 315	1 617	1,23	0,27	7 814	43,1 %	21,88 \$
6	80 %	58	1 413	1 914	1,35	0,27	8 376	42,9 %	21,73 \$
7	90 %	68	1 468	2 113	1,44	0,27	8 681	42,8 %	21,63 \$
8	100 %	78	1 492	2 236	1,50	0,27	8 819	42,8 %	21,60 \$
Sélectionné comme étant le plus près du modèle de fosse aménagée									

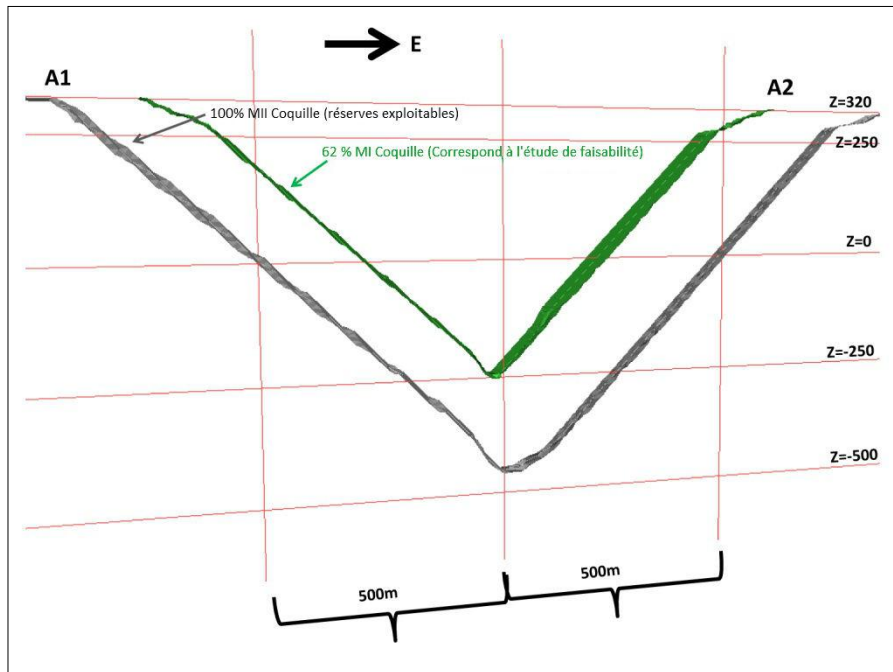
Des vues en plan et en sections de la coquille LG avec un facteur de revenus de 62 % sont présentées à la page suivante dans les figures 15.5 à 15.7. Ces figures illustrent également la coquille à un facteur de revenus de 100 % généré en utilisant les ressources mesurées, indiquées et présumées qui avait été utilisé pour contraindre l'estimation des ressources.

Figure 15.5 : Deuxième itération LG – Coquille correspondant au modèle de fosse aménagée (vue en plan)



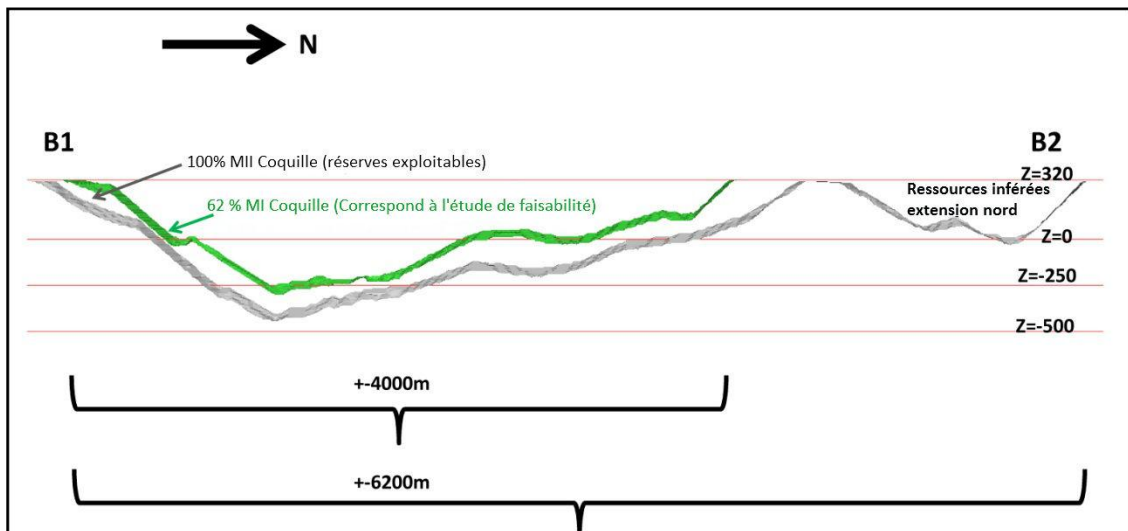
Source : RNC. **Remarque :** l'échelle est en mètres et est basée sur la grille locale de coordonnées UTM (NAD83, Zone 17).

Figure 15.6 : Deuxième itération LG – Coquille correspondant au modèle de fosse aménagée (section transversale)



Source : RNC.

Figure 15.7 : Deuxième itération LG – Coquille correspondant au modèle de fosse aménagée (section longitudinale)



Source : RNC.

15.2.7 Dilution et pertes minières

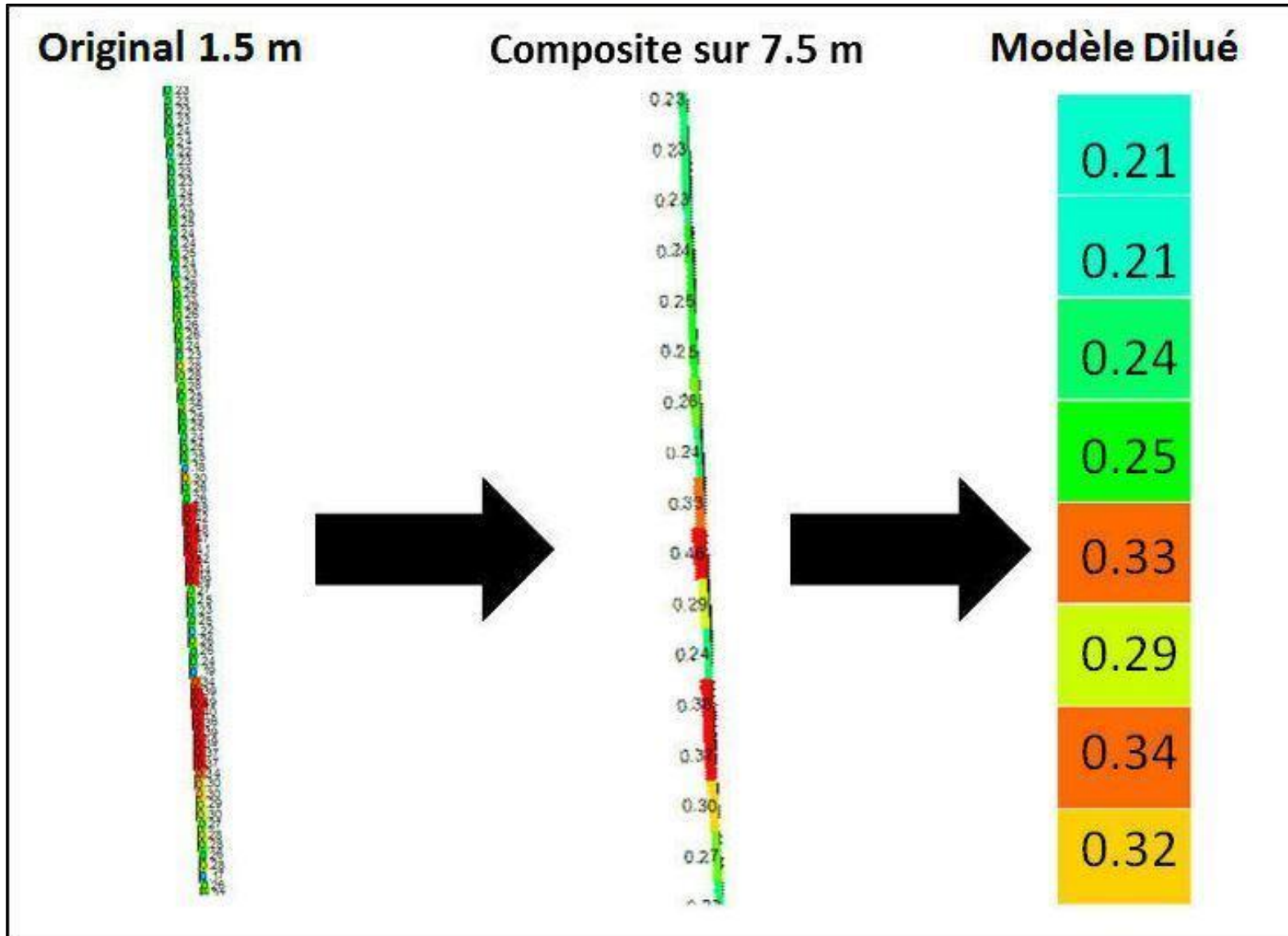
La formation des composites à partir des échantillons de carottes de forage et le processus d'interpolation de la teneur des blocs utilisé pour construire le bloc modèle pour le gisement est effectué de telle sorte qu'il incorpore déjà suffisamment de dilution et par conséquent, aucun facteur supplémentaire de dilution prévue n'a été appliqué. Tel qu'illustré à la figure 15.8, les

échantillons d'origine, de 1,5 m de longueur, dans le secteur indiqué par la flèche montrent tous des teneurs entre 0,39 % et 0,52 % Ni. En regroupant ces échantillons en intervalles de 7,5 m, des composites adjacents sont générés à des teneurs de 0,46 % et 0,33 % Ni, mais la valeur résultante du bloc généré par interpolation n'est que de 0,33 % Ni.

De la dilution et des pertes minières imprévues (définies comme des facteurs de dilution et de récupération à l'extraction qui ne sont pas déjà intégrés dans le bloc modèle) pourraient potentiellement se produire aux contacts entre le minerai et les roches stériles.

La minéralisation à Dumont est disséminée et forme de grandes zones continues de minerai entre les contacts avec les roches stériles des épontes supérieure et inférieure. Il n'y a pas de contact net entre le minerai et le stérile aux contacts avec les épontes supérieure et inférieure. En effet, la minéralisation à valeur plus élevée encaissée dans la dunite est entourée de minéralisation de moindre valeur encaissée dans la péridotite (le modèle de fosse aménagée inclut 21,2 Mt de minerai encaissé dans la péridotite). La nature graduelle de la minéralisation, combinée à la méthodologie employée pour interpoler les teneurs dans les blocs de 20 m x 20 m x 15 m (équivalents à la plus petite unité d'extraction minière pour les pelles et les excavatrices qui seront utilisées) sont considérées comme ayant pris compte de toute dilution possible aux contacts avec les épontes supérieure et inférieure. Aucune dilution ou perte minière imprévue supplémentaire n'a été ajoutée pour ces contacts. De façon similaire, les blocs internes de matériel stérile à l'intérieur des zones de minerai ne montrent pas de contacts francs et la sélectivité du bloc modèle est considérée réalisable pour l'extraction minière. Cette sélectivité ne s'applique pas seulement à l'extraction de stérile, elle porte aussi sur la sélectivité des différents teneurs qui seront utilisés pour séparer le minerai entre celui qui sera stocké et le tout-venant qui sera acheminé directement à l'usine tel que représenté dans la cédule de production sur la durée de vie de la mine.

Figure 15.8 : Dilution planifiée déjà incluse dans le bloc modèle (sondage 09-RN-219)



Source : RNC.

Toutefois, la limite du minerai est bien définie au contact avec le sable et gravier sus-jacent. De plus, l'interface minerai - sable et gravier forme une surface inégale et ondulante, ce qui provoquera inévitablement un mélange des deux produits durant l'extraction minière. Par conséquent, dans la zone de contact de 10 m (5 m de minerai et 5 m de sable et gravier), il a été présumé que 2 m de sable et gravier seraient inévitablement mélangés avec le minerai et que 1 m de minerai serait inévitablement perdu dans le matériel stérile. Les pertes et la dilution ont été calculées bloc par bloc, en tenant compte des différences de gravité spécifique (2,57 en moyenne pour le minerai, et 1,94 en moyenne pour le sable et gravier), et ont été intégrées en tenant compte de la cédule d'extraction minière des blocs affectés. L'impact qui en résulte est le suivant :

- Une dilution moyenne de 0,49 % du tonnage total de minerai sur la durée de vie de la mine est prévue, avec un sommet de 8,2 % durant la première année d'exploitation de l'usine (lorsqu'un tonnage significatif de minerai situé à l'interface avec le sable et gravier sera extrait). Le matériel de dilution a une teneur nulle.
- Des pertes minières moyennes de 0,28 % du tonnage total de minerai sur la durée de vie de la mine sont prévues, avec un sommet de 5,2 % se produisant également dans la première année d'exploitation de l'usine.

15.2.8 Teneur de coupure

Les seuils de teneur de coupure utilisés pour la planification minière seront basés sur la valeur NSR du matériel, tel que déterminée en utilisant la teneur, la récupération et le prix de tous les métaux économiques (incluant le Ni, le Co, le Pt et le Pd). Comme c'est généralement le cas pour les fosses à ciel ouvert, le calcul des teneurs de coupure ignore les coûts d'extraction minière et ne tient compte que des coûts marginaux suivants :

- toute hausse incrémentielle des coûts de transport à partir du bord de la fosse qui serait engagée pour le remaniement de matériel à basse teneur (puisque le matériel à une teneur marginale au-dessus de la teneur de coupure sera initialement entreposé);
- les coûts d'usure, incluant les dépenses en immobilisations de maintien qui seraient effectivement affectées sur une base par tonne (par exemple, le rehaussement des digues du parc à résidus ou l'entretien annuel de l'usine); et
- les frais G&A.

Ces coûts marginaux ont déjà été abordés à la section 15.2.4 et sont évalués à 7,00 \$/tonne. Il s'agit d'une valeur moyenne, qui variera en fonction de la teneur de coupure, puisqu'une teneur de coupure plus basse générera des stocks de minerai plus importants et donc des coûts de halage plus élevés. De plus, cette valeur inclut certaines dépenses en immobilisations de maintien qui sont traitées comme des coûts unitaires (donc répartis également sur la totalité du tonnage) alors qu'en réalité les coûts de maintien pour la flotte d'équipement et la gestion du parc à résidus sont engagés en blocs (aucune dépense jusqu'à un certain niveau, puis un gros paiement pour remplacer un camion ou rehausser le niveau des digues). Ces calculs théoriques ont été testés de façon itérative, en ajustant la teneur de coupure à la hausse et en refaisant le calendrier d'exploitation minière. La VAN a été maximisée à une teneur de coupure de 7 \$/t, confirmant ainsi la validité de cette valeur comme teneur de coupure.

Dans un autre exercice distinct, la teneur de coupure associée en % Ni a été estimée dans le but de définir les ressources potentiellement économiques qui devraient être incluses dans les réserves. Puisque 96 % du NSR est généré avec le Ni, le calcul de cette teneur de coupure était basé uniquement sur le Ni. Le tableau 15-7 résume les résultats de ces calculs, montrant que la teneur de coupure théorique est de 0,09 % Ni.

L'une des variables critiques dans le calcul montré au tableau 15-7 est la récupération métallurgique. Pour tenir compte de la possibilité qu'une minéralisation à plus basse teneur présente une récupération plus faible, la teneur de coupure théorique de 0,09 % Ni a été augmentée d'environ 60 % jusqu'à 0,15 % Ni, qui est la valeur employée pour l'estimation des ressources. Il est à noter que les estimations de ressources et de réserves sont basées sur cette teneur de coupure minimale de 0,15 % Ni - ainsi, les blocs qui ont une valeur NSR > 7 \$/t mais une teneur < 0,15 % Ni ont été exclus de l'estimation et de la cédule d'exploitation. Le tonnage de matériel dans cette catégorie est faible (environ 7 kt), voire négligeable.

Tableau 15-7 : Calcul de la teneur de coupure

Paramètre	Unités	Valeur
Ni	\$ US /lb	9,00 \$
Traitement et affinage	\$ US /lb	1,27 \$
NSR	\$ US/lb	7,73 \$
Taux de change	\$ CA =	0,90 \$
Revenu net de fonderie (NSR)	\$/lb	8,59 \$
Remaniement à la mine	\$/t	1,00 \$
Coût de l'usine	\$/t	4,80 \$
Frais G&A	\$/t	0,55 \$
Parc à résidus	\$/t	0,30 \$
Dépenses en immob. de maintien	\$/t	0,35 \$
Sous-total	\$/t	7,00 \$
Ni payable	lb/t minerai	0,82
Payables	lb/t minerai	93 %
Ni récupéré	lb/t minerai	0,88
Récupération moyenne		43 %
Teneur d'alimentation	%Ni	0,09

15.2.9 Classification des réserves

Les ressources mesurées qui seraient traitées comme du minerai tout-venant ont été classées dans les réserves prouvées, tandis que les ressources mesurées qui seraient initialement entreposées, ainsi que toutes les ressources indiquées, ont été classées dans les réserves probables.

La valeur de coupure utilisée pour définir le matériel qui sera traité comme du minerai tout-venant variera d'une année à l'autre en fonction du tonnage total et de la valeur associée du minerai extrait durant l'année en question. La valeur la plus faible utilisée comme teneur de coupure du minerai tout-venant sera 15 \$/t à l'an 19, lorsqu'un total de 41,8 Mt de minerai sera extrait de la fosse, soit environ 9 % de plus que la capacité d'usinage qui est de 38,3 Mt/a. La valeur de coupure la plus élevée pour le minerai tout-venant est de 27 \$/t et sera utilisée l'année suivante, lorsque le décapage de stérile sera terminé et qu'il est prévu d'extraire 106,5 Mt de la fosse, soit 178 % de plus que la capacité de l'usine. Une valeur de coupure de 27 \$/t est aussi prévue pour l'an 4, au moment de l'expansion des stocks d'empilement en préparation pour la transition d'une seule ligne d'usinage à 52,5 kt/j à deux lignes totalisant 105 kt/j. L'extraction de minerai prévue pour cette année, à 58,6 Mt, représente 206 % de plus que la capacité d'usinage d'une seule ligne. Sur les 20 années d'exploitation dans la fosse, la teneur de coupure le plus utilisé sera de 17 \$/t (pendant huit ans), suivi d'une valeur de coupure de 19 \$/t (pendant six ans).

Cette valeur de coupure variable est prise en compte au tableau 15-8, qui illustre la conversion des ressources en réserves. Les réserves dans la fosse présentées au tableau 15-8 ont été utilisées pour élaborer le plan d'exploitation sur la durée de vie de la mine et la cédule de

production décrits au chapitre 16. Par ailleurs, les coûts et l'analyse économique du projet ont été établis en utilisant ces réserves et la cédule de production sur la durée de vie de la mine qui en découle. Les résultats du plan d'exploitation sur la durée de vie de la mine et de l'analyse financière confirment que les paramètres utilisés lors des itérations LG étaient appropriés (voir chapitres 21 et 22).

Tableau 15-8 : Conversion des ressources en réserves

Matériel dans la fosse finale aménagée	Ressources mesurées					Ressources indiquées					Total				
	kt	% Ni	Ni M lbs	Récup	NSR	kt	% Ni	Ni M lbs	Récup	NSR	kt	% Ni	Ni M lbs	Récup	NSR
Ressources	354 000	0,28	2 216	43 %	22,84 \$	822 600	0,26	4 749	43 %	20,59 \$	1 176 600	0,27	6 964	43 %	21,26 \$
Minerai tout-venant	179 400	0,32	1 277	50 %	30,12 \$						179 400	0,32	1 277	50 %	30,12 \$
Stocks	174 600	0,24	939	34 %	15,35 \$						174 600	0,24	939	34 %	15,35 \$
Pertes minières	700	0,28	4	45 %	23,79 \$	3 100	0,26	18	43 %	20,59 \$	3 800	0,27	22	43 %	21,18 \$
Minerai tout-venant	400	0,32	3	50 %	30,12 \$						400	0,32	3	50 %	30,12 \$
Stocks	300	0,24	2	34 %	15,35 \$						300	0,24	2	34 %	15,35 \$
Dilution	1 100	0,00	0	0 %	0,00 \$	4 700	0,00	0	0 %	0,00 \$	5 800	0,00	0	0 %	0,00 \$
Minerai tout-venant	600	0,00	0	0 %	0,00 \$						600	0,00	0	0 %	0,00 \$
Stocks	500	0,00	0	0 %	0,00 \$						500	0,00	0	0 %	0,00 \$
Réserves prouvées	179 600	0,32	1 275	50 %	30,03 \$						179 600	0,32	1 275	50 %	30,03 \$
Réserves probables	174 800	0,24	938	34 %	15,31 \$	824 200	0,26	4 731	43 %	20,47 \$	999 000	0,26	5 668	41 %	19,57 \$
Total des réserves	354 400	0,28	2 212	43 %	22,77 \$	824 200	0,26	4 731	43 %	20,47 \$	1 178 600	0,27	6 943	43 %	21,16 \$

16 MÉTHODES D'EXPLOITATION MINIÈRE

16.1 Hydrologie et hydrogéologie

16.1.1 Hydrologie

Le développement minier proposé sera en grand partie confiné au bassin d'un affluent sans nom qui s'écoule le long de la rive gauche de la rivière Villemontel. Pour les besoins de l'ÉF, cet affluent a été nommé : Ruisseau sans nom. À sa confluence avec la rivière Villemontel, le Ruisseau sans nom contrôle une superficie totale de drainage de 52,3 km². Le bassin de drainage de ce ruisseau partage ses bordures nord et est avec la ligne de partage entre les bassins hydrographiques de la Baie d'Hudson et du Fleuve Saint-Laurent. L'une des plus importantes contraintes sur le développement minier sera d'empêcher le transfert d'écoulement des eaux de surface du bassin de drainage du Ruisseau sans nom au bassin hydrographique de la Baie d'Hudson.

Le Ruisseau sans nom compte deux principaux affluents qui s'écoulent vers le sud et qui drainent des superficies de tailles similaires. Ces affluents ont été officiellement nommés le Ruisseau Ouest et le Ruisseau Est, conformément au secteur du bassin du Ruisseau sans nom que chacun draine. La confluence de ces deux ruisseaux se produit au-dessus du gisement, à quelques 2,5 km en amont de l'embouchure du Ruisseau sans nom.

Un système de gestion des eaux de surface sera construit pour rediriger l'écoulement dans le Ruisseau Ouest et le Ruisseau Est autour de la fosse. D'autres renseignements sur le système de gestion des eaux sont fournis à la section 18.

16.1.2 Hydrogéologie

La caractérisation hydrogéologique de Dumont est basée sur les travaux entrepris lors de l'étude de préfaisabilité et prend en considération l'aménagement du site de la mine révisé.

Les données de surveillance du niveau des eaux souterraines ont été prises dans 55 puits au total sur l'ensemble de la concession (42 dans le mort-terrain et 13 dans le roc, à faible profondeur). Des essais hydrauliques supplémentaires dans le roc ont été effectués, ce qui porte le total des tests de compactage à 57 dans 20 forages. De même, deux essais par injection à long terme (>36 heures) ont été réalisés. Les essais dans le mort-terrain incluent un programme d'essais de puits (13 essais) ainsi qu'un essai de pompage de 41 heures dans l'horizon de sable et de gravier du côté ouest de la fosse proposée.

Une base de données dans un système d'information géographique (SIG) a été développée pour compiler et présenter les données recueillies. Des surfaces ont été créées pour les domaines hydrogéologiques dominants (mort-terrain et roc) à l'échelle de la concession (grande échelle).

Les surfaces générées dans la base de données GIS ont été utilisées pour réaliser un modèle en 3D des eaux souterraines pour le projet. Les paramètres hydrauliques, obtenus à partir des résultats des essais sur le terrain, ont été assignés aux domaines du modèle. Les résultats obtenus à partir du modèle sont les suivants :

- le volume d'eau souterraine qui se déverse dans la fosse (données du bilan hydrique du site) a été estimé entre 3 500 et 5 400 m³/j pendant les opérations minières;
- les conditions aux limites et les données de calibration ont été utilisées lors de la modélisation de la pression interstitielle des parois de la fosse pour le programme géotechnique.

La modélisation de la pression interstitielle des parois de la fosse indique qu'une dépressurisation active n'est pas nécessaire, même si une surveillance de la pression interstitielle est recommandée le long de la périphérie de la fosse pour s'assurer que les pressions n'excèdent pas les niveaux générés par le modèle.

16.2 Critères de conception géotechniques

Les caractéristiques géotechniques des différents types de roches qui seront rencontrées dans la fosse Dumont ont été déterminées à l'aide des campagnes de forage et de cueillette de données qui suivent :

- sondages géotechniques dédiés forés dans le cadre de l'étude de préfaisabilité (trois sondages de 500 m);
- sondages géotechniques dédiés forés dans le cadre de l'étude de préfaisabilité (dix sondages de 500 m);
- sondages géotechniques dédiés forés dans le cadre de l'étude de faisabilité (onze sondages de 500 m);
- diagraphie géotechnique des sondages de ressources forés dans le cadre des études de préfaisabilité et de faisabilité.

16.2.1 Modèle géotechnique

Des données géophysiques partielles existent pour environ 342 forages. De ceux-ci, la diagraphie de carottes orientées de 51 forages a permis d'obtenir plus de détails sur les paramètres géotechniques tels que l'orientation et la condition des joints. Le modèle géotechnique a été conçu en utilisant les fils de fer géologiques (et l'altération), le réseau de failles interprété et les paramètres spécifiques des masses rocheuses.

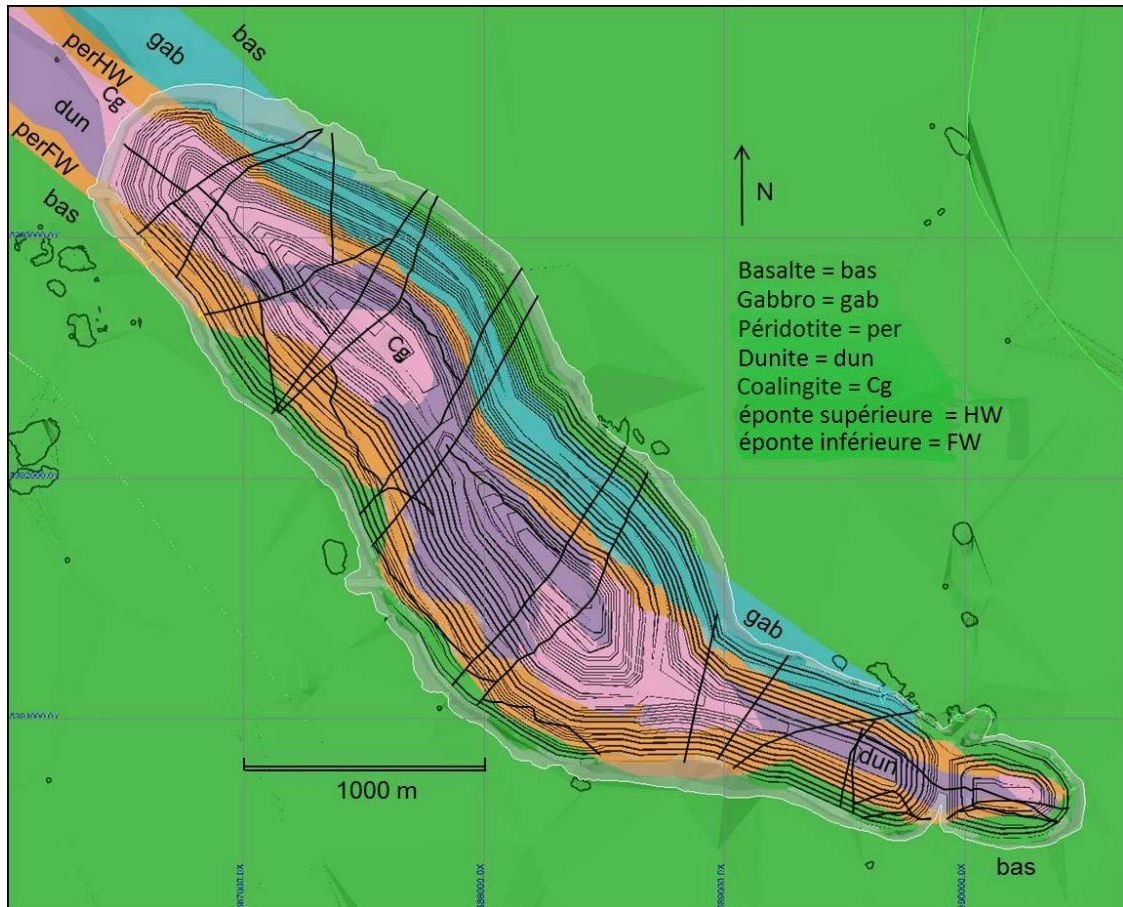
Trois études détaillées de géologie structurale ont été entreprises dans le secteur du gisement Dumont : une en 2010, une autre en 2011 et une interprétation et refonte des connaissances au niveau de la faisabilité en 2012. La géométrie structurale à l'échelle du gisement a été modélisée à partir de l'interprétation des données géophysiques régionales, lesquelles étaient associées aux données des forages provenant de la base de données géologiques de RNC.

À travers ces travaux de forage, de diagraphie et de cartographie, un ensemble constant de types de roche a été établi. De l'épente supérieure à l'épente inférieure (comme illustré à la figure 16.1), il comprend les éléments suivants :

- basalte (BasHW);
- gabbro (gab);
- péridotite (perHW);

- dunite (hôte de la minéralisation, divisée en dun et dun-CG);
- péridotite (perFW); et
- basalte (basFW).

Figure 16.1 : Vue en plan des types de roches et des structures majeures susceptibles d'être exposés dans le tracé de fosse proposé du projet Dumont (l'éponte supérieure forme la paroi nord-est de la fosse modélisée)



Source : SRK.

En utilisant le modèle géologique comme cadre, une analyse des données géotechniques a été entreprise pour la masse rocheuse du gisement Dumont. Les paramètres évalués incluent la qualité de la roche (RQD), la fréquence des fractures par mètre (FF/m), des estimations empiriques de la résistance de la roche intacte (IRS), la résistance en laboratoire (compressions uniaxiale et triaxiale, cisaillement des joints) et le « RMR 89 » (Bieniawski, 1989). Les paramètres géotechniques représentatifs pour chacun des quatre principaux types de roche sont présentés au tableau 16-1, tandis qu'une section transversale typique est montrée à la figure 16.2.

L'étude structurale a découvert trois domaines structuraux distincts pour le secteur de la fosse Dumont. Ces domaines sont bordés par des structures majeures et présentent des différences mineures à modérées en ce qui a trait à la fracturation et la foliation. Les failles orientées nord-est à sud-ouest plongent abruptement vers le sud-est. Des zones endommagées associées aux failles orientées parallèlement ou subparallèlement au sill sont présentes. Ces failles parallèles

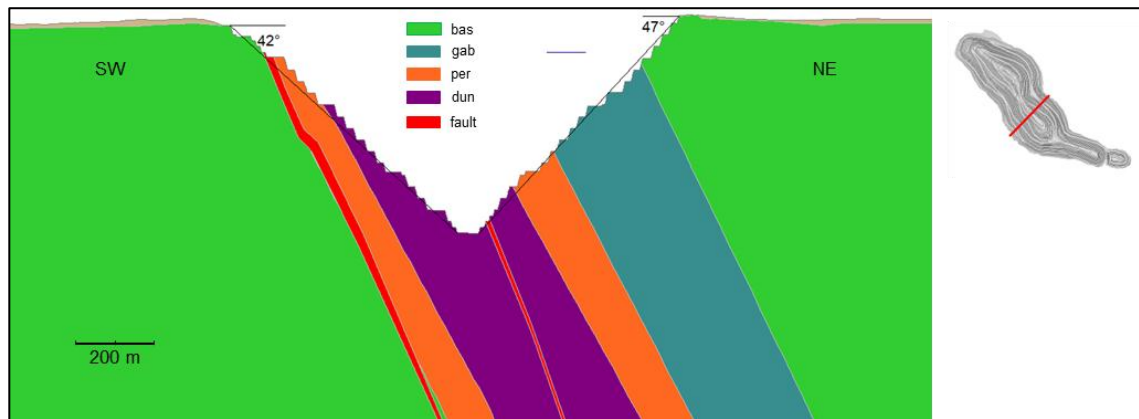
au sill sont restreintes au contact basal, à l'éponte inférieure des péridotites et aux dunites - présentes sur toute la longueur de la fosse, à pendage vers l'éponte supérieure.

La combinaison du modèle lithostructural et du modèle d'altération a été utilisée pour élaborer les domaines géotechniques. Une section transversale typique de ces derniers est présentée à la figure 16.2.

Tableau 16-1 : Caractéristiques géotechniques représentative des types de roches du projet Dumont

Matériel	Poids spécifique (t/m ³)	RCU (« UCS ») (MPa)	Fréquence de fractures (ff/m)	Classification de la masse rocheuse « RMR »
Basalte	2,9	130	1,8	75
Dunite	2,6	90	3,3	70
Gabbro	3,0	150	1,2	75
Péridotite	2,7	110	3,8	65

Figure 16.2 : Section transversale typique du sud-ouest au nord-est à travers la fosse Dumont (la profondeur de la fosse est d'environ 500 m)



Source : SRK.

16.2.2 Aménagement des parois rocheuses

La révision de la géologie du site, des découvertes en géologie structurale, de l'évaluation géotechnique et des ressources ciblées indique que, dans cette masse rocheuse relativement résistante, les contrôles dominants de la stabilité de la fosse sont plutôt cinématiques. Les modes de rupture seront plus probablement du glissement planaire sur l'éponte inférieure à l'échelle du banc ou de l'inter-rampe et des dièdres mineurs à l'échelle du gradin à travers la fosse, avec une faible probabilité de basculement (flambement) de l'éponte supérieure. Pour les zones endommagées des failles et les roches exposées (et perturbées par les activités) du domaine dun-CG, le désenchevêtrement du massif rocheux à l'échelle du gradin peut se produire.

En tenant compte des domaines géotechniques et des orientations probables des pentes, des secteurs d'aménagement des pentes ont été générés et les paramètres d'aménagement élaborés pour chaque secteur d'aménagement. Les paramètres d'aménagement sont basés sur

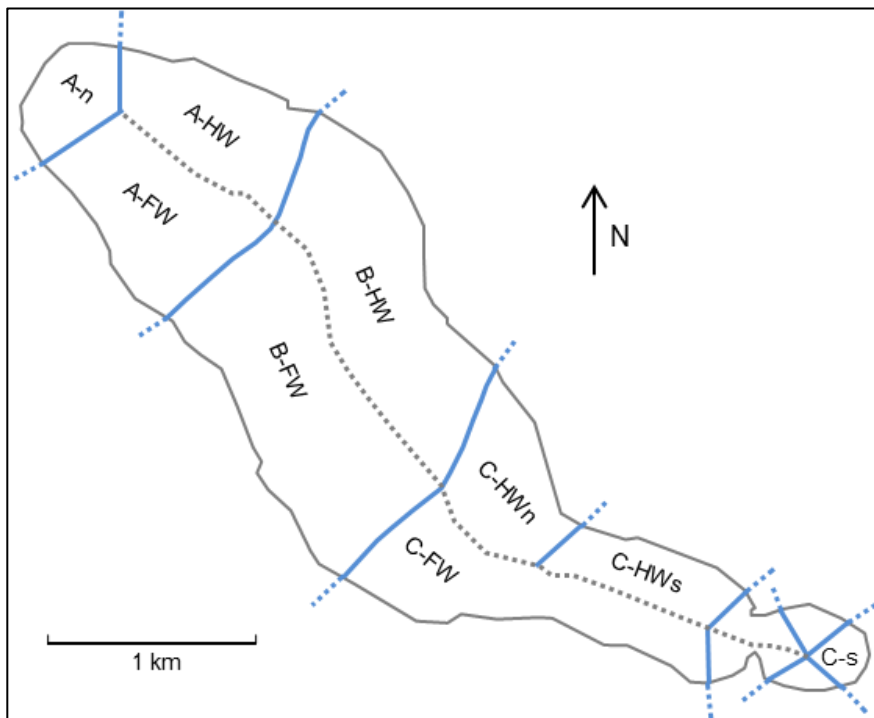
des empilements d'une hauteur maximale de 120 m, séparés par des bermes de sécurité géotechnique.

Ces paramètres d'aménagement abordent les éléments suivants :

- bancs simples ou doubles
- largeur des bancs
- angle de taille des bancs
- angle inter-rampe.

Pour chaque secteur d'aménagement des pentes, un angle de pente global a été déterminé en tenant compte de la combinaison des paramètres décrits ci-dessus, la largeur de la berge géotechnique/de la rampe et la hauteur de l'empilement. Cet angle inter-rampe a été utilisé pour l'aménagement (tableau 16-2). Les phases de la fosse et les avancements annuels ont été vérifiés pour des interactions avec la géologie et les structures majeures. Aucune condition défavorable importante n'a été trouvée autre que celles qui peuvent être gérées opérationnellement.

Figure 16.3 : Secteurs d'aménagement de la fosse Dumont



Source : SRK.

Tableau 16-2 : Lignes directrices de l'aménagement de la fosse Dumont par secteur

Lignes directrices pour l'aménagement des pentes, Étude de faisabilité Dumont, RNC				
Fosse ÉF Dumont, RNC Domaine/Secteur d'aménagement (dir.° du pendage de la face)	Banc (m)		Angle de taille des bancs (°)	Angle inter-rampe (°)
	Hauteur	Largeur		
A-n (130), A-HW (200), C-HWn (250), C-s (270), et C-s' (090)	30	10,5	75	58
	15	7,5		52
B-HW (240) et C-HWs (200)	30	14,5	75	53
	15	9,5		48
A-FW (050) et C-FW (010)	30	10,5	70	54
	15	7,5		49
B-FW (060)	30	10,5	65	51
	15	7,5		46

Remarques : a) La hauteur d'empilage maximum permise est de 120 m; b) Géotechniquement, la largeur du gradin est de 20 m; c) Un gradin simple a 15 m de haut; d) Pour les failles orientées à l'intérieur de $\pm 015^\circ$ par rapport à l'azimut de la crête du gradin, utilisation de gradin simple, soit un au-dessus et trois en dessous de la faille; e) Gradin simple dans le domaine dun-CG; f) gradin double seulement s'il y a prédécoupage, mais uniquement dans des terrains sans failles et sans CG.

L'aménagement de l'éponte inférieure prévoit le prédécoupage des faces du gradin à la fin pour être parallèle à la foliation du sill, ce qui produira des pentes inter-rampe qui sont parallèles au contact basal du sill. Lorsque les pentes sont aménagées à l'intérieur ou à proximité des zones endommagées associées aux failles à la base, les gradins et les pentes inter-rampe peuvent se rompre jusqu'à la zone de faille. En pareil cas, il sera peut-être nécessaire pour les pentes concernées de mettre en place des mesures correctrices, de procéder à des ajustements de l'aménagement des opérations ou les deux.

Dans certaines pentes de l'éponte supérieure, la basculement (flambement) de blocs de roche peut se produire. Une provision a été faite dans l'aménagement advenant de telle rupture. Il peut s'agir d'un domaine propice à l'amélioration des angles de pente, une fois que les pentes à l'essai seront établies et que la compétence de la roche dans l'excavation aura été déterminée.

16.2.3 Recommandations

La possibilité de la présence de plus de failles dans le massif rocheux autres que celles déjà interprétées doit être envisagée. Des travaux supplémentaires (forage, cartographie géologique et cartographie géotechnique) sont nécessaires pour comprendre de manière satisfaisante la géologie structurale de certaines parties du secteur du gisement.

Pendant la construction, les pentes établies dans la fosse sud-est devraient être considérées comme une possibilité d'étudier le comportement du massif rocheux (en termes de mode et de mécanismes de rupture) pour chacun des domaines présents dans les pentes. Plus particulièrement, ceci permettra d'analyser la performance des zones endommagées des failles de l'éponte inférieure avant de progresser dans la fosse nord-ouest.

Il faut déterminer quelles sont les pentes susceptibles de connaître un certain niveau d'instabilité en raison de pressions interstitielles élevées lors de la crue nivale et vérifier s'il y a un impact sur l'échéancier, advenant que l'accès soit restreint à cette période de l'année.

16.2.4 Géotechnique des sols

Les caractéristiques géotechniques des sols qui seront rencontrés dans le secteur de la fosse ont été déterminées principalement sur la base des programmes de terrain réalisés aux premiers trimestres de 2011 et 2012. Les travaux effectués lors de ces programmes ont permis d'identifier les types de sols décrits ci-dessous, en ordre stratigraphique descendant :

- Sol organique, constitué d'une couche organique très mince, de tourbe ou des deux. Cette couche recouvre une grande partie de l'aire du projet et atteint une profondeur de 0,5 à 4,0 m.
- Argile, qui se trouve généralement sous le sol organique et qui varie entre 2 à 15 m en épaisseur. Deux types d'argile sont présentes : une argile brune de consistance ferme à rigide et une argile grise molle à très molle. Lorsque les deux types d'argile sont présents, l'argile brune recouvre l'argile grise.
- Silt, dont la distribution comprend une quantité variable de gravier, de sable et d'argile. Son épaisseur qui varie entre 1 et 16 m est habituellement aux environs de 5 m. Le silt varie de mou à rigide.
- Sable et gravier, qui sont généralement denses à très denses et qui varient de 1 à 40 m d'épaisseur

Tous les types de sol ne sont pas présents dans tous les secteurs de la fosse.

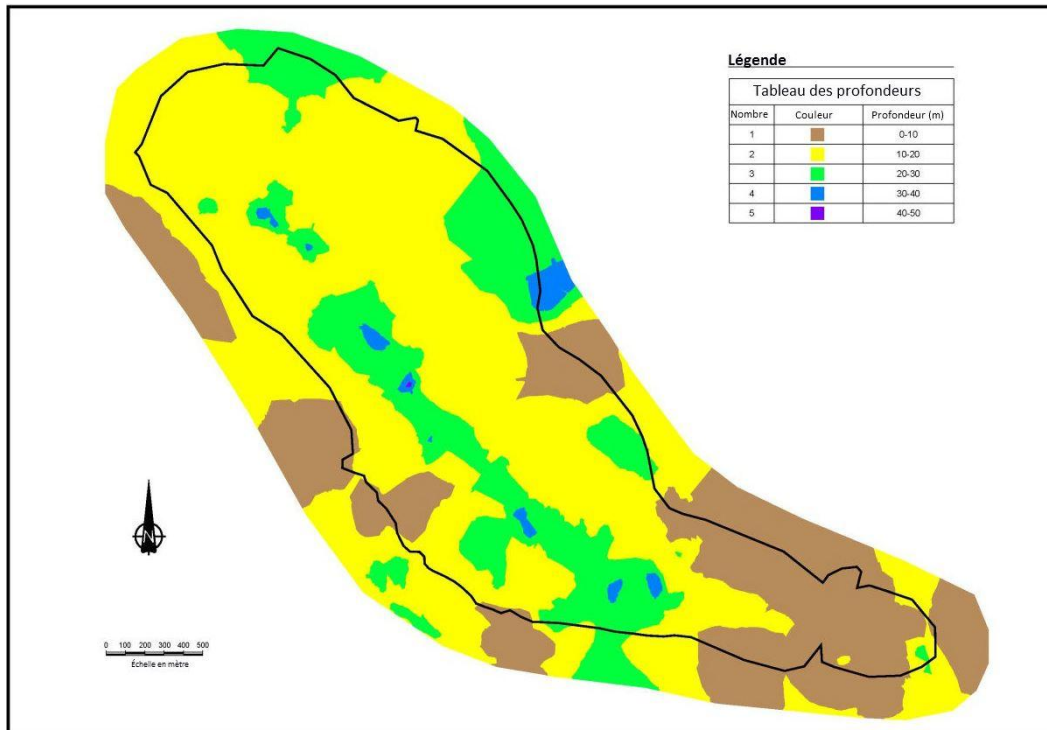
16.2.4.1 Base de données

La base de données géotechniques des sols à proximité de la fosse provient essentiellement de 43 forages soniques qui se sont poursuivis pour la plupart dans le roc. Des essais en laboratoire sur des échantillons choisis du programme de forage sonique ont été réalisés par la suite. De plus, 53 tests au pénétromètre à cône, réalisés jusqu'à ce que la sonde refuse de s'enfoncer (habituellement dans des sols granulaires denses), complètent la base de données de la fosse.

16.2.4.2 Stratigraphie générale et conditions géotechniques

L'épaisseur du mort-terrain (sols) dans le voisinage de la fosse est illustré sous la forme de courbes isopaques de couleur à la figure 16.4. Les mouvements des glaciers ont creusé une dépression dans le roc qui coïncide généralement à l'orientation nord-ouest/sud-est du gisement. L'épaisseur du mort-terrain atteint son maximum, à près de 50 m, dans la partie centrale de la fosse. À l'inverse, le mort-terrain est généralement plus mince près des bordures de la fosse proposée.

Figure 16.4 : Courbes isopaques montrant l'épaisseur du mort-terrain

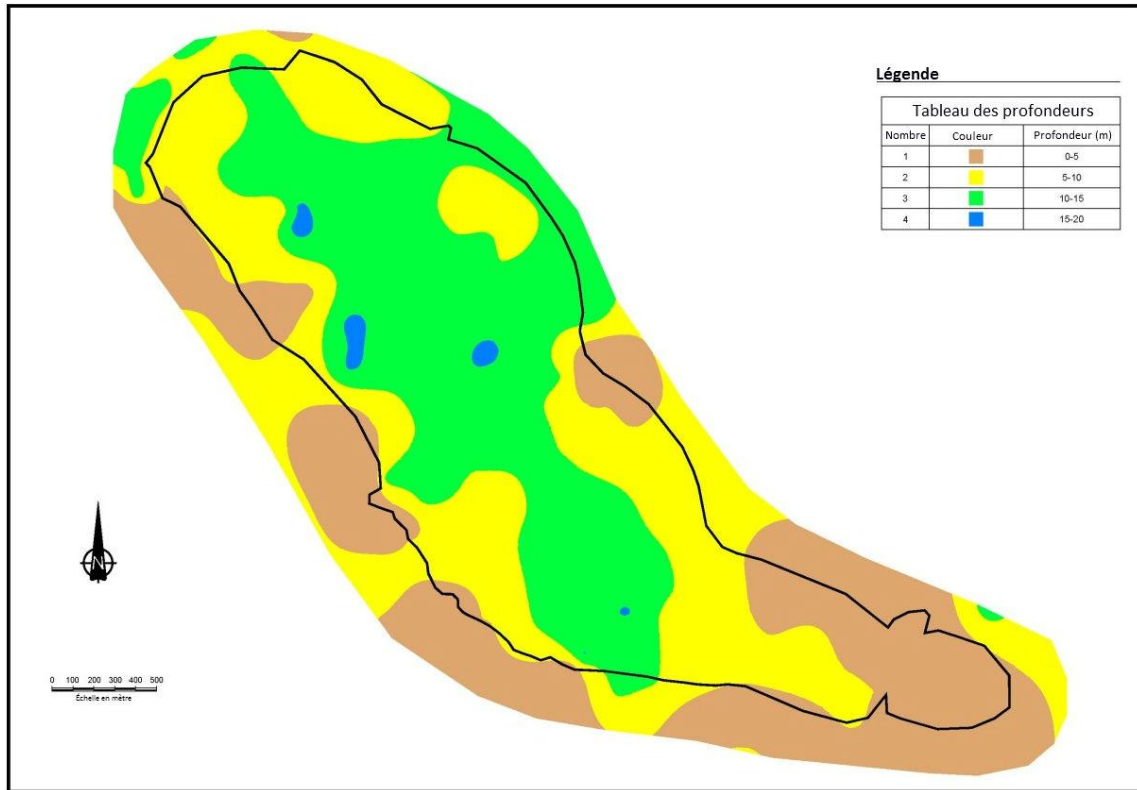


Source : SRK.

De façon générale, là où le mort-terrain est de moins de 6 à 8 m d'épaisseur, le profil du sol consiste en une mince couche de sol organique recouvrant une séquence stratifiée d'argile et de silt relativement rigide, au-dessus d'un sable caillouteux dense ou du roc. Toutefois, là où l'épaisseur du mort-terrain est supérieure à 6 ou 8 m, le profil du sol est typiquement constitué d'une mince couche de sol organique recouvrant une couche de 1 à 2 m d'épaisseur formée d'argile saturée, ferme à rigide et de couleur brun pâle au-dessus d'une couche d'épaisseur variable constituée d'argile grise, très humide à saturée, variant de très molle à ferme. On retrouve généralement une couche relativement mince de silt mou sous l'argile grise et du sable dense et caillouteux en dessous du silt ou de l'argile quand le silt est absent.

L'épaisseur combinée des dépôts de sols organiques, d'argile et de silt mou dans le voisinage de la fosse est illustrée sous la forme d'une série de courbes isopaques de couleur à la figure 16.5. L'épaisseur d'argile varie typiquement de 2 à 10 m sur la majeure partie du secteur de la fosse, mais est supérieure à 15 m d'épaisseur à quelques endroits.

Figure 16.5 : Courbes isopaques montrant l'épaisseur des sols organiques et à grains fins



Source : SRK.

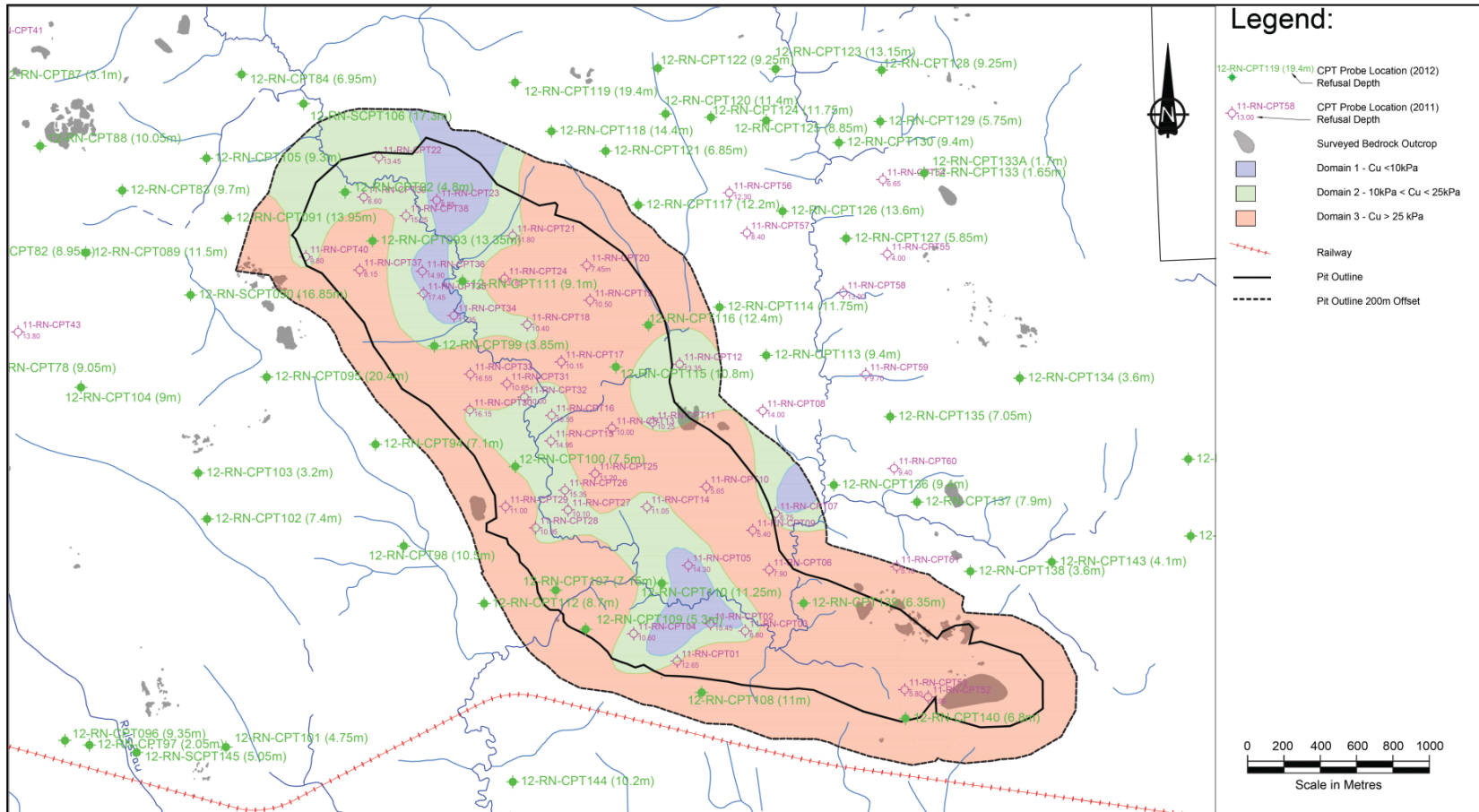
L'argile grise, en raison de sa faible résistance au cisaillement sans consolidation, est l'unité la plus faible parmi les matériaux composant le mort-terrain. Le tableau 16-3 présente les valeurs moyennes des propriétés géotechniques de l'argile grise à partir des essais en laboratoire. Les données des EPC se comparent aisément aux résultats des essais en laboratoire. De plus, elles confirment que la résistance au cisaillement sans consolidation de l'argile grise varie à travers l'empreinte de la fosse proposée. Un résumé de cette variation est présenté à la figure 16.6, qui montre les trois zones d'argile grise basées sur les résultats de la résistance sans consolidation à partir des sondages EPC.

Tableau 16-3 : Valeur moyenne des propriétés de l'argile saturée grise

Classification USCS	W [%]	w _L [%]	w _P [%]	k [m/s]	e ₀ [-]	C _c [-]	σ _p [kPa]	c _u [kPa]
CH	92	70	27	3,8E-09	2,5	2,7	40	20

Remarques : w_L : limite de liquidité, w_P : limite de plasticité, w_L : teneur en eau (humidité pondérale), k : conductivité hydraulique, e₀ : indice de vides in situ, C_c : indice de compression, C_v : coefficient de consolidation, σ_p : pression de contrainte, c_u : résistance au cisaillement sans consolidation.

Figure 16.6 : Domaines du mort-terrain basés sur la résistance sans consolidation de l'argile grise



Source : SRK.

16.2.4.3 Traficabilité

La traficabilité prévue des différents types de matériaux dans le mort-terrain est résumée ci-dessous :

- Les sols organiques, les argiles et les silts mous ne supporteront pas la circulation régulière d'équipement minier à moins qu'une couche de roches stériles de 1 à 2 mètres d'épaisseur au moins soit déposée sur l'argile.
- Le silt relativement rigide nécessitera typiquement une couche de roches stériles pour améliorer son aptitude la traficabilité, particulièrement si ce matériel devient saturé en raison de précipitations ou de ruissellement. L'épaisseur de la couche de roches stériles dépendra de facteurs comme la teneur en eau et la résistance du sol sans consolidation, ainsi que de la taille de l'équipement.
- Les matériaux de sable et de gravier sont généralement denses à très denses et présenteront une traficabilité acceptable de l'équipement minier, sauf aux endroits où des couches localisées ou des lentilles de silt ou d'argile sont présentes à l'intérieur des matériaux de sable et de gravier.

16.2.4.4 Aménagement des pentes

Comme mentionnée précédemment, la faible résistance au cisaillement sans consolidation (c_u) de l'argile grise est la clé de l'aménagement des pentes dans le mort-terrain. En se basant sur les caractéristiques de la résistance sans consolidation de l'argile, trois domaines généralisés ont été établis dans le mort-terrain pour permettre l'analyse de la stabilité des pentes à l'intérieur du secteur de la fosse (figure 16.6 ci-dessus).

Des analyses de stabilité pour des charges sismiques et statiques ont été entreprises sur les sections transversales simplifiées à travers les domaines du mort-terrain, dans le but de déterminer les valeurs typiques selon la stratigraphie des sols. Ces travaux ont donné des résultats qui variaient selon la stratigraphie, la résistance sans consolidation des matériaux à grain fin (c'est-à-dire l'argile et/ou le silt) et les contraintes effectives pour les matériaux grossiers (c'est-à-dire le sable et le gravier). Basé sur ces résultats, le tableau 16-4 présente l'aménagement des pentes de la fosse dans le mort-terrain :

Tableau 16-4 : Recommandations relatives à l'aménagement des pentes dans le sol pour la fosse

Domaine	Pente avec argile	Autres stratigraphies (silt sablonneux, sable et gravier)
Domaine 1 Couches épaisses d'argile ($C_u < 10$ kPa)	Enlèvement complet de la couche d'argile ou 8H : 1V	2,5H : 1V
Domaine 2 Couches moyennement épaisses d'argile (10 kPa < $C_u < 25$ kPa)	5H : 1V	2,5H : 1V
Domaine 3 Sable et silt principalement ($C_u > 25$ kPa)	4H : 1V	2,5H : 1V

Ces angles de pente recommandés ont été utilisés comme base pour l'aménagement des pentes considérées dans le plan d'exploitation de l'étude de faisabilité.

16.3 Plan d'exploitation de la fosse

16.3.1 Introduction

La fosse Dumont qui mesure approximativement 4,9 km selon sa direction et 1,4 km à son point le plus large atteint une profondeur maximum de 560 m. Au total, 2 514 Mt de matériel seront excavées, au moyen d'équipement minier de surface de grande dimension qui fonctionnera à plein rendement. Une grande partie de la conception de l'exploitation repose sur des pratiques actuellement utilisées dans les importantes fosses à ciel ouvert exploitant du charbon, du fer ou du cuivre. La faible teneur du minerai suppose que les activités d'exploitation doivent être très productives et des plus efficaces.

Comme décrit à la section 16.2.4 ci-dessus, le gisement est recouvert d'une épaisseur variable de mort-terrain. Le mort-terrain, qui représente 7 % au total du matériel excavé, est constitué de différents types de sol. Le mort-terrain sera enlevé avant les activités d'exploitation du minerai et déposé dans différents secteurs en fonction des paramètres géotechniques des différents types de sol. La roche stérile, qui constitue 46 % au total du matériel excavé, sera principalement entreposée dans une unique et vaste halde, une partie de la roche stérile étant utilisée pour la construction de diverses infrastructures, incluant des routes et les digues du parc à résidus. Le minerai, qui constitue 47 % au total du tonnage excavé, servira à alimenter l'usine de traitement, soit directement sous forme de minerai tout-venant (« ROM ore ») ou après avoir été entreposé temporairement dans une halde de minerai à basse teneur. Les résidus de traitement du minerai seront déposés dans le parc à résidus lorsque la fosse est en exploitation, puis dans la fosse épuisée, soit des années plus tard, lorsque le concentrateur sera entièrement alimenté exclusivement à partir des haldes de minerai.

La mine disposera de systèmes d'évacuation d'eau et de système d'alimentation électrique pour l'équipement minier électrique. Les opérations des unités consisteront en du forage, du dynamitage, du chargement et du halage. Les critères clés utilisés lors l'aménagement de la fosse traduisent la dimension de l'équipement qui sera utilisé et comprend :

- hauteur des bancs de 15 m;
- inclinaison de la rampe de 10 %;
- les phases d'expansion seront aménagées en utilisant une largeur d'exploitation minimum ciblée de 100 m, le minimum absolu dans les secteurs isolés étant de 60 m;
- tous les murs finaux seront prédécoupés.

Le plan de la fosse et de l'exploitation a été développé selon les pratiques standards de planification de l'exploitation en suivant les étapes de :

- optimisation selon l'algorithme LG;
- choix de la coquille et échéancier initial;
- conception des phases de la fosse;
- élaboration des échéanciers finaux de l'exploitation.

Ces étapes sont décrites dans les sections qui suivent.

16.3.2 Optimisation selon l'algorithme LG

L'optimisation selon l'algorithme LG a été décrit précédemment en détail à la section 15.2.4. Les paragraphes suivants présentent un résumé de ces travaux.

L'optimisation selon l'algorithme LG a été initiée en calculant la valeur nette de chaque bloc dans le modèle en soustrayant les coûts estimés pour l'extraction minière, le traitement du minerai et l'administration du NSR pour chaque bloc. Les coûts estimés sont basés sur la structure de coût prévue au taux de production maximum de l'usine de traitement de 105 kt/j.

Des angles de pente ont été assignés aux différents secteurs, selon les recommandations de la section 16.2 ainsi que selon la géométrie de la rampe de la récente étude de préfaisabilité révisée (ÉPR) et des rampes de 35 m qui seront utilisées pour les camions de halage de 230 t. Les angles de pente varient de 42° à 50°.

L'algorithme LG a ensuite sélectionné un « cône » de minerai et associé un décapage de stérile de façon à maximiser la VAN. En variant le prix du métal, il a été possible de générer des cônes imbriqués de valeur croissante, qui peuvent être utilisés pour identifier la séquence de développement optimale. Des coquilles imbriquées ont été générées pour chaque augmentation de 1 % subséquente dans le prix du Ni, puis ces coquilles ont été recombinaées en 10 scénarios potentielles de développement de l'exploitation.

Les scénarios ont été évalués au moyen d'un modèle techno-économique (chiffrier). Ce modèle démontre que la VAN augmente assez rapidement jusqu'au scénario 6, lequel comprend 1 175 Mt de minerai de plus, ou 10 %, que la conception de l'étude de préfaisabilité révisée (ÉPR). Au-delà du scénario 6, l'augmentation de la VAN devient modérée, mais se poursuit jusqu'à l'étape 8 (13 % de minerai de plus qu'à l'étape 6), puis décroît modérément jusqu'à la phase 10 (27 % de minerai de plus qu'à l'étape 6). Il est à noter que la VAN de l'étape 10 demeure plus élevée que celle de l'étape 6. L'impact du taux d'actualisation devrait aussi être remarqué – la coquille de la VAN traduit en partie l'impact d'un taux d'actualisation de 8 % qui a été appliqué à une durée de vie plus longue qui résulterait d'être à l'ajout de phases tardives.

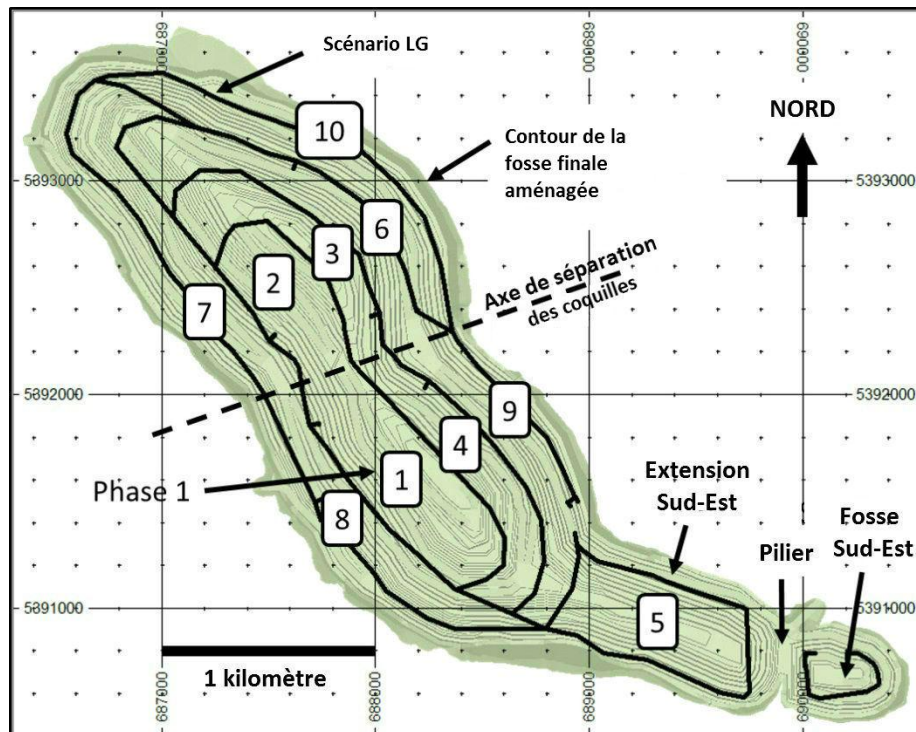
L'aménagement de la fosse finale est basé sur le scénario 6 (voir la figure 15.2 pour les détails).

16.3.3 Choix de la coquille et échéancier initial

La séquence d'exploitation minière a été élaborée en fonction de la première itération des coquilles imbriquées LG comme discuté à la section 15.2.4. Cinq coquilles imbriquées intermédiaires espacées selon la largeur d'exploitation minimum ciblée de 100 m de même que la coquille finale de la fosse ont été choisies pour la conception des phases. Par la suite, tous les coquilles ont été recoupées en un point milieu approximatif le long de l'axe long de la fosse afin que le tonnage des phases d'expansion et les coefficients de recouvrement instantanés associés puissent être minimisés. Le fractionnement de la coquille augmente le nombre de phases LG à 11 (incluant 10 phases dans la fosse principale et la fosse sud-est comme une phase distincte). La séquence optimale de leurs exploitations a été déterminée par itération, basée sur la valeur actuelle nette après impôts. Des 15 différentes permutations vérifiées, il a été déterminé que la séquence optimale est la séquence présentée à la figure 16.7 (séquence « O »).

Cette séquence optimale ne considère pas uniquement l'aspect économique des revenus du minerai, des haldes et de l'excavation du stérile, mais elle considère aussi les coûts de halage. À cet effet, un système conceptuel de rampe a été développé pour toutes les phases.

Figure 16.7 : Séquence générale d'exploitation des phases LG



Source : RNC.

16.3.4 Conception des phases de la fosse

L'aménagement des phases ont été réalisés pour chaque coquille de phases LG. Toutes les phases internes (1 à 8) ont été conçues avec un banc simple alors qu'un banc double est employé lorsque possible dans la fosse finale. L'aménagement des pentes des parois est basé sur les critères géotechniques de chaque secteur. Les lignes directrices présentées au tableau 16-2 ont été simplifiées en utilisant un angle de taille du banc constant de 70° systématiquement et une largeur de berme sécuritaire variable, laquelle était utilisée pour obtenir l'angle de pente inter-rampe spécifique. Tous les modèles possèdent des lignes pour les rampes, les crêtes et les pieds de talus en 3D afin d'obtenir une forme modélisée nette et précise pour chaque phase de la fosse. Ces formes 3D ont été recoupées avec la topographie en surface et celle des affleurements masqués pour obtenir des modèles précis de la fosse et, de ce fait, des volumes pour l'estimation de la production et la réalisation de l'échéancier final.

La conception des phases comprend aussi des rampes de 35 m de largeur, ce qui est suffisant pour les camions de halage de 230 t qu'il est prévu d'utiliser. L'aménagement global de la rampe respecte la rampe conçue précédemment lors de l'ÉPR. Quelques modifications y ont été apportées afin de s'assurer que les sorties de la fosse sont alignées avec les chemins d'accès au broyeur et aux haldes et que les intersections à quatre voies (« en papillon ») sont situées de manière à permettre l'accès lors des phases subséquentes.

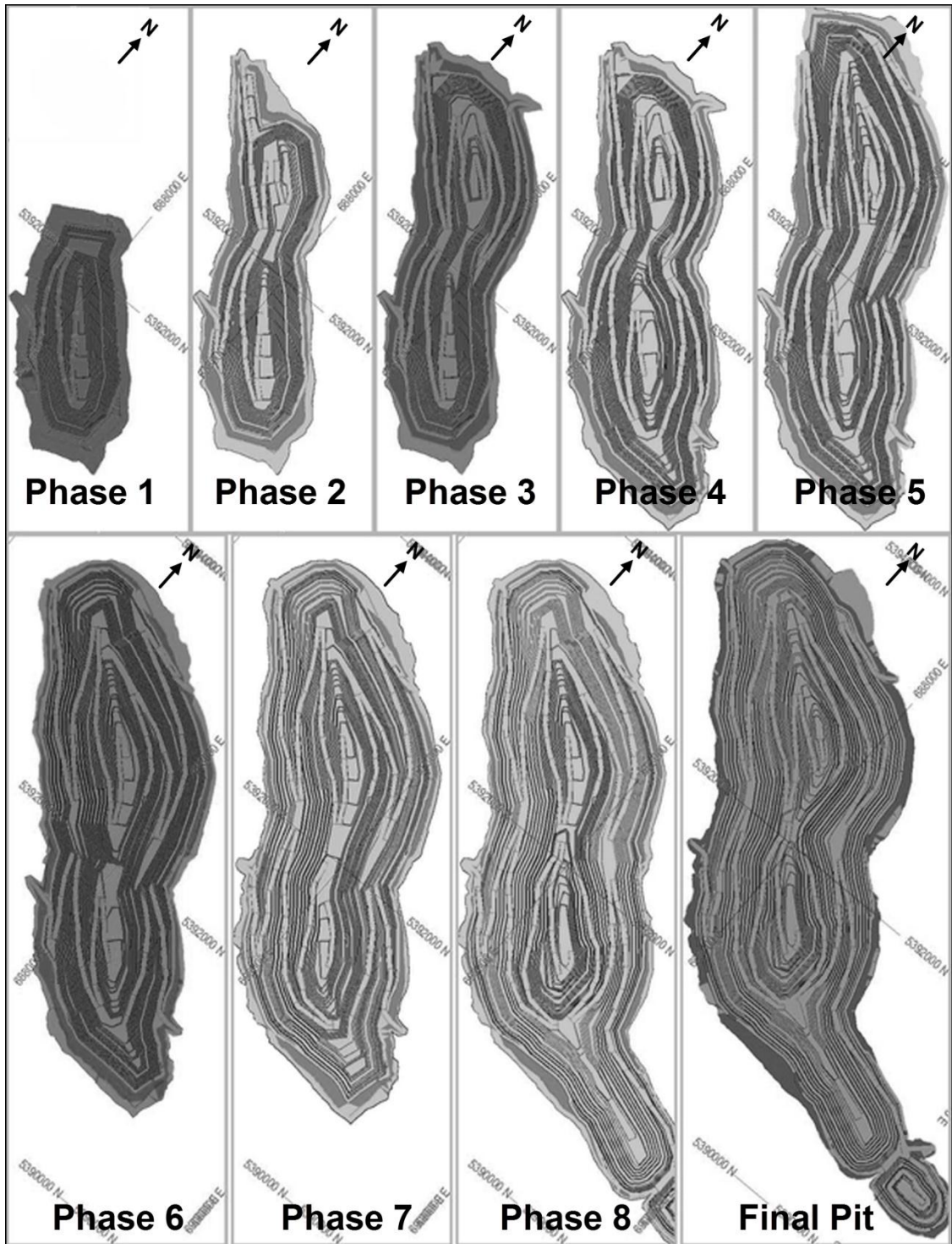
L'ajout de considérations pratiques comme les rampes et les crêtes/pied de talus des parois se traduit par quelques différences entre l'aménagement des phases et les phases de conception LG.

Ces différences ont été minimisées avec la conception technique de la fosse dans son intégralité, ce qui représente une amélioration sur le ratio de décapage global avec des pertes minimums de minerai comme suit :

- l'aménagement de la fosse finale avant dilution comprend 99 % du nickel de la conception LG (6 964 Mlb vs 7 024 Mlb) dans 100 % du minerai (1 178 Mt vs 1 175 Mt);
- La fosse finale contient 11 % de moins de roches stériles (1 337 Mt vs 1 502 Mt);
- le ratio de décapage de la fosse finale est aussi inférieur de 12 % (1.13 vs 1.28).

La séquence de phases respecte aussi la séquence LG optimale (séquence « O » présentée précédemment à la figure 16.7). La seule différence tangible est que la phase 5 LG est différée jusqu'à la phase 8 de la fosse principale, comme le montre la figure 16.8. Toutefois, comme il sera montré de la figure 16.9 à la figure 16.29, une grande partie de la phase 8 est accélérée, avec les plans annuels finaux qui sont très proches de la séquence optimale LG. La figure 16.8 montre les par phase aménagées et la fosse finale. Toutes les fosses sont à la même échelle.

Figure 16.8 : Séquence des phases pour les modèles de fosse aménagée



Source : RNC

16.3.5 Plans annuels et échancier d'exploitation

La conception des phases a été utilisée par la suite comme base pour les plans annuels qui sont présentés dans les pages suivantes, soit les figures 16.9 à 16.29. Les « coupes » annuelles ont été développées à partir de la séquence initiale LG décrite ci-dessus. Chaque phase était épuisée en séquence en respectant les lignes directrices suivantes :

- L'alimentation de l'usine suit de près l'échéancier LG;
- La production de l'exploitation suit de près l'échéancier LG, mais a été dans certains cas lissée pour optimiser l'utilisation de la flotte de la mine;
- L'approfondissement de la fosse est maintenu à un maximum de 10 bancs par année (moins de préférence).

Comme établi à la section précédente, les plans annuels démontrent une production accélérée dans une partie de l'extension sud-est (ESE; « Southeast Extension ») afin de suivre de plus près la séquence des phases LG. Les bancs supérieurs de l'ESE sont excavés tôt lors de la préproduction afin d'obtenir de la roche pour la construction et de générer à court terme du minerai avec un faible ratio de recouvrement, puisque l'épaisseur de mort-terrain dans ce secteur est restreinte. Cette zone sera aussi l'objet d'excavation subséquente au cours de la première moitié de l'exploitation pour respecter l'échéancier le long des lignes de l'optimisation LG, tout en permettant une flexibilité des opérations avec des faces de chargement supplémentaires pour faciliter l'atteinte des tonnages de production planifiés.

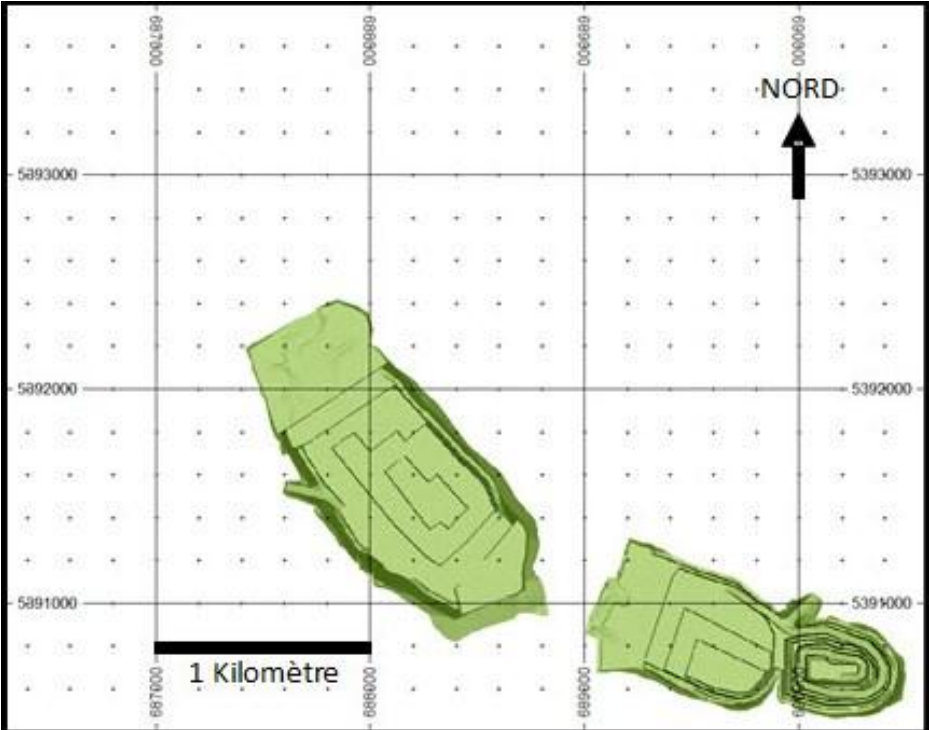
Une année typique a deux phases en production. Le maximum est de trois et peut se produire régulièrement au cours de l'exploitation.

Figure 16.9 : Développement de la mine - Fin du prédécapage



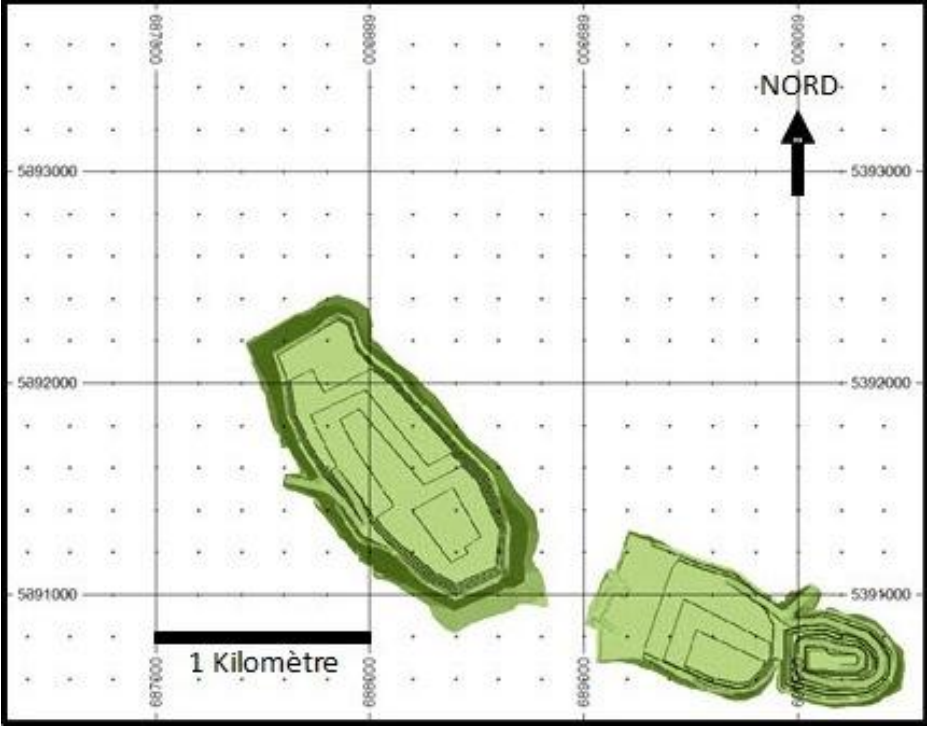
Source : RNC.

Figure 16.10 : Développement de la mine - Fin de l'an 1



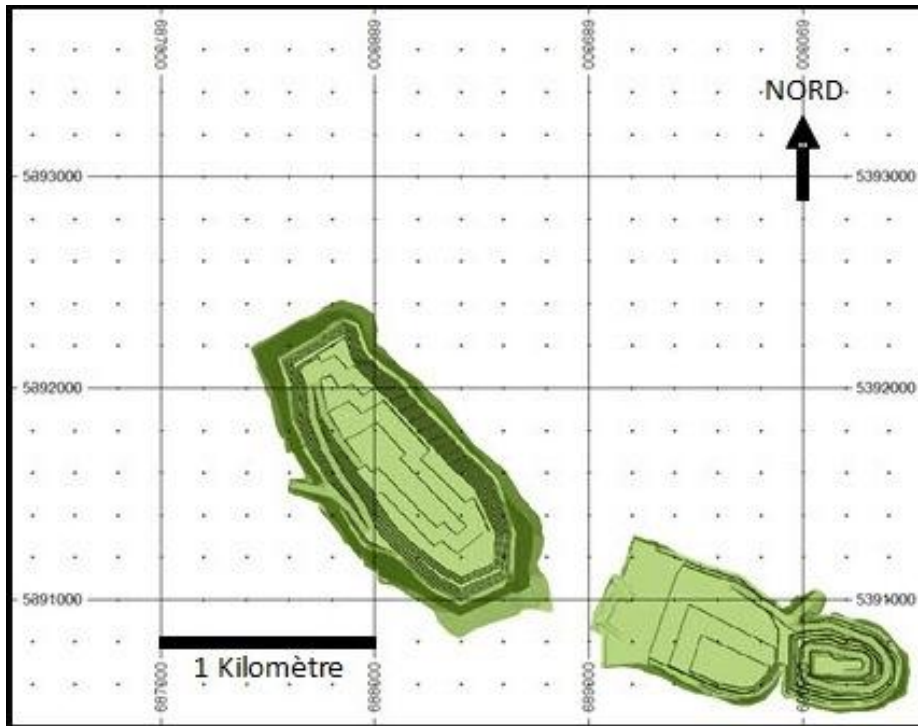
Source : RNC.

Figure 16.11 : Développement de la mine - Fin de l'an 2



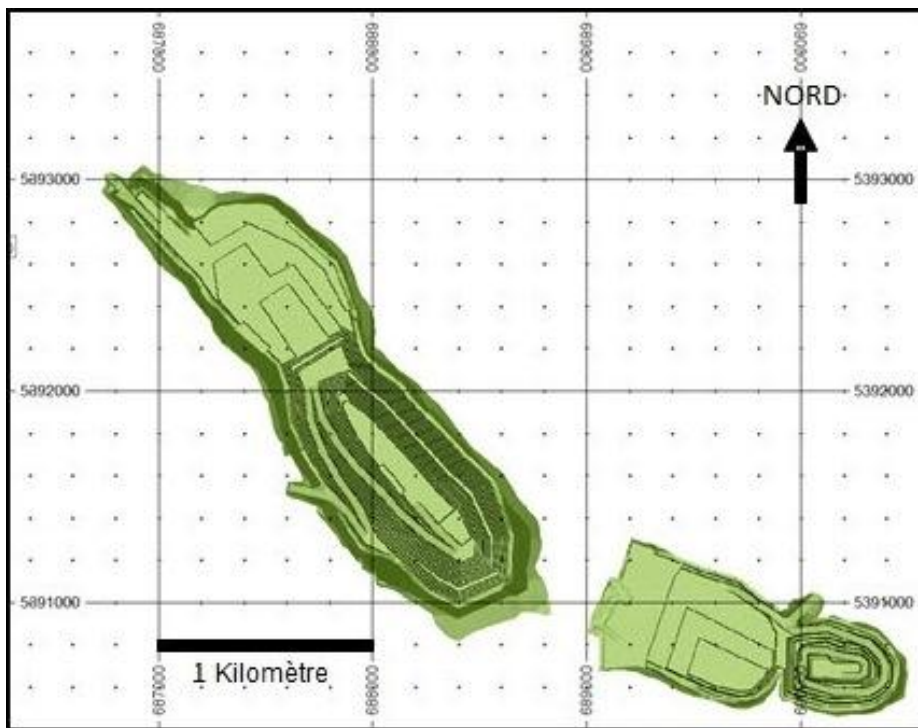
Source : RNC.

Figure 16.12 : Développement de la mine - Fin de l'an 3



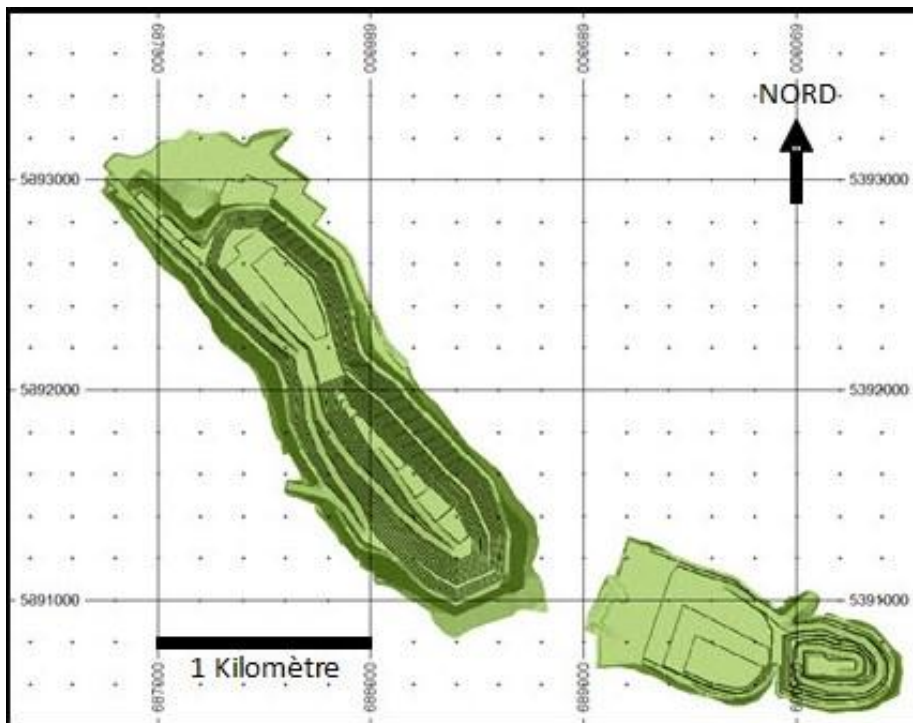
Source : RNC.

Figure 16.13 : Développement de la mine - Fin de l'an 4



Source : RNC.

Figure 16.14 : Développement de la mine - Fin de l'an 5



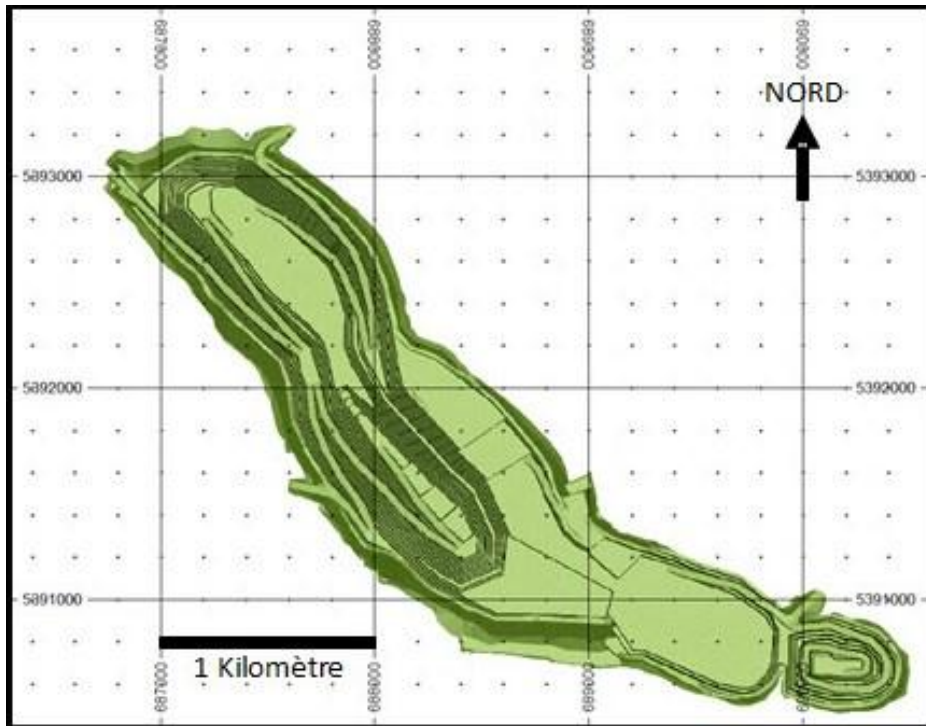
Source : RNC.

Figure 16.15 : Développement de la mine - Fin de l'an 6



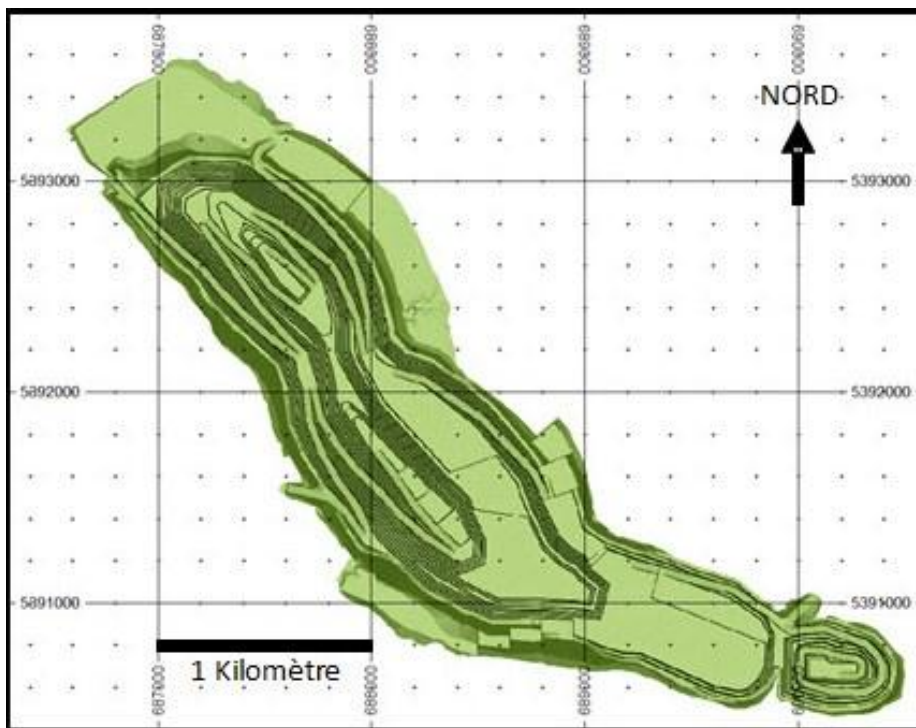
Source : RNC.

Figure 16.16 : Développement de la mine - Fin de l'an 7



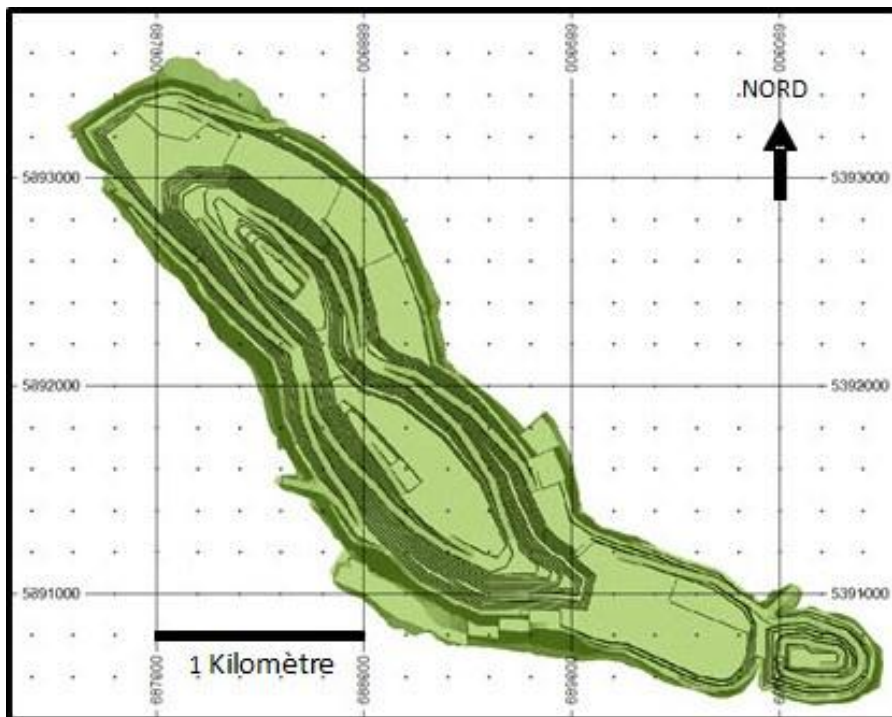
Source : RNC.

Figure 16.17 : Développement de la mine - Fin de l'an 8



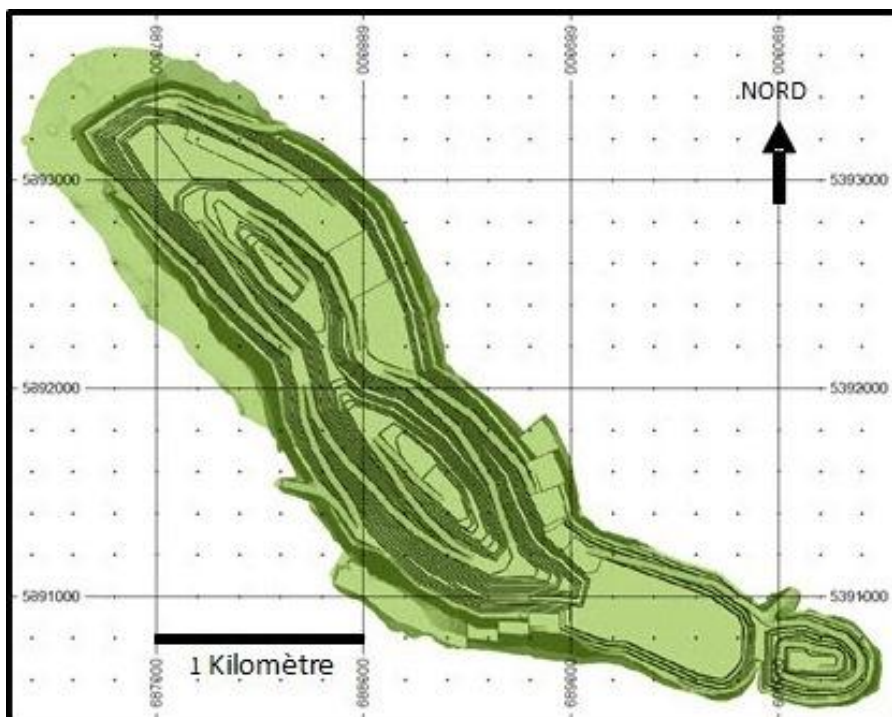
Source : RNC.

Figure 16.18 : Développement de la mine - Fin de l'an 9



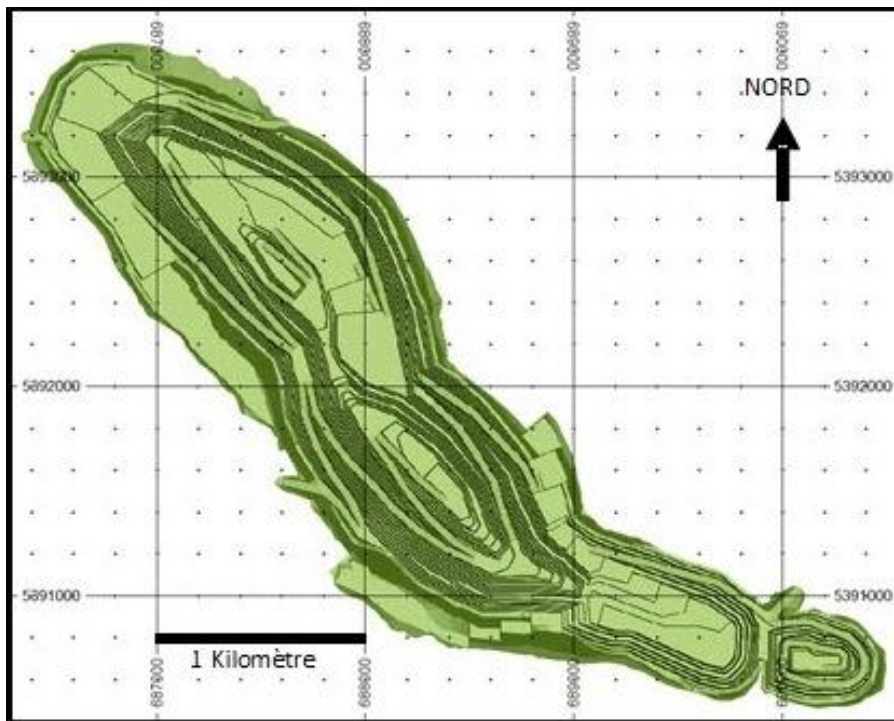
Source : RNC.

Figure 16.19 : Développement de la mine - Fin de l'an 10



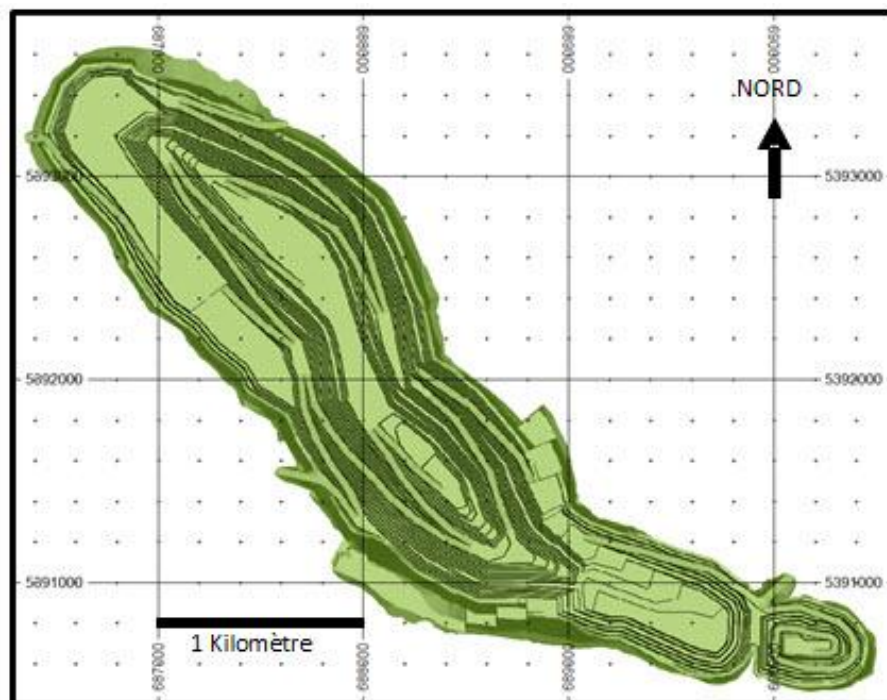
Source : RNC.

Figure 16.20 : Développement de la mine - Fin de l'an 11



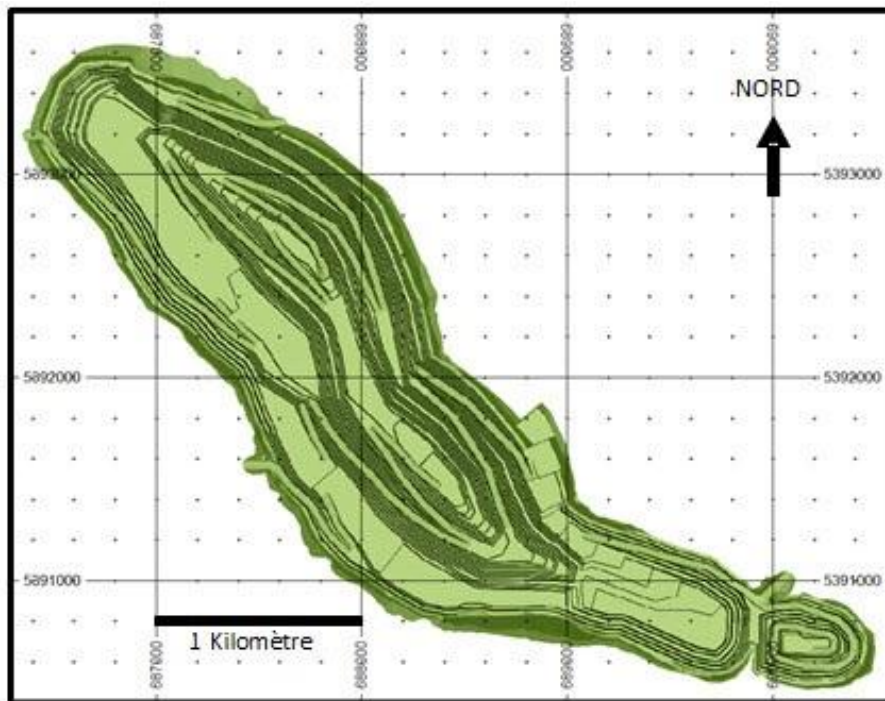
Source : RNC.

Figure 16.21 : Développement de la mine - Fin de l'an 12



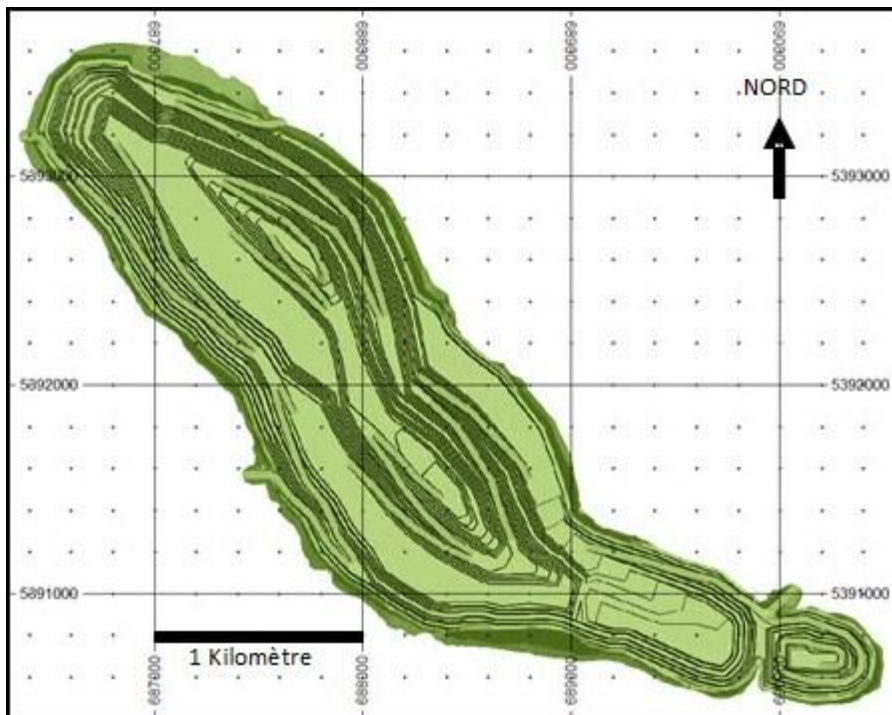
Source : RNC.

Figure 16.22 : Développement de la mine - Fin de l'an 13



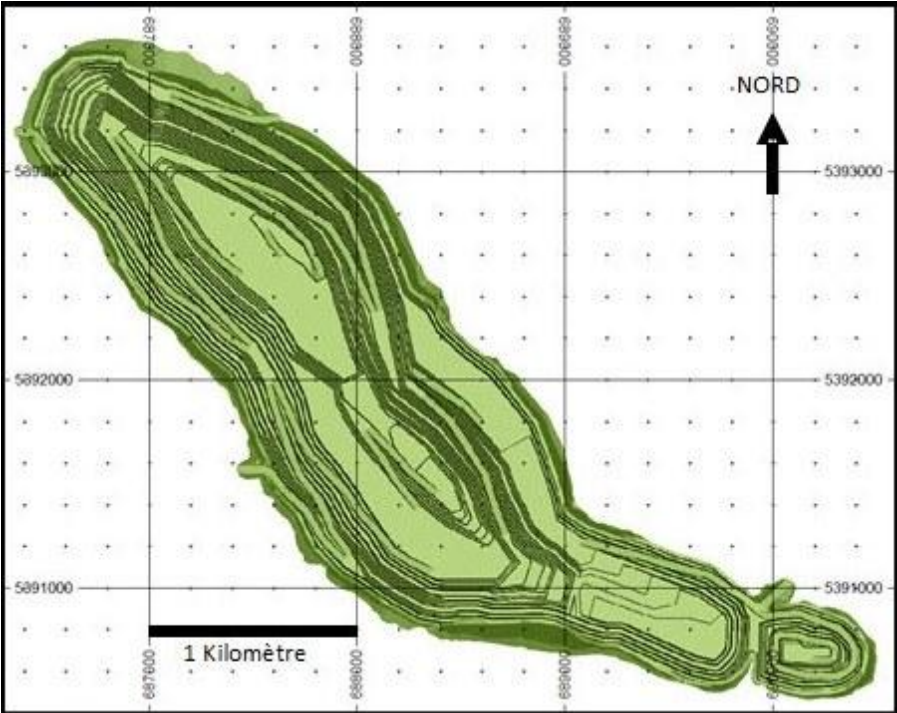
Source : RNC.

Figure 16.23 : Développement de la mine - Fin de l'an 14



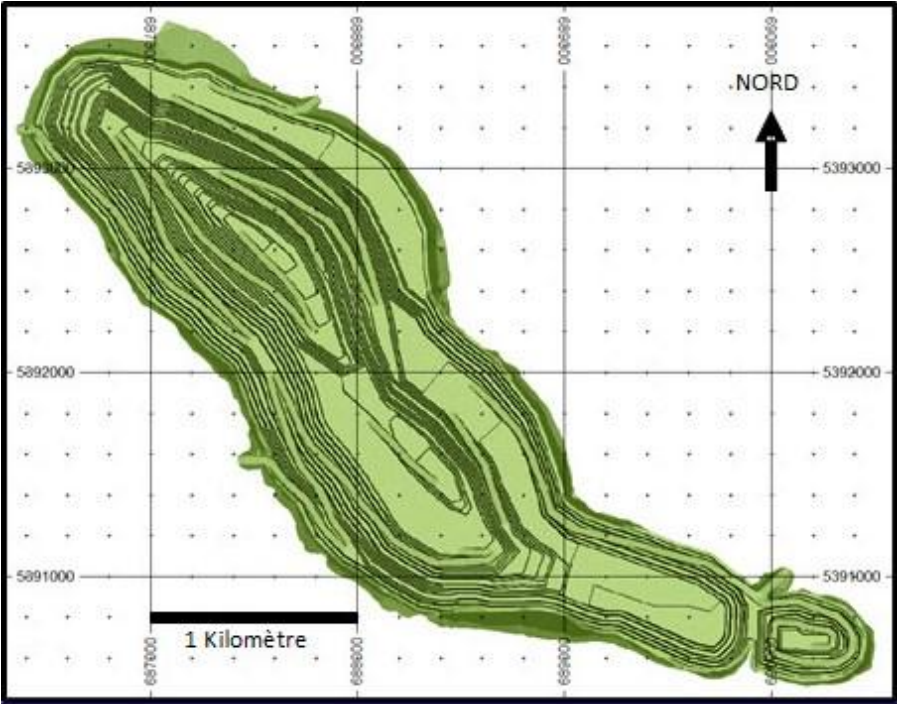
Source : RNC.

Figure 16.24 : Développement de la mine - Fin de l'an 15



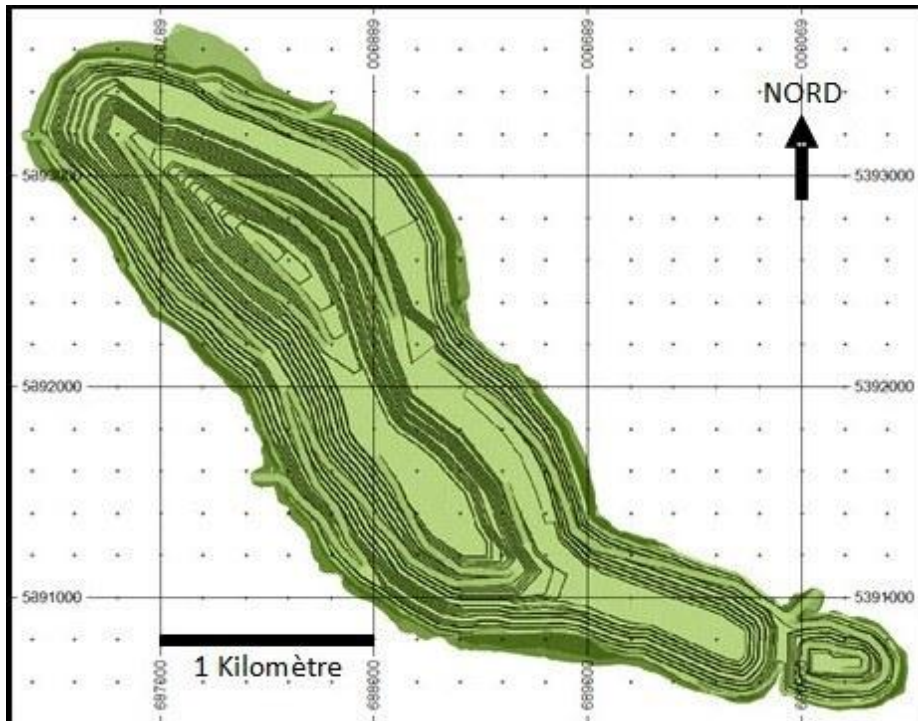
Source : RNC.

Figure 16.25 : Développement de la mine - Fin de l'an 16



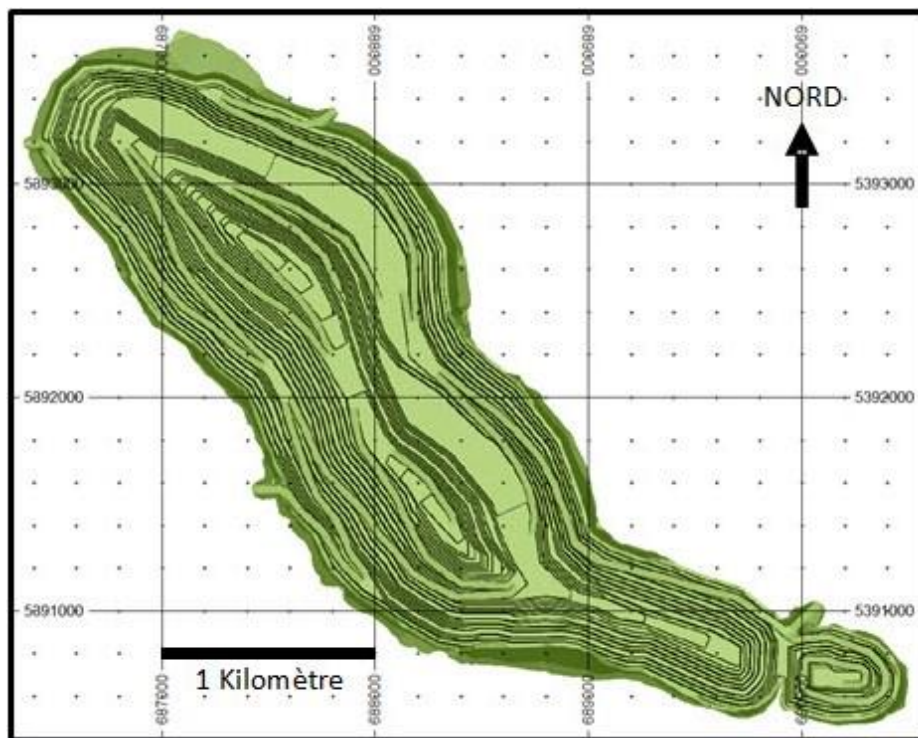
Source : RNC.

Figure 16.26 : Développement de la mine - Fin de l'an 17



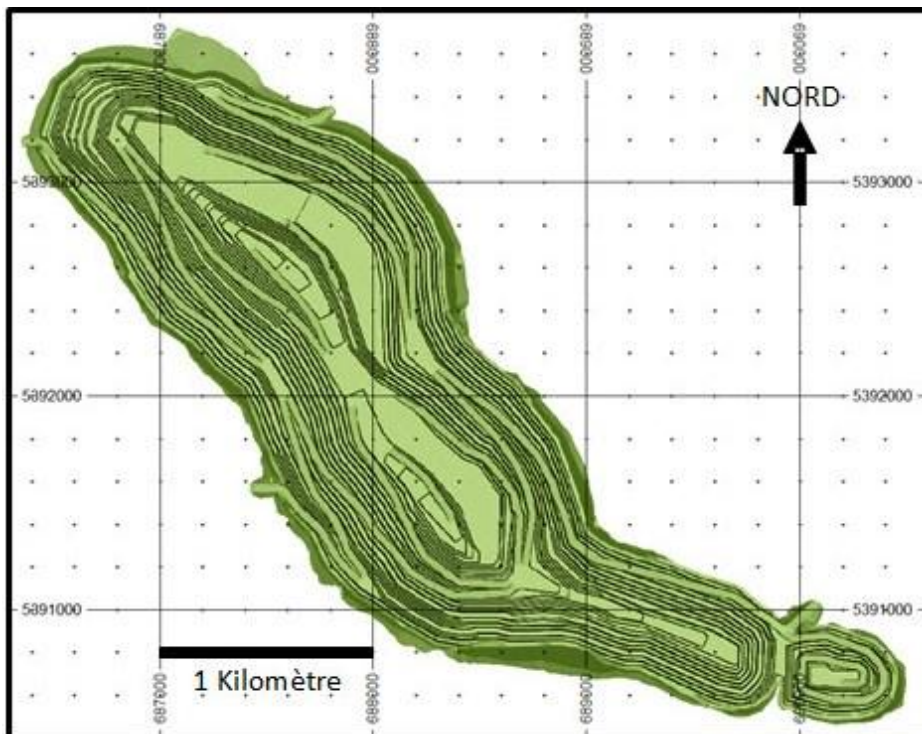
Source : RNC.

Figure 16.27 : Développement de la mine - Fin de l'an 18



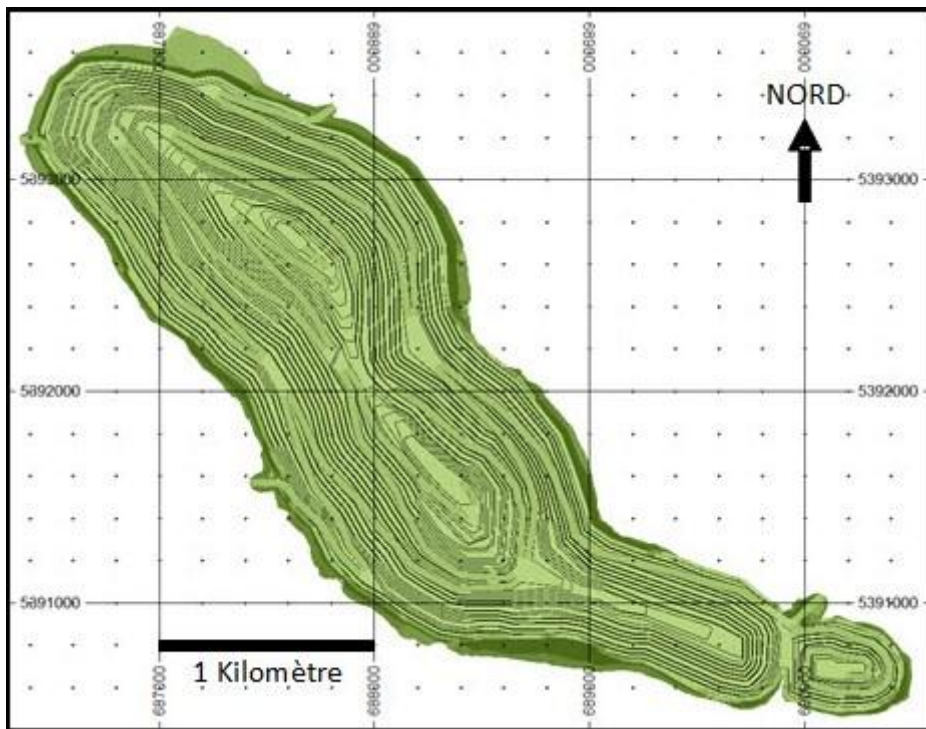
Source : RNC.

Figure 16.28 : Développement de la mine - Fin de l'an 19



Source : RNC.

Figure 16.29 : Développement de la mine - Fin de l'an 20 (fin de l'exploitation minière)



Source : RNC.

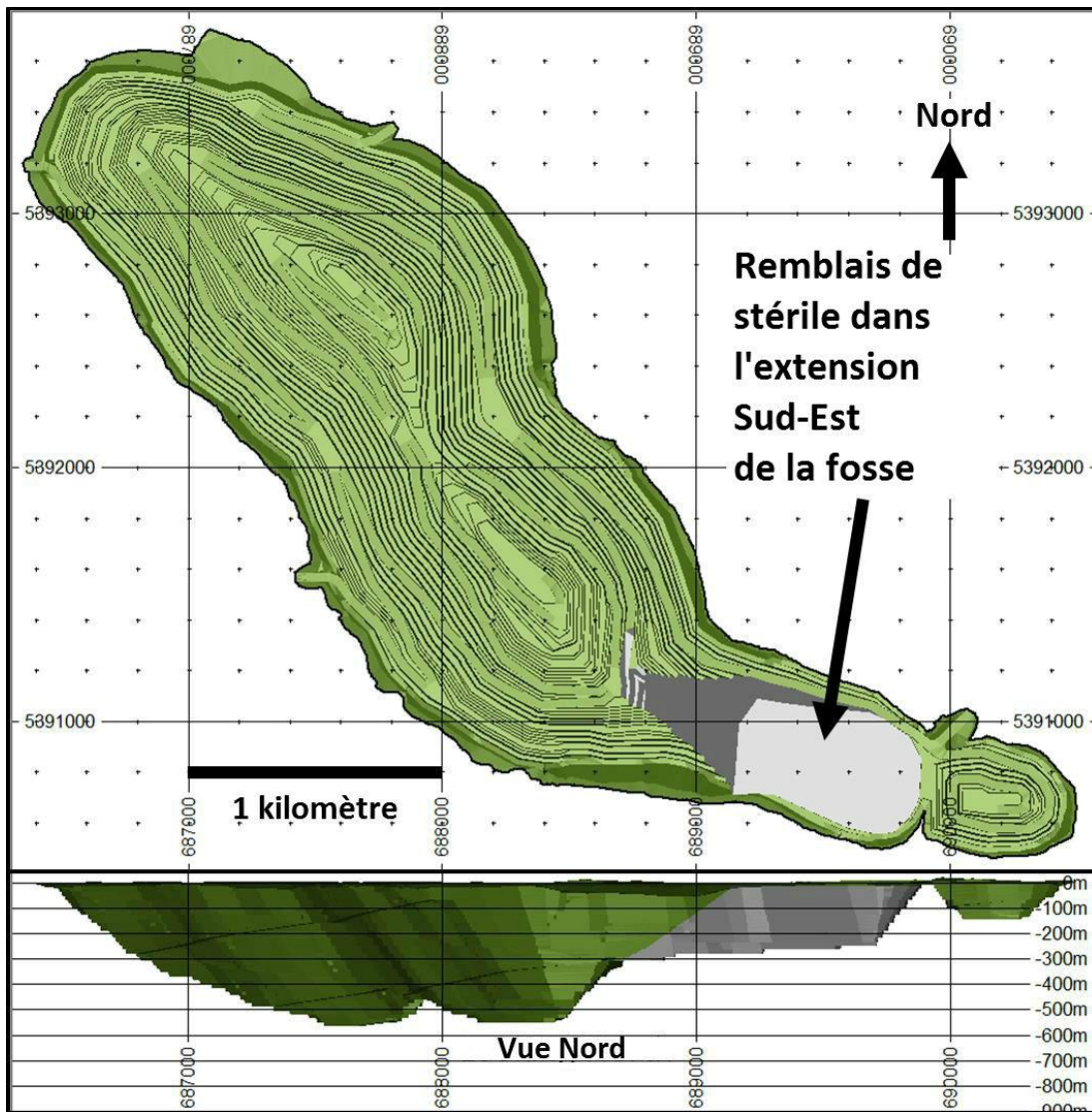
Voici un résumé de haut niveau de la séquence d'exploitation :

- L'exploitation minière débute dans la fosse sud-est, qui correspond à l'extrémité sud-est du gisement et qui est séparée de la fosse principale par un pilier. L'objectif premier du plan de prédécapage est d'excaver la totalité des 37 Mt (constitués à 95 % de minerai ou de roches stériles, le 5 % restant étant le mort-terrain) contenues dans la fosse sud-est avant le démarrage de l'usine de traitement, afin d'obtenir un réservoir d'eau d'une capacité de 10 Mm³ et les besoins en enrochement nécessaires à la construction. Ceci sera réalisé en utilisant les deux excavatrices de production dès le début.
- Lorsque l'exploitation minière de la fosse sud-est est presque terminée, une excavatrice sera relocalisée à l'ESE et ciblera principalement la roche stérile qui sera utilisée en construction. Cette unité fonctionnera dans l'ESE jusqu'à la fin de la 1^{re} année de production de l'usine.
- Dès que la fosse sud-est est terminée, la seconde excavatrice sera relocalisée dans la phase 1 de la fosse principale, dans laquelle un entrepreneur aura procédé au retrait de l'argile, et ce, pendant que la fosse sud-est était exploitée.
- À la fin de la 1^{re} année (de production à l'usine), les deux excavatrices seront en activité dans la phase 1, auxquelles s'ajoutera la première pelle à câbles. Une deuxième pelle à câbles sera ajoutée une année plus tard. Le taux de production journalier moyen de cette flotte sera d'environ 200 kt/j. Ce taux de production sera maintenu jusqu'à la fin de l'année 6.
- À l'année 7, une troisième pelle à câbles est ajoutée, suivie par une quatrième à l'année 10. Avec l'accroissement de la flotte, la production journalière augmente à environ 375 kt/j en moyenne. Les excavatrices seront principalement destinées au chargement du sable et du gravier ainsi qu'à l'approfondissement de la fosse et les pelles à câbles qui sont plus économiques seront destinées à l'exploitation en vrac de la roche. L'argile sera extraite au moyen d'équipement de moindre taille.
- L'exploitation de l'ESE se fait par intermittence des années 6 à 17. Avec la fin de l'exploitation au cours de l'année 18, les roches stériles provenant des dernières phases d'exploitation au nord seront utilisées pour remplir le vide (figure 16.30). Le tonnage planifié de roches stériles qui sera déversé dans l'ESE est de 114 Mt, comparativement à 189 Mt de roche stériles qui seront exploitées après que la disponibilité de cette halde permette le remplissage.

La figure 16.31 présente un résumé des tonnages exploités annuellement.

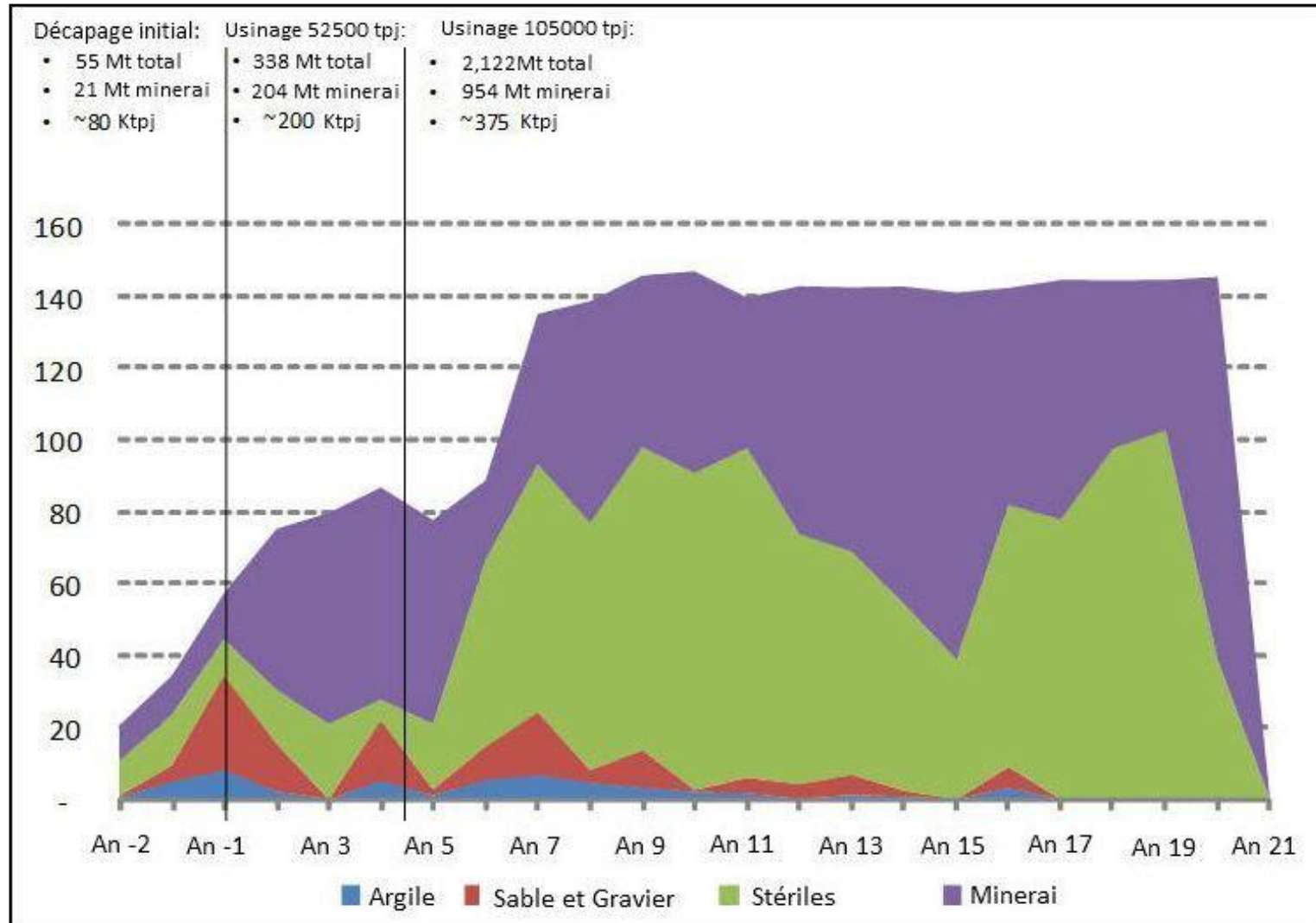
En plus du remaniement du minerai à basse teneur entreposé dans des haldes en surface, une partie du mort-terrain (incluant de l'argile, du sable et du gravier) sera remanié au cours de la construction du parc à résidus. Les détails de la cédule de production, incluant l'exploitation minière de la fosse et le remaniement du minerai à basse teneur et du mort-terrain pour la construction, sont fournis au tableau 16-5. Pour simplifier la présentation, le tableau 16-5 comprend aussi un résumé de la production métallurgique.

Figure 16.30 : Développement de la mine à la fin de vie de l'exploitation montrant la halde de roches stériles dans l'ESE



Source : RNC.

Figure 16.31 : Cédule sommaire de production minière



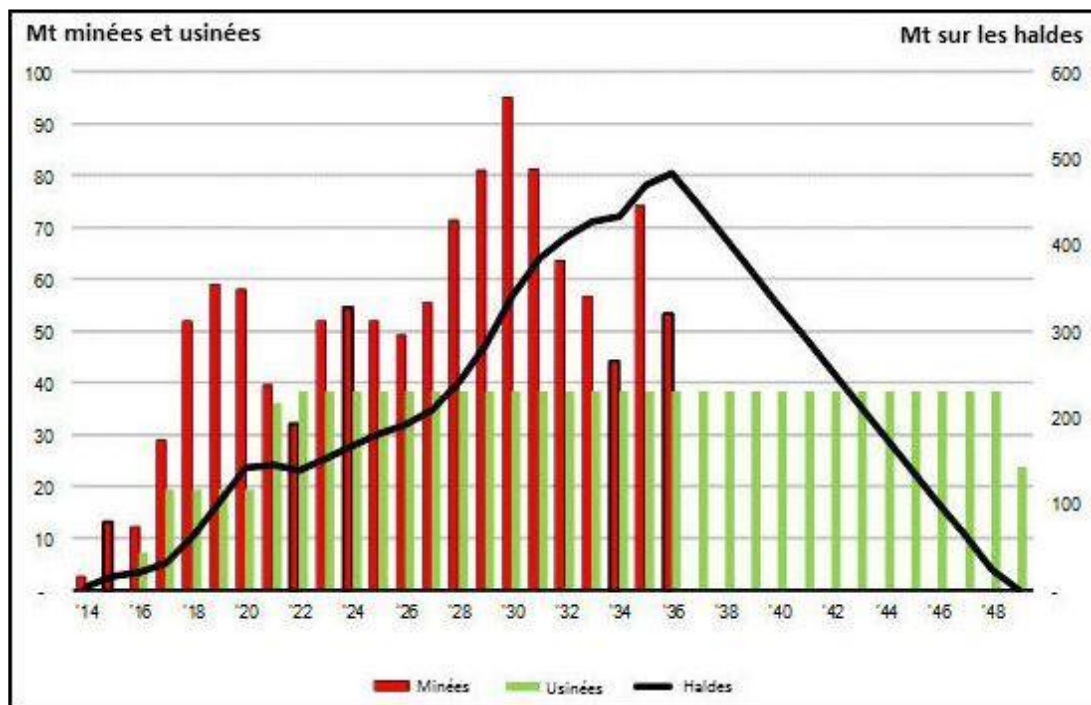
Source : RNC.

16.3.6 Haldes de minerai à basse teneur

Une des composantes clés du plan d'exploitation est l'exploitation accélérée du minerai dans la fosse, le minerai à valeur élevée alimentant directement l'usine et le matériel de moindre valeur étant temporairement entreposé. Au cours de la durée de vie de la fosse, 606 Mt au total seront chargés puis transportés aux haldes de minerai à basse teneur. Le concept de s'assurer que l'usine est alimentée avec le minerai à valeur élevée disponible résulte en 103 Mt de minerai à basse teneur qui seront récupérées alors que la fosse est toujours en activité au moyen de chargeuse frontale (au cours de la première année d'exploitation) ou d'une excavatrice de production (années 2 à 20). Le reste des 503 Mt sera récupéré après la fermeture de la fosse, au moyen de pelles à câbles. La récupération du minerai à basse teneur prolonge la durée de vie du projet jusqu'en 2049, pour un total de 33 ans de production à l'usine (voir Figure 16.32).

La stratégie qui vise à accélérer l'exploitation minière présente un autre avantage, soit celui de créer un vide (c'est-à-dire la fosse), qui pourra ainsi accommoder environ 498 Mt ou 44 % des résidus produits, réduisant ainsi l'empreinte des opérations en surface.

Figure 16.32 : Production de l'usine et halde de minerai à basse teneur



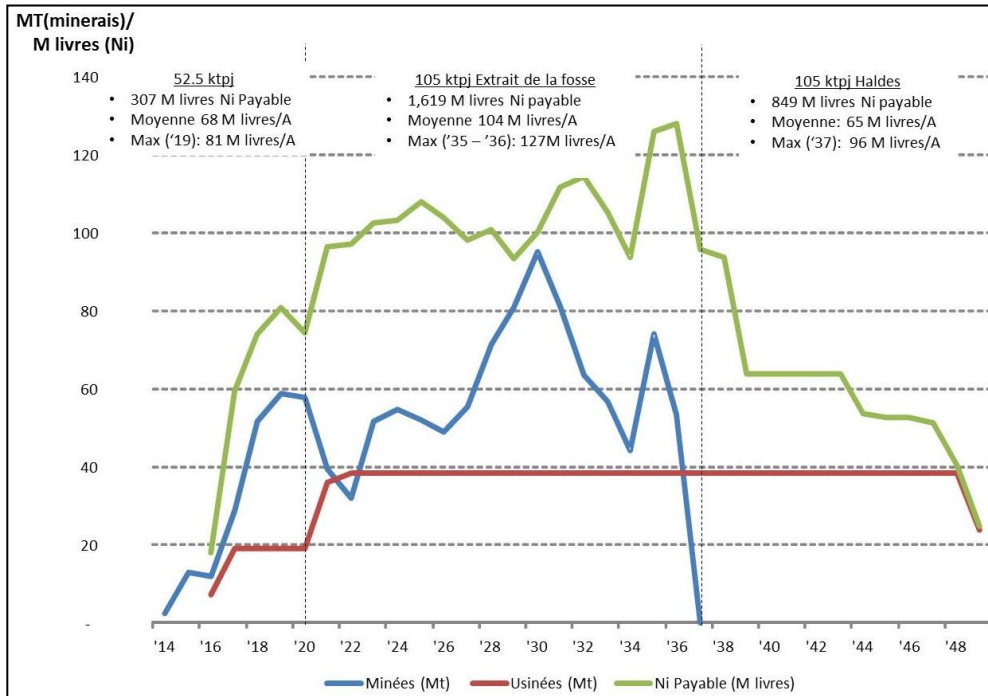
Source : RNC.

La stratégie qui vise à entreposer le matériel de moindre valeur permet de maximiser la valeur du matériel usiné au cours des premières années de telle sorte que la production annuelle moyenne s'élève à 68 Mlbs de Ni payable au cours des premières 4,5 années de production (2016 à 2020), lorsque le taux d'alimentation du concentrateur est de 52,5 kt/j. La production maximum au cours de cette période est de 81 Mlbs en 2019.

Une fois le taux d'alimentation augmenté à 105 kt/j, la production augmente à une moyenne de 104 Mlbs de Ni payable (maximum de 127 Mlbs) pour la période 2021 à 2036, soit lorsque la fosse est active. Après l'épuisement de la fosse et le début du traitement des haldes de minerai

à basse teneur en juillet 2036, la production chute à une moyenne de 65 Mlbs de Ni payable, comme le montre la figure 16.33.

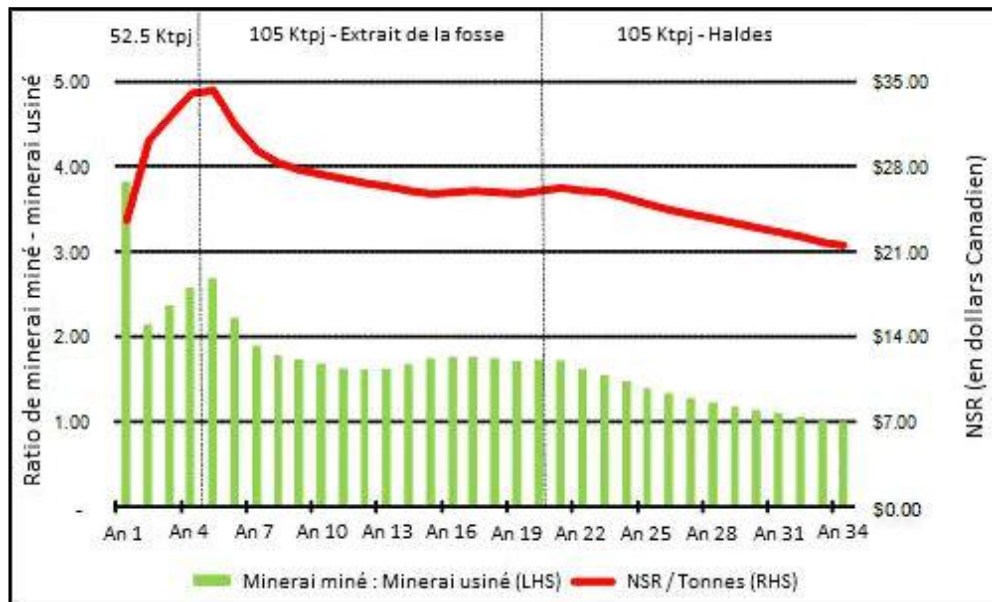
Figure 16.33 : Minerai exploité, minerai traité et production de Ni



Source : RNC.

La figure 16.34 illustre la valeur cumulative du NSR du minerai traité à l'usine en fonction de l'extraction accélérée du minerai de la fosse.

Figure 16.34 : Valeur cumulative du minerai traité vs sortie de minerai de la fosse exploitée



Source : RNC.

Du fait du matériel exploité à un faible ratio de décapage au cours des premières 4,5 années, soit lorsque le taux d'usinage est de 52,5 kt/j, le plan d'exploitation émet 2,3 tonnes de minerai pour chaque tonne usinée et la valeur du minerai traité atteint 35 \$/t jusqu'au moment où l'expansion est mise en service. À la suite de l'expansion et du déplacement vers des secteurs de la fosse où les ratios de décapage sont plus élevés, le ratio minerai exploité sur minerai traité chute à 1,70, avec une considérable chute de la valeur du minerai exploité à 26 \$/t. En excluant le matériel à valeur élevée exploité au cours des premières 4,5 années, le ratio minerai exploité sur minerai traité au cours des années de l'expansion est de 1.6 et la valeur du minerai traité de 25 \$/t.

La valeur du matériel déversé dans les halles de minerai à basse teneur variera de 27 \$/t jusqu'à la valeur de coupure de 7 \$/t, avec une valeur moyenne dans l'ensemble de 15 \$/t. Compte tenu de cette étendue des valeurs, le minerai à basse teneur sera localisé dans trois halles distinctes décrites ci-dessous :

- LGO3, une petite halde d'une capacité maximum de 12 Mt, est la plus proche du concasseur et se trouve à l'intérieur du tracé de la fosse finale. Elle servira à mettre de côté le matériel à haute teneur au cours des premières années d'exploitation et sera épuisée à la fin de l'année 6. Au total, 20 Mt à une valeur moyenne de 21 \$/t passeront par cette halde.
- LGO2, une halde plus importante (capacité maximum de 93 Mt), est aussi située à proximité du concasseur et est utilisée pour mettre de côté le matériel à valeur élevée. Environ 50 % des 176 Mt de minerai déchargées dans cette halde seront récupérés lorsque la fosse est toujours en activité. Le reste sera récupéré avant toute récupération de matériel dans LGO1. La quantité de matériel qui transitera par cette halde est de 176 Mt à une valeur moyenne de 20 \$/t.
- LGO1, avec une capacité de 410 Mt, est la plus grande des halles de minerai à basse teneur. Cette halde sera subdivisée en trois secteurs ou plus en fonction de la valeur du minerai. Le minerai à valeur élevée (198 Mt à une valeur moyenne de 14 \$/t) sera récupéré

en premier, suivi par le minerai à valeur intermédiaire (145 Mt à une valeur moyenne de 12 \$/t). Le matériel ayant la valeur la moins élevée (67 Mt à une valeur moyenne de 9 \$/t) sera traité en dernier.

Notez que la figure 16.36 illustre la localisation relative des diverses haldes de minerai et présente une section transversale typique.

L'aménagement et la capacité des haldes ont été basés sur les paramètres géotechniques et les exigences du plan d'exploitation. La manière dont les haldes seront exploitées, incluant la division de la halde de minerai basse teneur 1 (LGO1) en trois sous-secteurs et la séquence exacte de récupération, sera aussi régie par les paramètres opérationnels qui seront établis une fois que la production aura débuté.

16.3.7 Halles de stériles

Les 2 514 Mt excavées de la fosse comprennent 1 179 Mt de minerai ainsi que du matériel non-économiques qui est constitué de 50 Mt d'argile, de 126 Mt de mort-terrain (principalement du sable et du gravier) et de 1 159 Mt de roches stériles. En plus des 50 Mt d'argile excavées de la fosse, 13 Mt d'argile supplémentaires seront excavées de la tranchée principale sous le mur de la digue du parc à résidus, soit un total de 63 Mt. Comme discuté auparavant à la section 16.2.4, il existe deux types d'argile au projet Dumont. L'argile brune, qui s'étend habituellement jusqu'à une profondeur de 2 m, peut être utilisée pour la construction du noyau d'argile des digues du parc à résidus et pour la remise en état des haldes à la fin de vie de la fosse. De ce fait, l'argile brune ne sera pas entreposée dans les haldes de stériles. Le volume d'argile brune est estimé à 9 Mt au total, soit 5 Mt provenant de la fosse et 4 Mt des tranchées. Les 54 Mt restantes sont constituées d'argile grise (45 Mt dans la fosse et 9 Mt dans les tranchées). L'argile grise n'a aucun usage productif et sera placée dans des cellules construites à partir de sable et de gravier (mort-terrain), de roches stériles ou les deux. Les cellules mesureront 200 m sur 200 m (vue en plan) et seront érigées en quatre paliers de 5 m. Environ 75 % de ces cellules seront contenues dans l'empilement du mort-terrain 1 (OB1) qui est le plus grand des empilements et qui est localisé au centre de la fosse, du côté de l'éponte inférieure. Une seule cellule d'argile sera contenue dans l'empilement du mort-terrain 2 (OB2) qui est de moindre dimension et qui se trouve à l'extrémité sud-est de la propriété. Le reste sera localisé à l'intérieur de la principale halde de stériles (WR1), à l'extrémité sud-est de cette dernière.

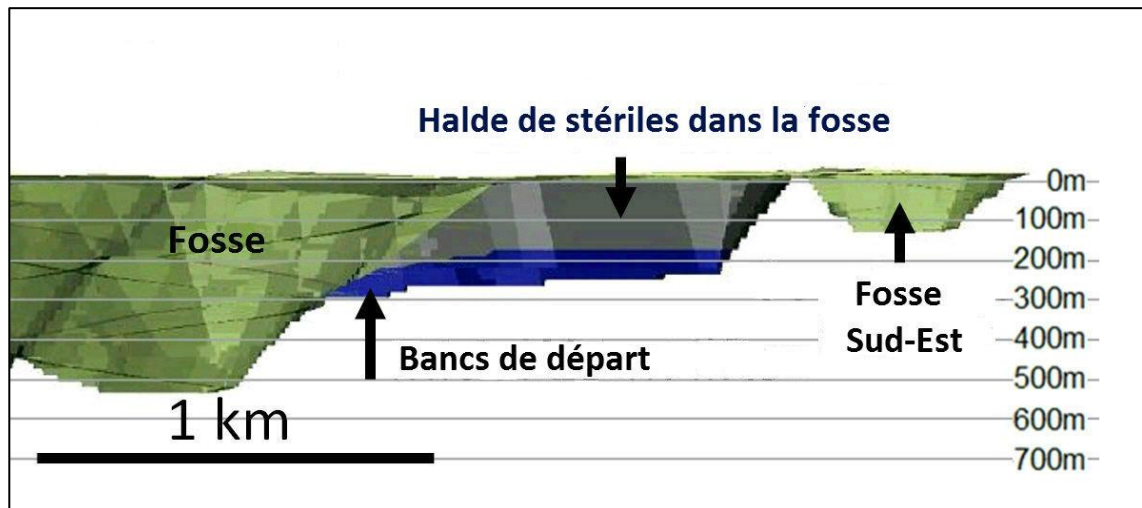
Environ 17 % du mort-terrain restant non constitué d'argile (incluant le sol organique, le till, le sable et le gravier) sera utilisé pour la construction des digues du parc à résidus ou la remise en état des haldes. Des 105 Mt restantes, approximativement 74 % iront dans OB1 (incluant le matériel utilisé pour la construction des cellules d'argile). Le reste (approximativement 26 Mt) sera déposé dans le empilement mort-terrain 2 (OB2), l'empilement de moindre dimension situé à la limite sud-est de la propriété. OB2 sera utilisée comme mesure d'atténuation du bruit de l'exploitation pour les communautés situées à l'est de la propriété. D'une hauteur d'environ 40 m, OB2 sera érigé en 6 paliers. Les 4 premiers paliers d'une hauteur de 5 m seront suivis par deux paliers de 10 m.

Environ 20 % des roches stériles seront utilisés pour la construction des digues du parc à résidus et des routes, incluant le concassé qui servira en tout temps à la couche de roulement des routes. Des 940 Mt de roches stériles restantes, approximativement 103 Mt seront déposées dans OB1, avec le sable, le gravier et l'argile. Le tonnage combiné d'argile, de sable, de gravier et de roche pour cet empilement est de 225 Mt. Il s'étend sur approximativement 3,4 km selon sa direction, avec une hauteur d'environ 40 m (comme OB2, il sera construit en 6 paliers de 5 m ou 10 m). Pour minimiser les distances de halage, OB1 sera accessible à partir de 4 rampes séparées. La rampe la plus au nord et la rampe la plus au sud seront alignées

avec les sorties de la fosse dans l'éponte supérieure nord (HW-N) et dans l'éponte inférieure sud (HW-S) respectivement, les deux autres étant espacés également entre ces deux rampes.

Un autre 10 % de roches stériles (114 Mt) sera placé à l'intérieur de la fosse, une fois l'exploitation de l'ESE terminée. Cette halde sera construite en deux phases. La phase initiale d'approximativement 12 Mt, contenues dans 8 paliers de 15 m chacun, sera établie dans une séquence ascendante (niveaux en bleu à la figure 16.35). Cette première phase agit à titre de bassin récepteur. Une fois la première phase terminée, le reste des 102 Mt seront déversées à partir du sommet (en gris à la figure 16.35) pour obtenir une pente globale de la face de 1.5 H :1V.

Figure 16.35 : Halde de stériles dans la fosse



Remarque : Vue vers le nord. Initialement, 8 paliers de 15 m indiqués en bleu à partir du fond de la fosse à une pente globale de 2.25 :1. Par la suite, les paliers sont déchargés à partir du sommet pour une pente globale de 1.5 :1.
Source : RNC.

La majeure partie des roches stériles sera entreposée dans WR1, qui se trouve entre OB1 et LGO1 (figure 16.36). Avec une masse volumétrique apparente lorsque compactée de $2,15 \text{ t/m}^3$, cette halde occupera 336 Mm^3 (la conception permet une capacité excédentaire de 5 %, ou de 353 Mm^3 au total). Elle sera construite en 11 paliers pour atteindre une hauteur approximative de 85 m. Étant donné que la halde sera construite au-dessus du mort-terrain, pour assurer la stabilité du premier palier, celui-ci sera seulement de 2 m et sera suivi de 4 paliers de 5 m chacun. De plus les pentes faisant face à la fosse seront relativement faibles à 6H :1V, comparativement à une pente de 3H :1V utilisée pour les parois ne faisant pas face à la fosse. Il peut s'avérer possible d'améliorer la conception (c.-à-d. de réduire les coûts d'exploitation associés), soit en accentuant les pentes de la halde, soit en déposant le matériel en considérant des hauteurs de palier plus élevés au début - d'autant plus que le taux initial de déposition sera modéré, avec la livraison de 228 Mt contenues dans les 5 paliers inférieurs qui ne seront terminés qu'à l'année 10, pour un taux de déposition moyen de 22 Mt/an. Les 6 paliers restants auront chacun 10 m de hauteur et leur taux de déposition moyen sera de 52 Mt/a.

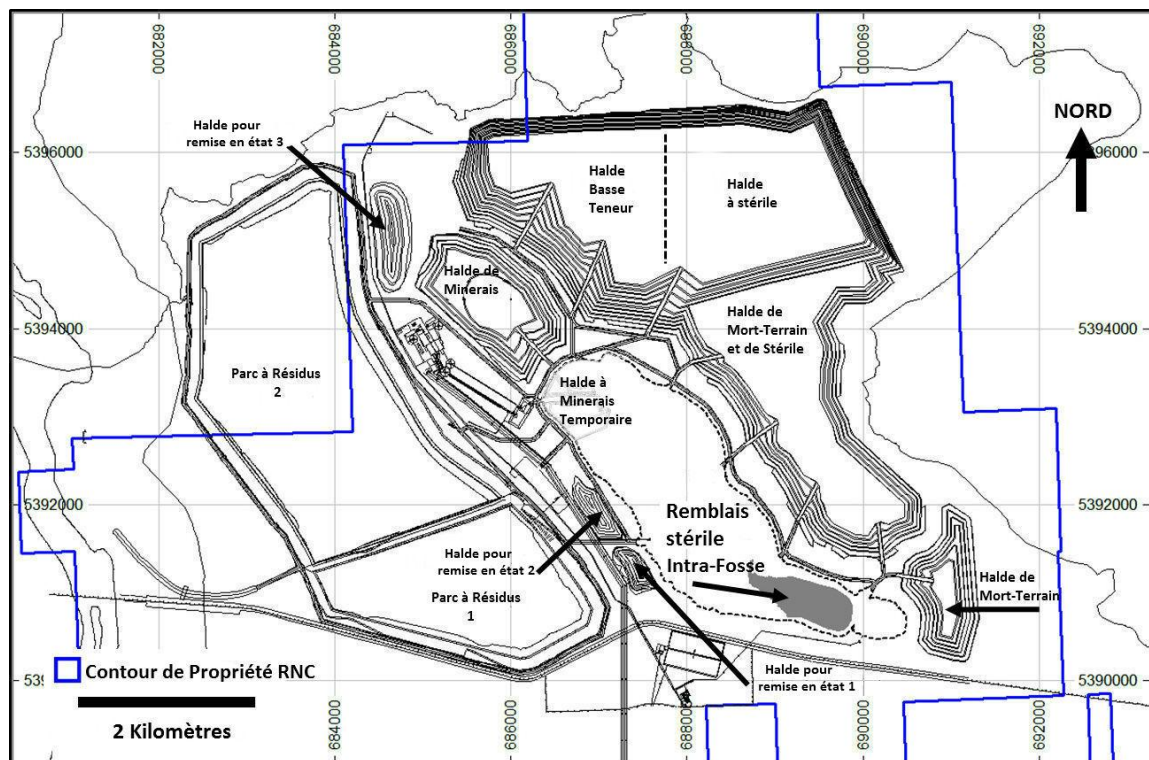
La limite entre WR1 (qui sera un site de décharge permanent) et LGO1 (qui sera remis en état) ne sera pas verticale, mais aura une pente de 3H :1V, soit la pente finale des haldes. Cette face sera remise en état à la fin des activités de remise en état de la halde. Toutes les autres faces de la halde seront remises en état au cours des activités normales, dès que le palier est terminé. En plus d'atténuer n'importe quel problème environnemental, une remise en état anticipée permettra une livraison maximum de matériel pour la remise en état (soit l'argile brune

ou le mort-terrain organique) des opérations dans la fosse, plutôt qu'un entreposage et un remaniement subséquent plus coûteux.

Le calcul des distances de halage et la durée des cycles associés supposent que chaque palier de la halde sera rempli au complet avant le début du palier suivant. En pratique, les opérations dans la halde s'effectueront sur plusieurs paliers simultanément, ce qui permettra de reporter les longs voyages et aura un impact positif sur la VAN des opérations.

La figure 16.36 montre une vue en plan des diverses haldes et empilements (incluant les empilements temporaires de matériel qui sera utilisé pour la remise en état des haldes et du parc à résidus).

Figure 16.36 : Aménagement des haldes et des empilements



Source : RNC

16.3.8 Le parc à résidus

Le parc à résidus sera construit en utilisant de la roche stérile, du sable, du gravier et de l'argile excavés de la fosse. Les deux (2) cellules qui constituent le parc à résidus seront toutes deux construites en deux étapes qui sont résumées à la figure 16.37 :

- Les digues de départ seront construites avant de commencer à livrer et à accumuler des résidus dans le bassin. Les digues de départ des cellules 1 et 2 seront érigées à une hauteur nominale de 15 m (varie le long du périmètre en raison de la topographie), ce qui sera suffisant pour emmagasiner environ un an de production de résidus. Les digues de départ seront constituées d'un noyau de 30 m de large, d'une composante en aval avec une pente de 6H :1V et d'une composante en amont avec une pente de 2H :1V. Le noyau comprendra une zone de 6 m de large d'argile (très faible perméabilité) adjacente à un filtre

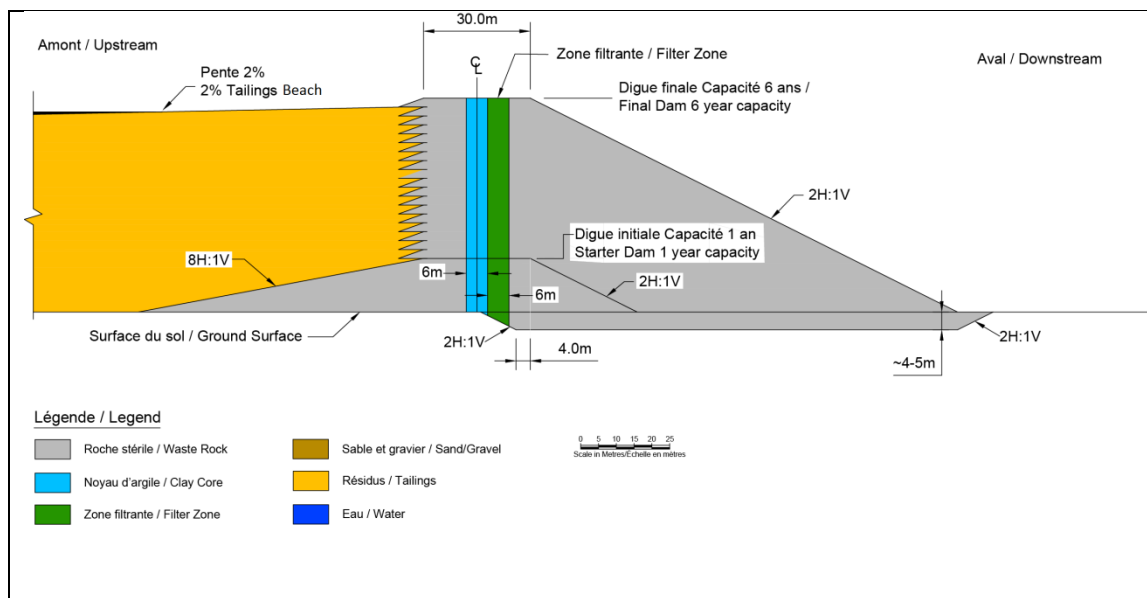
de 6 m de large (construit avec du sable et du gravier). Le reste du noyau et les composantes en amont et en aval seront construits en roches stériles.

- Une fois que la déposition de résidus est commencée, les digues seront surélevées selon la méthode de construction à partir de l'axe central. La composante en amont s'imbrique dans les résidus alors que la composante en aval continue d'être remplie avec une pente de 2H :1V. Le taux d'élévation sera d'environ 6 m/a pour la cellule 1 et de 4 m/a pour la cellule 2.

L'aménagement de la digue prévoit en premier lieu l'excavation de toute l'argile qui se trouve sous le mur de la digue et le remblayage de cette excavation (des tranchées) avec du sable et du gravier provenant du matériel prélevé dans la fosse. Les roches utilisées pour la construction des digues seront livrées sur une base de 12 mois et proviendront entièrement des opérations dans la fosse (aucun empilement nécessaire). Pour permettre à la roche d'être livrée de manière rentable avec les camions de 230 t, le noyau central sera solidement étayé avec de la roche. Les digues seront de préférence construites avec du gabbro et du basalte, même si la péridotite et la dunite sont aussi acceptables.

Le noyau en argile et le filtre devront être construits sur une base de six mois (au cours des mois les plus chauds, lorsque l'argile est assez molle pour être malléable). Les exigences en période de pointe excéderont instantanément la production provenant de la fosse, ce qui a pour effet de rendre nécessaires l'entreposage et le remaniement, du moins en partie.

Figure 16.37 : Section transversale typique de la digue du parc à résidus



Source : SRK

16.3.9 Routes de halage

L'exploitation de la fosse exigera la construction de 46,6 km de routes de halage, dont 12,4 km temporaires qui seront retirés lors de l'agrandissement de la fosse ou de la construction de la cellule 2 du parc à résidus. Les 34,2 km restants seront permanents. Afin de réduire la poussière et d'optimiser la durée de vie des pneus, les routes ne seront construites que de roches de type gabbro et basalte. De plus, une provision a été établie pour recouvrir toutes les routes (y compris les rampes dans la fosse et les routes sur les haldes de stériles) de 50 mm de

concassé tous les ans, ce qui entraînera la production d'environ 40 Mt de concassé au cours de la durée de vie de la mine.

Toutes les routes de halage principales auront une largeur de 35 m, ce qui convient aux camions de 230 tonnes envisagés pour l'exploitation. Le remplissage de la fondation des routes sera d'au moins 2 m en son centre et l'inclinaison des bordures sera de -2 %. Les routes se trouveront à une distance d'au moins 40 m de la crête de la fosse. Afin de minimiser les retombées de poussière sur les communautés avoisinantes, aucune route de halage ne sera aménagée du côté sud de la fosse.

16.4 Description du processus minier

16.4.1 Survol

L'exploitation minière de la fosse du site Dumont sera exécutée par les flottes d'équipement de production suivantes (en ordre d'extraction) :

- L'argile sera extraite à l'aide de petites excavatrices hydrauliques munies de bennes de 7 m³ (charge utile nominale de 12 tonnes) et de camions de halage à châssis rigide de charge utile de 55 tonnes. Aucun forage ou dynamitage ne sera requis.
- La plus grande partie du sable et du gravier sous la couche d'argile sera extraite à l'aide de grandes excavatrices hydrauliques diesel munies de bennes de 34 m³ (charge utile nominale de 60 tonnes) et de camions de halage à châssis rigide de charge nominale de 230 tonnes. Aucun forage ou dynamitage ne sera requis. La hauteur des bancs s'élèvera à 10 mètres.
- Au contact du socle rocheux et du sable et gravier, la roche sera chargée et transportée par de l'équipement de même taille que celui utilisé pour l'argile. La roche sera extraite à l'aide de foreuses à percussion de 102 mm de diamètre nominal sur un banc d'une hauteur maximale de 5 mètres.
- Sous le contact du sable et gravier, la roche sera extraite à l'aide de foreuses rotatives pour le forage de production (trous de 270 à 311 mm de diamètre). La plus grande partie de la roche sera chargée à l'aide de grandes pelles à câbles électriques munies de bennes de 43 m³ (charge utile nominale de 75 tonnes), mais des excavatrices hydrauliques de 34 m³ seront utilisées pour une certaine partie de la roche. Toute la roche sera transportée à l'aide de camions de halage de 230 tonnes. Tous les bancs où se trouvent du sable et du gravier auront une hauteur de 10 m. Sous cet horizon, les bancs atteindront une hauteur de 15 m, comme le prévoit l'aménagement de la fosse.

L'équipement de production sera complété par différentes unités auxiliaires, notamment des bouteurs sur chenilles, des bouteurs sur pneus, des chargeuses frontales, des niveleuses, des camions-citernes, et des excavatrices. La flotte d'équipement de production de l'entrepreneur sera utilisée de façon efficiente, en la convertissant pour servir aux activités de soutien après démobilisation.

La majeure partie de la flotte d'équipement minier sera achetée et opérée par le propriétaire. Le cycle d'utilisation pour la machinerie de production a été estimé selon des principes de base, en fonction du plan d'exploitation.

Norascon, un entrepreneur minier local avec expérience dans des environnements semblables, a été présélectionné pour contribuer aux opérations d'exploitation minière. Il exploitera principalement une flotte de petites excavatrices hydrauliques et de camions de 55 tonnes, et il sera chargé de ce qui suit :

- établir les fronts de taille initiaux pour les grandes excavatrices hydrauliques du propriétaire;

- extraire toute l'argile et la roche, au contact du sable et gravier, lors des cinq premières années de l'exploitation (y compris 22 mois de prédécapage et les 38 mois suivants); et
- suivant la période initiale de cinq ans, l'entrepreneur contribuera à la flotte d'extraction d'argile du propriétaire tel que requis selon le plan de la mine.

Les infrastructures suivantes seront aménagées pour soutenir les activités minières :

- un atelier mécanique et un entrepôt; l'équipement sera entretenu au départ dans le cadre d'un contrat d'entretien, puis l'entretien sera graduellement transféré au personnel à l'interne à mesure que celui-ci acquiert de l'expérience;
- un parc de carburant et des points de ravitaillement associés;
- une usine de fabrication d'explosifs et un dépôt d'explosifs; conformément à la pratique courante au Canada, ces installations seront gérées et exploitées par le fournisseur d'explosifs;
- un puisard dans la fosse et le système d'évacuation de l'eau relié; et
- un système de recirculation électrique.

Les besoins en main d'oeuvre s'élèveront à 331 personnes en moyenne pour RNC au cours de la durée de vie du projet, atteignant un sommet de 650 personnes lorsque la fosse sera en activité, puis diminuant à une moyenne de 116 personnes lorsque les stocks de minerai à basse teneur seront réacheminés à l'usine. Les effectifs miniers de l'entrepreneur s'élèveront à 95 personnes en moyenne au cours des huit années de service de l'entrepreneur, atteignant un sommet de 178 personnes au cours des premières années.

16.4.2 Flotte d'équipement minier

La composition des flottes a été déterminée en fonction des hypothèses suivantes :

- La mine sera en opération 24 heures par jour et 365 jours par année.
- La disponibilité mécanique et l'utilisation de l'équipement par les opérateurs variera en fonction de la pièce d'équipement en question. Le nombre moyen d'heures en activité par année (disponibilité multiplié par utilisation) pour l'équipement principal de production varie d'un maximum de 7 000 heures (pelles à câbles) à 6 300 heures (camions de halage de 230 t) à 4 900 heures (foreuses à percussion diesel).
- Un facteur d'efficacité de 90 % a été appliqué au temps d'utilisation, ce qui signifie que 10 % des heures en activité (coûts occasionnés) ne seront pas utilisées pour effectuer un travail utile.

Les tableaux 16-6 et 16-7 résument les principales composantes de la flotte minière qui sera utilisée par l'entrepreneur et le propriétaire, tandis que les tableaux 16-8 et 16-9 résument la taille de la flotte minière par année pendant la durée de vie du projet lors de l'exploitation de la fosse et du réacheminement des stocks à basse teneur, respectivement. Des exemples précis d'unités de flotte ont été fournis à titre de référence, mais ils n'indiquent en aucun cas qu'une décision a été prise quant à la sélection des manufacturiers qui fourniront de l'équipement dans le cadre du projet. Les fournisseurs seront choisis à la suite d'un processus d'appel d'offres concurrentiel.

Il existe un léger chevauchement entre les flottes de l'entrepreneur et du propriétaire (par ex. : la flotte de petits camions de l'entrepreneur atteindra un sommet de 21 unités et servira en moyenne pendant 19 000 heures, soit ~20 % de leur durée de vie économique à la fin du contrat lorsqu'elles seront disponibles pour être vendues au propriétaire). Cependant,

l'estimation des dépenses du chapitre 21 n'inclut aucune synergie entre les deux flottes; il a été pris en compte que tout l'équipement de l'entrepreneur a été loué à un tarif équivalant au prix d'achat actuel d'une nouvelle unité, et que tout l'équipement du propriétaire a été acheté à l'état neuf.

Tableau 16-6 : Flotte d'équipement minier du projet Dumont – Entrepreneur

Processus	Équipement	Utilisation	Taille	Exemple
Forage	Foreuse à percussion	Roche au contact du sable et gravier	trou de 102 mm	Sandvik DX800
Chargement	Petite excavatrice au diesel - 1	Remanipulation du mort-terrain (argile + sable et gravier)	benne de 4,5 m ³ (8 t)	Caterpillar 390
	Petite excavatrice au diesel - 2	Extraction de l'argile et de la roche au contact du sable et gravier	benne de 7 m ³ (12 t)	Komatsu PC1250
Transport	Camion à châssis articulé	Remanipulation du mort-terrain (argile + sable et gravier)	charge utile de 36 t	Caterpillar 740
	Petit camion à châssis rigide	Argile + roche au contact du sable et gravier	charge utile de 55 t	Caterpillar 773
Équipement auxiliaire	Petite chargeuse frontale	Nettoyage / Chargement secondaire	charge utile de 11 t	Komatsu WA600
	Petit bouteur à chenilles	Nettoyage	lame de 8 m ³	Komatsu D155
	Petite niveleuse	Entretien des routes	lame de 4,2 m (14pi)	Komatsu GD655
	Petit camion-citerne à eau	Suppression de la poussière	capacité de 35 m ³	Caterpillar 735
	Petite excavatrice générale	Construction générale	bras de 6 m	Komatsu PC 490

Tableau 16-7 : Flotte d'équipement minier du projet Dumont – Propriétaire

Processus	Équipement	Utilisation	Taille	Exemple
Forage	Foreuse à percussion	Roche au contact du sable et gravier	trou de 102 mm	Sandvik DX800
	Foreuse diesel	Masse rocheuse (alimentation hors réseau et aménagement de nouveaux gradins)	trou de 270 mm	Sandvik D90
	Foreuse rotative électrique	Masse rocheuse (extraction non sélective)	trou de 311 mm	P&H 320 XPC
	Marteau fond de trou	Prédécapage	trou de 165 mm	Sandvik DI550
Chargement	Grande excavatrice générale	Remanipulation du mort-terrain (argile + sable et gravier)	benne de 4,5 m ³ (8 t)	Caterpillar 390
	Petite excavatrice au diesel - 2	Argile + roche au contact du sable et gravier	benne de 7 m ³ (12 t)	Komatsu PC1250
	Grande excavatrice au diesel	Sable et gravier + roche (alimentation hors réseau, aménagement de nouveaux gradins, stocks de minerai à faible teneur)	benne de 34 m ³ (60 t)	Hitachi Ex 5600
	Pelle à câbles électriques	Roche (extraction non sélective)	benne de 43 m ³ (75 t)	P&H 4100 XPC
Transport	Camion à châssis articulé	Remanipulation du mort-terrain (argile + sable et gravier)	charge utile de 36 t	Caterpillar 740
	Petit camion à châssis rigide	Argile + roche au contact du sable et gravier	charge utile de 55 t	Caterpillar 773
	Grand camion à châssis rigide	Sable et gravier + roche	charge utile de 230 t	Caterpillar 793
Équipement auxiliaire	Grande chargeuse frontale	Support d'une grande excavatrice et d'une pelle à câbles	charge utile de 35 t	Komatsu WA1200
	Grand bouteur à	Support d'une grande excavatrice et	lame de 18 m ³	Komatsu D375

	chenilles	d'une pelle à câbles		
	Buteur à roues	Nettoyage des routes	lame de 8 m ³	Caterpillar 834
	Grande niveleuse	Entretien des routes permanentes (grande flotte)	lame de 4,8 m (16 pi)	Caterpillar 16M
	Grand camion-citerne à eau	Suppression de la poussière	capacité de 130 m ³	Komatsu HD 1500
	Grande excavatrice générale	Creusement et construction + purgeage des murs finaux + concasseur portable	bras de 10 m	Komatsu PC 800

Tableau 16-8 : Flotte minière du projet Dumont par année pendant l'exploitation de la fosse

		Exploitation de la fosse																						
Flotte de l'entrepreneur	exemple	'14	'15	'16	'17	'18	'19	'20	'21	'22	'23	'24	'25	'26	'27	'28	'29	'30	'31	'32	'33	'34	'35	'36
Foreuse à percussion	Sandvik DX800	1	2	2	2	2	1	0	1	1	1	1	1	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
Petite excavatrice diésel	Komatsu PC1250	1	3	5	4	2	1	0	1	1	1	1	1	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
Petit camion à châssis rigide	Caterpillar 773	3	13	20	16	7	3	0	2	4	2	3	4	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
Petite chargeuse frontale	Komatsu WA600	1	1	1	1	1	1	0	1	1	1	1	1	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
Petit boteur à chenilles	Komatsu D155	1	2	3	3	2	1	0	1	1	1	1	1	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
Petite niveleuse	Komatsu GD655	2	2	2	2	2	1	0	1	2	1	1	1	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
Petite excavatrice générale	Komatsu PC 490	1	1	1	1	1	1	0	1	1	1	1	1	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
Petit camion-citerne à eau	Caterpillar 735	2	2	2	2	2	1	0	1	2	1	1	1	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0

		Exploitation de la fosse																						
Flotte du propriétaire	exemple	'14	'15	'16	'17	'18	'19	'20	'21	'22	'23	'24	'25	'26	'27	'28	'29	'30	'31	'32	'33	'34	'35	'36
Foreuse à percussion	Sandvik DX800	0	0	0	0	0	1	2	2	2	2	2	2	1	2	2	2	2	1	1	2	1	0	0
Foreuse diésel	Sandvik D90	1	2	2	2	2	1	1	2	3	3	3	2	1	2	2	2	1	1	1	1	0	0	0
Foreuse rotative électrique	P&H 320 XPC	1	1	1	1	2	3	2	2	2	3	3	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	2
Marteau fond de trou	Sandvik DI550	0	0	0	0	0	0	0	0	0	1	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	0
Petite excavatrice diésel	Komatsu PC1250	0	0	0	0	0	1	2	2	3	3	3	2	1	2	2	2	2	1	1	1	1	0	0
Grande excavatrice diésel	Hitachi Ex 5600	1	1	2	2	2	1	1	2	2	2	2	2	1	1	1	1	0	1	1	1	1	1	1
Pelle à câbles électrique	P&H 4100 XPC	0	0	0	1	2	2	2	2	3	3	3	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	3
Camion à châssis articulé	Caterpillar 740	2	2	2	3	2	4	1	3	11	8	0	0	1	1	1	1	1	1	1	2	2	1	0
Petit camion à châssis rigide	Caterpillar 773	0	0	0	0	0	6	11	11	18	11	13	12	7	10	7	8	7	4	6	4	1	0	0
Grand camion à châssis rigide	Caterpillar 793	6	12	13	19	27	30	26	28	44	52	55	56	59	57	57	63	63	68	64	61	62	72	40
Grande chargeuse frontale	Komatsu WA1200	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1
Grand boteur à chenilles	Komatsu D375	1	1	1	2	2	2	2	2	3	3	3	3	3	3	3	3	2	3	3	3	3	3	2
Boteur à roues	Caterpillar 834	1	1	1	2	2	2	3	3	4	4	4	4	3	4	4	3	3	3	3	3	3	3	2
Grande niveleuse	Caterpillar 16M	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	2
Grand camion-citerne à eau	Komatsu HD 1500	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	2
Grand excavatrice générale	Komatsu PC800	3	3	3	3	3	4	3	3	5	4	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	2	2

Tableau 16-9 : Flotte minière par année pendant le réacheminement des stocks à basse teneur

		Réacheminement des stocks à basse teneur												
Flotte du propriétaire	exemple	'37	'38	'39	'40	'41	'42	'43	'44	'45	'46	'47	'48	'49
Pelle à câbles électrique	P&H 4100 XPC	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	1
Grand camion à châssis rigide	Caterpillar 793	8	8	11	11	11	11	11	9	10	9	9	10	6
Boteur à roues	Caterpillar 834	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1
Grande niveleuse	Caterpillar 16M	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1
Grande excavatrice générale	Komatsu PC 800	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1
Grand camion-citerne à eau	Komatsu HD 1500	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1

16.4.2.1 Forage et dynamitage

Les paramètres géotechniques pour les différents types de roches du projet Dumont ont été utilisés comme paramètres dans le cadre de simulations réalisées par deux différents fournisseurs d'explosifs (Dyno-Nobel et Orica) afin de prédire le facteur poudre requis. Ces simulations indiquent qu'une distribution acceptable au niveau de la taille des particules pourrait être obtenue avec un facteur poudre de 0,25 kg/t et ce, pour tous les types de roches. Le patron de forage typique pour les trous de production serait d'environ 8 m x 8 m sur les bancs de 10 m, et environ 10 m x 10 m sur les bancs de 15 m, donnant une moyenne pondérée d'environ 3 400 tonnes par trou. Au cours d'une année typique suivant l'augmentation de la capacité d'usinage à 105 Mt/a, l'extraction de 140 Mt de roche entraînera le forage d'environ 40 000 trous d'une longueur combinée de 590 000 m.

Les mêmes données sur les propriétés des roches ont été fournies aux fournisseurs de foreuses rotatives (pour les trous de production). Selon les commentaires de ces fournisseurs, les taux de pénétration instantanés suivants ont été estimés :

- foreuse à percussion, trou de 102 mm :
 - basalte et gabbro = 50 m/h
 - dunite et péridotite = 60 m/h
- foreuse rotative, trou de 270 mm ou 311 mm :
 - basalte et gabbro = 35 m/h
 - dunite et péridotite = 42 m/h

Puisque la dunite et la péridotite ensemble représentent 72 % de la roche qui sera extraite et que 98 % de la roche sera extraite à l'aide de foreuses rotatives, le taux de pénétration moyen sur la durée de vie de la mine est de 41,8 m/h. Le calcul du total des heures de forage comprend également ce qui suit puisque la dunite et la péridotite représentent ensemble 72 % de la roche qui sera extraite et que 98 % de la roche sera extraite à l'aide de foreuses rotatives, le taux de pénétration moyen sur la durée de vie de la mine est de 41,8 m/h. Le calcul du nombre total d'heures de forage comprend aussi :

- une provision pour le reforage de 3 % des trous;
- des délais pour se déplacer d'un trou à l'autre de 5 minutes pour les foreuses à percussion et de 7,5 minutes pour les foreuses rotatives; et
- une provision pour le déplacement entre les patrons de forage de 15 % du temps total.

Après avoir inclus un facteur d'efficacité de l'opérateur de 90 %, la productivité des foreuses rotatives est estimée à 24,9 m/h. À ce taux de productivité, le plan de production peut être respecté avec une flotte qui atteint une puissance maximale de quatre foreuses rotatives électriques, auxquelles s'ajoutent deux foreuses rotatives diesel et deux foreuses à percussion. À la fin de la durée de vie de la mine, l'âge moyen des quatre foreuses rotatives électriques sera de 48 000 heures, tandis que l'âge moyen d'une foreuse rotative diesel sera d'environ 35 000 heures, ce qui est inférieur à la durée de vie économique de ces équipements (120 000 et 60 000 heures pour les équipements électriques et diesel, respectivement), donc aucune foreuse de remplacement ne sera nécessaire.

De même, les deux foreuses à percussion du propriétaire auront été utilisées pendant 12 000 heures environ, soit 20 % de leur durée de vie économique. Il sera possible de réduire les coûts occasionnés par ces appareils en achetant une ou plusieurs unités de l'entrepreneur, chacune ayant été utilisée pendant 8 000 heures environ à la fin du contrat.

16.4.2.2 Prédécoupage

Le modèle de la mine prend en compte que tous les murs finaux seront prédécoupés. La modélisation du dynamitage de prédécoupage est fondée sur des simulations effectuées par Dyno-Nobel, qui a indiqué que lorsque 20 kg d'explosifs sont utilisés dans un trou de 15 m x 165 mm de diamètre, selon le type de roche, les trous doivent être espacés de : basalte = 1,75 m, gabbro = 1,85 m, péridotite = 2,22 m, dunite = 2,67 m. Une moyenne pondérée de 2,39 m a alors été déterminée, selon le volume des quatre différents types de roche.

Les exigences totales en matière de prédécoupage ont été évaluées en fonction d'un mur dont le périmètre final atteindra 407 km sur les 39 bancs qui seront exploités. Pour les 171 000 trous de prédécoupage qui en résulteront, 2 729 km de forage seront nécessaires. Le prédécoupage doit commencer en l'an 8, lorsque les derniers murs initiaux seront érigés dans l'extension sud-est. Le nombre de mètres total de prédécoupage a alors été divisé par la durée restante de l'exploitation minière (il a été pris en compte que le prédécoupage sera terminé 6 mois avant le dernier dynamitage), ce qui donne un total mensuel de 1 145 trous ou 18,3 km.

Le forage de prédécoupage sera effectué à l'aide d'une flotte d'installations de forage à percussion équipées de marteaux fond de trou. Des taux de pénétration semblables ont été déterminés ci-dessus pour la foreuse à percussion de 102 mm et une flotte de deux unités sera nécessaire.

16.4.2.3 Chargement et transport

Une étude de compromis effectuée lors de l'étude de pré faisabilité a déterminé que pour le chargement et le transport à partir du projet Dumont, il serait le plus avantageux d'utiliser les plus grandes pelles à câbles (benne de $\geq 40 \text{ m}^3$ et charge utile d'un maximum de 110 tonnes) pour remplir des camions de 230 tonnes en trois passes. Lors de l'étude de faisabilité, cette analyse a été mise à jour avec les données de coût et productivité de tous les fournisseurs qui sont en mesure de fournir de l'équipement au projet. L'étude de pré faisabilité précédente a confirmé que :

- Le ratio tare-charge utile des camions dont la charge utile dépasse 230 t est généralement inférieur, ce qui ralentit la vitesse de montée et augmente la consommation de diésel par tonne transportée. De plus, les plus grands camions nécessitent des rampes plus larges, donc des angles de pente plus faibles et du décapage de stérile supplémentaire. Compte tenu des salaires versés en Abitibi, les économies de salaires reliées à l'utilisation de plus grands camions ne compensent pas ces deux facteurs, donc l'utilisation de camions de plus de 230 tonnes est plus coûteuse.
- Peu d'économies au niveau de l'investissement ou du coût opératoire à l'heure seraient réalisées en utilisant des plus petites pelles à câble munies de bennes de 34 m^3 dont la charge utile s'élève à un maximum de 60 tonnes. Ce type de pelle remplit un camion de 230 tonnes en quatre passes, ce qui nécessiterait l'achat de pelles supplémentaires pour réaliser le plan de la mine Dumont.

Bien que la grande pelle à câbles sélectionnée peut en théorie remplir un camion de 230 tonnes en deux passes, beaucoup de preuves anecdotiques indiquent que cela réduit la durée de vie d'un camion et nuit à la santé des camionneurs. Ainsi, un remplissage plus prudent en trois passes a été pris en compte. De plus, les critères de conception au niveau du chargement (tableau 16-10) prennent en compte que 25 % des camions seront remplis en quatre passes afin de tenir compte de la variabilité probable des conditions de chargement. Dans l'éventualité où le chargement en deux passes serait possible, l'impact sur l'ensemble du projet serait de réduire la VAN après impôts d'environ 3 %.

Les excavatrices ne seront pas entièrement utilisées, l'étude de faisabilité du plan de la mine indique que la production moyenne s'élèvera à 3,3 et de 10,8 Mt/a pour les unités affectées à l'extraction d'argile et de roche, respectivement (productivité théorique de 77 % et 42 %). L'utilisation des pelles à câbles se rapprochera de leur capacité maximale, avec une production moyenne de 35,4 Mt/a.

Les critères utilisés pour calculer la productivité des différentes unités de transport sont présentés au tableau 16-11. Ces derniers ont été fournis par des fournisseurs basés sur les courbes des efforts à la jante des différentes unités prises en considération, et en supposant des gradients de 10 % dans les rampes et une résistance de 2 % au roulement. Les valeurs calculées comme la durée des cycles, la vitesse de tire et la productivité sont principalement fonction du profil de halage.

Tableau 16-10 : Critères de conception au niveau du chargement

Matériau extrait		Argile ⁵		
		Excavatrice	Sable et gravier + roche Excavatrice	Pelle à câbles
Exemple d'équipement		Komatsu PC 1250	Hitachi Ex 5600	P&H 4100
Charge utile moyenne par godet ^{1,3}	tonnes	12,5	61,4	76,7
Charge utile moyenne par camion ^{2,3}	tonnes	54,1	230,1	230,1
Passes théoriques par chargement	nombre	4,30	3,70	3,00
Passes additionnelles par chargement	nombre	0,25	0,25	0,25
Passes totales par chargement	nombre	4,55	3,95	3,25
Durée du cycle par godet	secondes	40	35	28
Temps de manœuvre	secondes	30	30	30
Délai total par chargement de camion	secondes	212	168	121
Heures-moteurs par année	heures	6 000	6 500	7 000
Temps non productif par année ⁴	heures	1 410	1 528	1 960
Productivité théorique par unité	Mt/a	4,3	25,9	35,9

Remarques : 1. 95 % du taux prévu, 2 : 97,5 % du taux prévu, 3. prend en compte que des systèmes de surveillance de la charge sont utilisés, 4. comprend un temps non productif de 10 % et des déplacements d'équipement, des retards de sautage, etc., de 15 % pour les excavatrices et de 20 % pour les pelles à câbles. 5. comprend le matériel au contact du socle rocheux et du sable et gravier.

Tableau 16-11 : Critères de conception des équipements de transport

Matériau transporté		Argile ³	Sable et gravier + roche	Sable et gravier + roche
Exemple d'unité		Cat 773	Cat 793	Cat 793
Chargé par :		Excavatrice	Excavatrice	Pelle à câbles
Charge utile	tonnes	54,1	230,1	230,1
Délai de chargement	min / charge	3,53	2,80	2,02
Délai de déchargement	min / charge	2	2	2
Temps d'attente	min / charge	2	2	2
Vitesse à plat dans la fosse (à vide et chargé)	km/h	20	20	20
Vitesse à plat hors de la fosse (à vide et chargé)	km/h	30	35	35
Vitesse en montée chargé	km/h	15	15	15
Vitesse en montée à vide	km/h	12	13,7	13,7
Vitesse en descente chargé	km/h	35	37,5	37,5
Durée moyenne par cycle	min / charge	29,3	33,2	33,2
Vitesse moyenne ²	km/h	14,1	17	17
Consommation moyenne de carburant ²	L/h	40,8	181,4	181,4
Productivité moyenne par unité ²	Mt/a	0,6	2,6	2,6

Remarques : 1. vitesse plus lente sur la paroi de la digue du parc à résidus, 2. moyenne pour tous les grands camions (remplis par excavatrices et pelles à câbles), 3. comprend le matériel au contact du socle rocheux et du sable et gravier.

Compte tenu des paramètres donnés dans les tableaux 16-10 et 16-11, la flotte du propriétaire affectée à l'argile (y compris la roche extraite au contact du sable et gravier) atteindra un sommet de 3 excavatrices et de 18 camions (auxquels s'ajoute la flotte de l'entrepreneur pouvant atteindre 5 excavatrices et 20 camions pour gérer les périodes de pointe). L'utilisation de cette flotte au cours de la durée de vie de la mine atteindra en moyenne 39 000 heures pour les excavatrices (comparativement à une durée de vie économique de 60 000 heures) et 41 000 heures pour les camions (durée de vie de 100 000 heures). Aucun remplacement ne sera nécessaire et il est probable qu'il soit possible de régulariser la cédule et de rationaliser les achats d'unités.

La flotte de grandes excavatrices de production du propriétaire s'élève à deux unités qui atteindront en moyenne 44 000 heures à la fin de la durée de vie de la mine. Ces unités ne nécessiteront pas de remplacement.

La flotte de pelles à câbles atteint un maximum de quatre unités, pouvant être utilisées pour un total de 511 000 heures, ainsi l'une de ces unités dépassera légèrement la durée de vie économique de 120 000 heures qui a été prise en compte. L'estimation inclut donc l'achat d'une unité de remplacement. Dans certains cas vécues, la durée de vie de pelles à câbles a excédé les 130 000 heures et leur utilisation jusqu'à 175 000 heures a été envisagé, donc cet achat pourrait être évité..

La flotte de grands camions de halage atteint un maximum de 72 unités dont l'utilisation totale s'élèvera à 7,1 millions d'heures. Bien que la moyenne de 98 600 heures par unité est inférieure à leur durée de vie économique de 100 000 heures, le moment prévu dans le plan de la mine pour l'achat n'est pas favorable et il est prévu que 16 unités devront être remplacées. Il serait possible de régulariser la cédule de production et de réduire ou d'éliminer certains de ces achats de remplacement.

Un système informatisé de répartition des camions sera employé pour optimiser l'utilisation et l'efficacité de la flotte de camions de halage.

16.4.2.4 Équipement auxiliaire

Les routes de halage et les fronts de taille dans la fosse seront entretenus avec une flotte d'équipement auxiliaire qui comprend :

- Des boteurs sur chenilles, pour dégager les parois et pour les gros travaux de construction. Les exigences pour la flotte ont été estimées en fonction de la relation empirique de 0,5 boteur en activité pour chaque unité de chargement en activité (incluant les flottes de l'entrepreneur et du propriétaire). La flotte de l'entrepreneur sera dotée de lames plus petites de 8 m³, par exemple, tandis que la flotte du propriétaire sera dotée de lames de 18 m³.
- Des boteurs sur pneus, pour les travaux plus légers de construction et le nettoyage en général. Les exigences pour la flotte ont été estimées en fonction d'une relation empirique de 0,5 boteur en opération pour chaque unité de chargement en opération (entrepreneur propriétaire seulement). Des unités dotées de lames de 8 m³ seront utilisées.
- Des niveleuses. Les besoins ont été estimés à deux niveleuses pour la flotte de l'entrepreneur et trois niveleuses pour la flotte du propriétaire. La flotte de l'entrepreneur utilisera des unités avec une lame de 14 pieds, tandis que la flotte du propriétaire utilisera des unités plus grandes avec une lame de 16 pieds.
- Des camions-citernes, pour abattre la poussière. Une provision de deux unités pour assister la flotte de l'entrepreneur et deux unités pour assister la flotte du propriétaire a été prise en compte. Le propriétaire disposera de camions de halage modifiés de 130 tonnes (capacité de

130 m³) tandis que l'entrepreneur disposera de camions à châssis articulé modifiés de 35 tonnes (capacité de 35 m³).

- Des chargeuses frontales, pour les activités de construction et de nettoyage, y compris le chargement de la pierre dans les camions. Des chargeuses frontales pourront également être ajoutées à la flotte de production principale, si nécessaire. Une unité a été prise en compte pour la flotte de l'entrepreneur (charge utile de 11 tonnes) et une unité a été prise en compte pour la flotte du propriétaire (charge utile de 35 tonnes).
- Des excavatrices générales, pour les activités de construction qui se tiendront au parc à résidus. Les excavatrices générales du propriétaire seront également dotées d'outils pour le purgeage parois rocheuses élevés et le cassage des blocs trop gros, si nécessaire. La flotte de l'entrepreneur nécessitera une unité et la taille de la flotte du propriétaire variera selon les travaux requis, et atteindra au plus 5 unités.

16.4.3 Infrastructures

16.4.3.1 Atelier mécanique

Un atelier mécanique et un entrepôt associé seront disponibles pour l'entretien de la flotte d'équipement. La taille de l'atelier est basée sur les facteurs empiriques suivants :

- une baie de maintenance pour chaque 5 camions de production; et
- une baie auxiliaire pour chaque 12 camions de production.

L'atelier comptera initialement six baies au départ, puis sera agrandi à 10 baies lorsque la capacité du concentrateur augmentera à 105 kt/j. À mesure que la flotte continuera d'augmenter en raison des distances de transport plus grandes, l'atelier atteindra ultimement 20 baies.

L'équipement sera entretenu dans le cadre d'un contrat d'entretien au départ, puis l'entretien sera graduellement effectué par le personnel à l'interne à mesure que celui-ci acquiert de l'expérience.

Une description plus détaillée de l'atelier est fournie au chapitre 18.

16.4.3.2 Parc de carburant / Baie de diesel

La consommation a été estimée selon des principes de base, en fonction du taux de consommation des différentes pièces d'équipement qui seront utilisées et des cycles d'opération spécifiques (dans le cas des camions de halage, les taux de consommation ont été estimés pour chacun des différents profils cités au tableau 16-11). Figure 16.38 illustre que les grands camions de halage (230 tonnes) du propriétaire, pour le halage dans la fosse, consommeront 69 % des 1 500 ML de diesel requis au cours de la durée de vie de la mine, ainsi que 11 % supplémentaires lors du réacheminement des stocks à basse teneur et de la construction du parc à résidus. Les autres équipements miniers du propriétaire consommeront 13 % du diesel total requis tandis que l'entrepreneur et les explosifs utiliseront chacun 2 % du diesel total. Les 3 % restants seront consommés par l'équipement léger du concentrateur, ainsi que le personnel général et administratif.

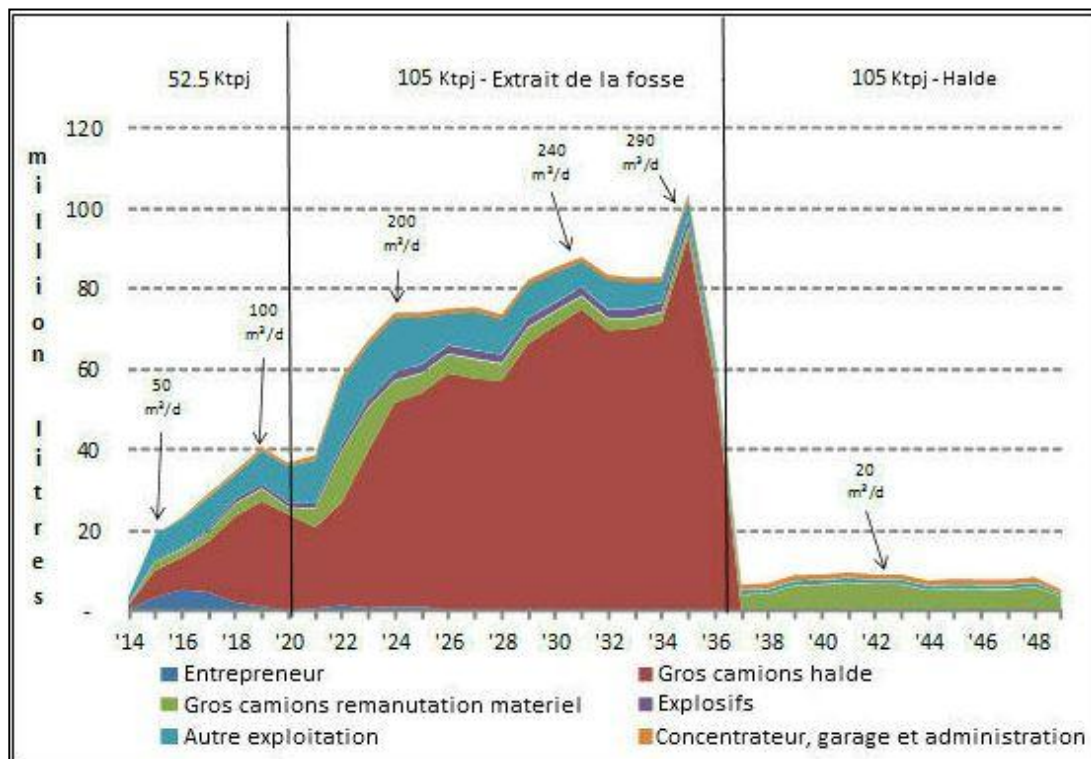
Le chapitre 24 traitera de la possibilité d'utiliser un système de trolley électrique pour réduire la consommation de diesel. Une étude réalisée dans le cadre de l'étude de faisabilité a indiqué qu'il serait possible de réduire de plus la consommation de diesel des grands camions de 350 ML lors du halage en montée (ou 23 % de la consommation prévue dans le scénario de base).

Dans le scénario de base conventionnel du halage, la consommation moyenne par jour au cours de la période initiale de fonctionnement (taux de traitement de 52,5 kt/j) s'établit à 50 m³/j, augmente constamment pour atteindre 100 m³/j au moment de l'expansion et atteint un sommet de 122 m³/j pendant cette période. La taille du parc de carburant a été conçue de façon à pouvoir accommoder une demande accrue, sa capacité initiale de 900 m³ permet de stocker du carburant pendant plus d'une semaine lorsque la consommation atteindra son niveau le plus élevé. Lors de l'augmentation du débit de traitement à 105 kt/j, le parc de carburant sera agrandi et aura une capacité de 1 650 m³, pouvant ainsi offrir plus de cinq jours d'approvisionnement lors de l'année pendant laquelle la consommation sera la plus élevée. Après la fin de l'exploitation de la fosse, la consommation diminuera à 20 m³/j.

L'équipement sera ravitaillé à un point de remplissage de diésel situé à côté du complexe de l'atelier mécanique. Un camion de transport de 140 tonnes modifié sera équipé d'un réservoir de carburant pour ravitailler l'équipement dans la fosse au besoin.

Une description plus détaillée du parc de carburant est présentée au chapitre 18.

Figure 16.38 : Consommation de diésel



Source : RNC.

16.4.3.3 Usine de fabrication d'explosifs

Le roc sera dynamité à l'aide d'explosifs à émulsion. Lors des 34 premiers mois d'opération (y compris les 22 mois de prédécapage et les 12 premiers mois de production), la consommation sera suffisamment faible (<20 t d'explosifs par jour) que les explosifs pourront être fournis par l'une de ces usines d'Abitibi :

- Orica – Usine située à la mine Canadian Malartic, à environ 90 km du site minier Dumont; ou

- Dyno-Nobel – Usine de Val-d'Or, à environ 100 km du site minier Dumont.

Les explosifs seront transportés aux trous de dynamitage par des camions de livraison de vrac de 14 tonnes. L'achalandage sera alors de 1 à 2 camions par jour.

Pendant la deuxième année de production, la consommation par jour d'explosifs serait suffisante pour justifier la construction d'une usine sur le site minier Dumont. Les matières premières (incluant nitrate d'ammonium granulé, nitrate d'ammonium en solution, émulsifiant, diésel) ne seront pas considérées comme des explosifs avant d'être combinées à l'usine et seront livrées par des camions dont la charge utile atteint 37 à 40 tonnes. Conformément à la réglementation canadienne, ces installations seront situées à une distance d'au moins 1 km de toutes les infrastructures (bâtiments, routes publiques) et à 670 m d'une aire d'accumulation en activité.

L'usine de fabrication d'explosifs utilisera la propriété intellectuelle détenue par les fournisseurs d'explosifs. Conformément aux pratiques courantes en Amérique du Nord, l'usine sera donc détenue et exploitée par le fournisseur d'explosifs. Selon les soumissions budgétaires fournies par Orica et Dyno-Nobel, le modèle financier prend en compte que cette usine sera louée pour toute la durée de vie de la mine. Le fournisseur d'explosifs aura la responsabilité de déclasser cette usine à la fin de la durée de vie de la mine.

16.4.3.4 Concasseur pour l'empierrement des routes

Pour assurer une productivité élevée de la flotte de camions (notamment une durée de vie moyenne de 8 000 heures pour les pneus des grands camions de halage), la surface des routes sera continuellement renouvelée avec du matériel rocheux stérile concassé. Le matériel rocheux sera concassé à une taille nominale de 20 mm dans un circuit en deux étapes (concasseur à mâchoires primaire et concasseur conique secondaire). Un produit de taille assez similaire sera nécessaire pour la fabrication de béton lors de la construction, ainsi une seule usine de concassage pourra servir tant pour la construction que pour la surface de roulement des routes.

Le cycle d'utilisation de l'usine de concassage pour l'empierrement des routes est basé sur les paramètres suivants :

- Toutes les routes de halage seront recouvertes de 50 mm de pierre concassée tous les ans (deux recouvrements de 25 mm chacun).
- Tous les trous de dynamitage seront bourrés de pierre concassée.
- Il a été calculé que 39,3 Mt de pierre seront requis au cours de la durée de vie du projet, comprenant :
 - 8,6 Mt de pierre sur les routes temporaires de la fosse. Ces pierres seront récupérées lors du démantèlement de ces routes;
 - 30,3 Mt de pierre (non récupéré) sur les routes permanentes;
 - 0,4 Mt de pierre pour le bourrage des trous de dynamitage.

L'usine de concassage sera approvisionnée par des grands camions de halage et la pierre concassée sera déposée dans de grands camions de halage à l'aide d'une chargeuse frontale.

16.4.4 Main-d'œuvre

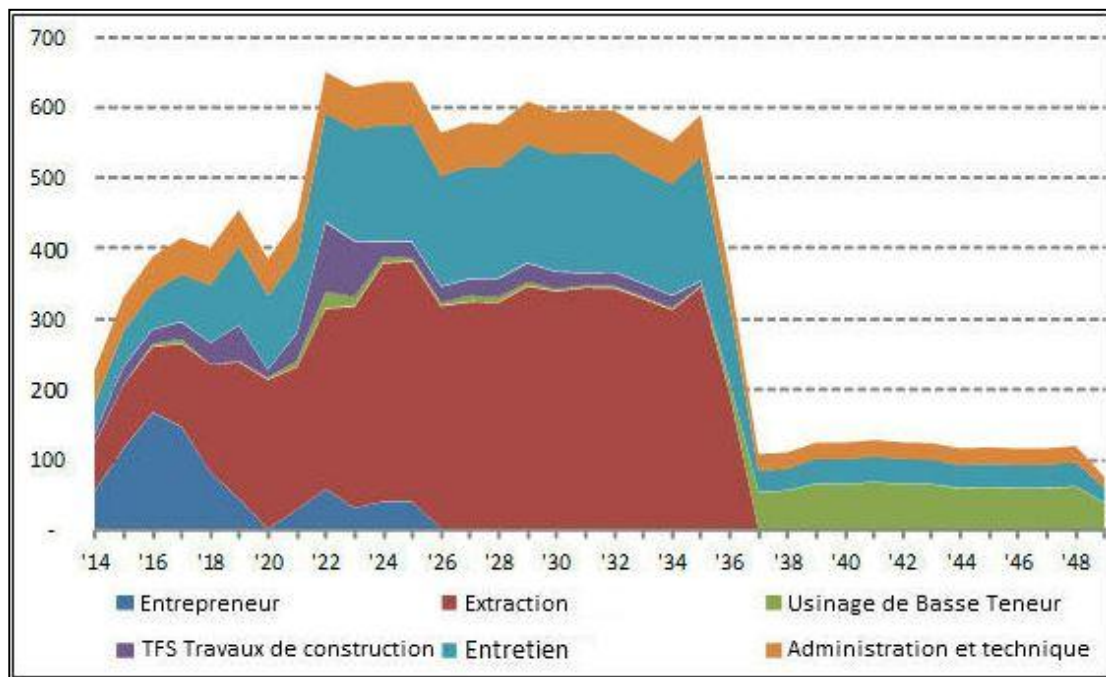
La mine sera en activité 24 heures par jour, sur deux quarts de travail de 12 heures, 365 jours par année. Quatre équipes travailleront chacune en moyenne 42 heures par semaine et le coût

de la main-d'œuvre permet l'ajout de deux heures supplémentaires au temps prévu par semaine (en plus des heures supplémentaires non prévues). Le personnel cadre travaillera en fonction d'un horaire conventionnel de 5 jours par semaine.

Les besoins en main-d'œuvre sur la durée de vie de la mine, tel qu'illustré à la figure 16.39, ont été calculés selon des principes de base, en tenant compte du nombre d'unités d'équipement nécessaire pour respecter la cédule de production proposé. Au cours des 4,5 premières années de production commerciale, alors que le concentrateur aura un débit de traitement de 52,5 kt/j, les effectifs moyens seront de 407 personnes, incluant 87 entrepreneurs miniers.

Lorsque le concentrateur aura atteint une capacité de 105 kt/j et que les taux de production augmenteront, les effectifs augmenteront à un maximum de 650 pour une moyenne de 587. Les besoins en main d'oeuvre s'élèveront à 331 personnes en moyenne pour RNC au cours de la durée de vie du projet, y compris 463 lors de l'exploitation de la fosse et 116 lors du réacheminement des stocks à basse teneur. Ces chiffres excluent les personnes affectées à la construction de du parc à résidus, qui s'élèveront à 34 en moyenne au cours des 20 années sur lesquelles s'échelonne la construction des digues. Les effectifs de l'entrepreneur totaliseront en moyenne 95 personnes au cours des huit années d'activité de l'entrepreneur.

Figure 16.39 : Effectifs requis



Source : RNC.

17 MÉTHODES DE RÉCUPÉRATION

17.1 Général

L'usine de traitement et les installations de service associées traiteront le minerai livré aux concasseurs primaires pour produire du concentré nickélique et des résidus. Le procédé proposé englobe les étapes suivantes : concassage et broyage du minerai extrait, déschlammage dans un circuit d'hydrocyclones, flottation de dégrossissage et flottation de purification des schlamms, flottation de dégrossissage et flottation de purification des sulfures nickéliques, récupération magnétique des rejets du dégrossissage des sulfures et de la purification des sulfures, rebroyage du concentré magnétique et circuit de récupération de l'awaruite (comprenant flottation de dégrossissage et flottation de purification).

Le concentré sera épaissi, filtré et entreposé sur le site avant d'être chargé dans des wagons pour le transport vers des fonderies exploitées par des tierces parties. Les rejets de la flottation des schlamms, les rejets de la séparation magnétique et les rejets du circuit de dégrossissage de l'awaruite seront combinés et épaissis avant d'être acheminés au parc à résidus.

L'usine de traitement sera construite en deux étapes. Au départ, l'usine sera conçue pour traiter 52,5 kt/j. L'expansion sera aménagée comme un duplicata de l'usine de traitement initiale pour augmenter la capacité de l'usine à 105 kt/j. Lors de la phase initiale, il sera prévu que les installations d'épaississement du concentré sont communes.

17.2 Sommaire des critères de conception

L'approche globale d'ingénierie consistait à concevoir deux schémas d'usine de traitement robustes qui pourraient traiter une grande variété de minerais à différentes conditions de fonctionnement. Les principaux critères inhérents au projet et plus spécifiques au type de minerai pour la conception de l'usine et les coûts d'exploitation sont présentés au tableau 17-1.

17.3 Critères de base pour la conception de l'usine

Les principaux critères sélectionnés pour la conception de l'usine de départ (52,5 kt/j) et de l'usine d'expansion (105 kt/j) sont les suivants :

- taux d'usinage nominal pour l'usine de départ de 52,5 kt/j et taux d'usinage nominal pour l'usine d'expansion de 52,5 kt/j, pour un taux d'usinage combiné de 105 kt/j;
- disponibilité de conception de 92 % (après la période de rodage), ce qui équivaut à 8 059 heures d'opération par année, avec des équipements de rechange dans les secteurs critiques;
- flexibilité suffisante dans la conception de l'usine pour permettre le traitement de tous les types de minerai à la capacité nominale de traitement.

La sélection de ces paramètres est décrite en détail ci-dessous.

Tableau 17-1 : Sommaire des critères de conception de l'usine de traitement

Critère		Unités	Design 52,5 kt/d	Design 105 kt/d
Alimentation du concasseur		kt/d	52,5	105
		Mt/a	19,2	38,3
Disponibilité du concasseur		%	75	75
Débit du concasseur		t/h	2 917	5 833
Sélection du concasseur	Grandeur		60" x 89"	60" x 89"
	Quantité		1	2
Débit de broyage		Mt/a	19,2	38,3
Disponibilité du broyage/flottation		%	92	92
Débit de broyage		t/h	2 378	4 755
Caractéristiques physiques (valeurs de conception)	BWi	kWh/t	21,0	21,3
	RWi	kWh/t	15,6	15,6
	CWi	kWh/t	15,3	15,3
	SMC	kWh/m ³	5,33	5,33
	JK Axb	-	54,2	50,4
Densité relative	t/m ³	2,57	2,57	
Taille des particules broyées	P ₈₀	µm	180	180
Teneur d'alimentation (design)		% Ni	0,37	0,37
		% S	0,10	0,10
		% magnétite	4,20	5,10
Récupération du métal (valeurs nominales)	Sulfure de nickel	%	56,0	56,0
	Alliage de nickel	%	4,47	4,47
	Nickel global	%	60,5	60,5
Temps de séjour dans le circuit de flottation	Schlamms	min.	33	33
	Dégrossissage sulfures	min.	90	90
	1 ^{re} purification sulfures	min.	45	45
	2 ^e purification sulfures	min.	14	14
	3 ^e purification sulfures	min.	11	11
	Épuisement sulfures magnétiques	min.	60	60
	Dégrossissage awaruite	min.	45	45
	Purification awaruite	min.	21	21
Taux de filtration du concentré nickélicifère		kg/m ² /h	450	450
Flux d'épaississement des concentrés		t/m ² /h	0,25	0,25
Flux d'épaississement des résidus		kg/m ² /h	0,45	0,45
Densité de la sousverse de l'épaississeur de résidus		% w/w	40	40
Consommation de KAX51		g/t	80	80
Consommation de MIBC		g/t	89	89
Consommation de Cytec 65 (agent moussant)		g/t	2	2
Consommation de Calgon		g/t	254	254
Consommation de CMC		g/t	6	6
Consommation d'acide sulfurique (H ₂ SO ₄)		g/t	3 888	3 888
Consommation de flocculant	Concentré	g/t	10	10
	Rejets	g/t	20	20

Consommation de corps broyants pour le broyeur semi-autogène		t/a	999	1 999
Consommation de corps broyants pour les broyeurs à boulets		t/a	1 808	3 615
Consommation de corps broyants pour le broyeur secondaire		t/a	621	1 242

17.4 Débit de traitement et disponibilité

Ausenco a sélectionné un broyeur semi-autogène (SAG) de 11,6 m (38 pi) de diamètre et deux broyeurs à boulets de 7,9 m (26 pi) de diamètre pour chacune des usines de 52,5 kt/j. Ausenco est d'avis que ce circuit est adéquat pour atteindre le débit de traitement nominal pour le minerai de compétence nominale, et présente un potentiel de débit supérieur pour des minerais moins durs. Ausenco a proposé un taux de disponibilité global pour l'usine de 92 % ou 8 059 heures par année. C'est un taux standard dans l'industrie pour les grandes usines de flottation à plusieurs trains qui traitent du minerai modérément abrasif. Une vérification parmi les usines comparables indique que les usines de traitement atteignent ce niveau de façon assez courante. Compte tenu de l'indice d'abrasion assez faible pour le minerai de Dumont, ce taux de disponibilité est probablement conservateur.

17.5 Stratégie d'usage

La sélection et les dimensions des circuits de concassage et de broyage ont été influencés par l'évaluation des résultats de variabilité des tests de comminution effectués par SGS Lakefield. Ces tests ont permis d'établir l'indice de Bond en concasseur, l'indice de Bond en broyeur à boulets et en broyeur à barres, l'indice d'abrasion de Bond, les valeurs SMC et JK A×b pour les échantillons sélectionnés. Ausenco a décidé d'utiliser le 75^e percentile de chacune de ces valeurs pour la conception.

17.6 Teneur d'alimentation

Chaque usine est conçue pour traiter du minerai à une teneur d'alimentation de 0,37 % Ni. Les teneurs d'alimentation annuelles pour la durée de vie de la mine (LOM) varient entre 0,22-0,37 %. La teneur d'alimentation moyenne de l'usine pour la phase 1 (5 premières années d'exploitation) est de 0,34 % de nickel, avec un maximum de 0,37 %. La teneur d'alimentation moyenne de l'usine pour la phase 2 est de 0,26 % de nickel, avec un maximum de 0,31 % de nickel. Il sera nécessaire de réviser la conception de la phase 2 de l'usine une fois que la phase 1 est opérationnelle afin de déterminer si certains aspects de la conception peuvent être optimisés.

17.7 Élaboration du schéma de traitement et choix des dimensions de l'équipement

La conception du schéma de traitement de l'usine pour le circuit Dumont est basée sur celui de grandes usines de flottation comparables, et a ensuite été confirmée ou modifiée en fonction des résultats des études d'optimisation et des essais métallurgiques. La figure 17.1 montre le schéma de traitement retenu pour l'usine Dumont (seule l'usine à 52,5 kt/j est illustrée). Les détails de la conception du schéma de traitement et la sélection des principaux équipements pour les usines de traitement sont décrits dans les sections qui suivent.

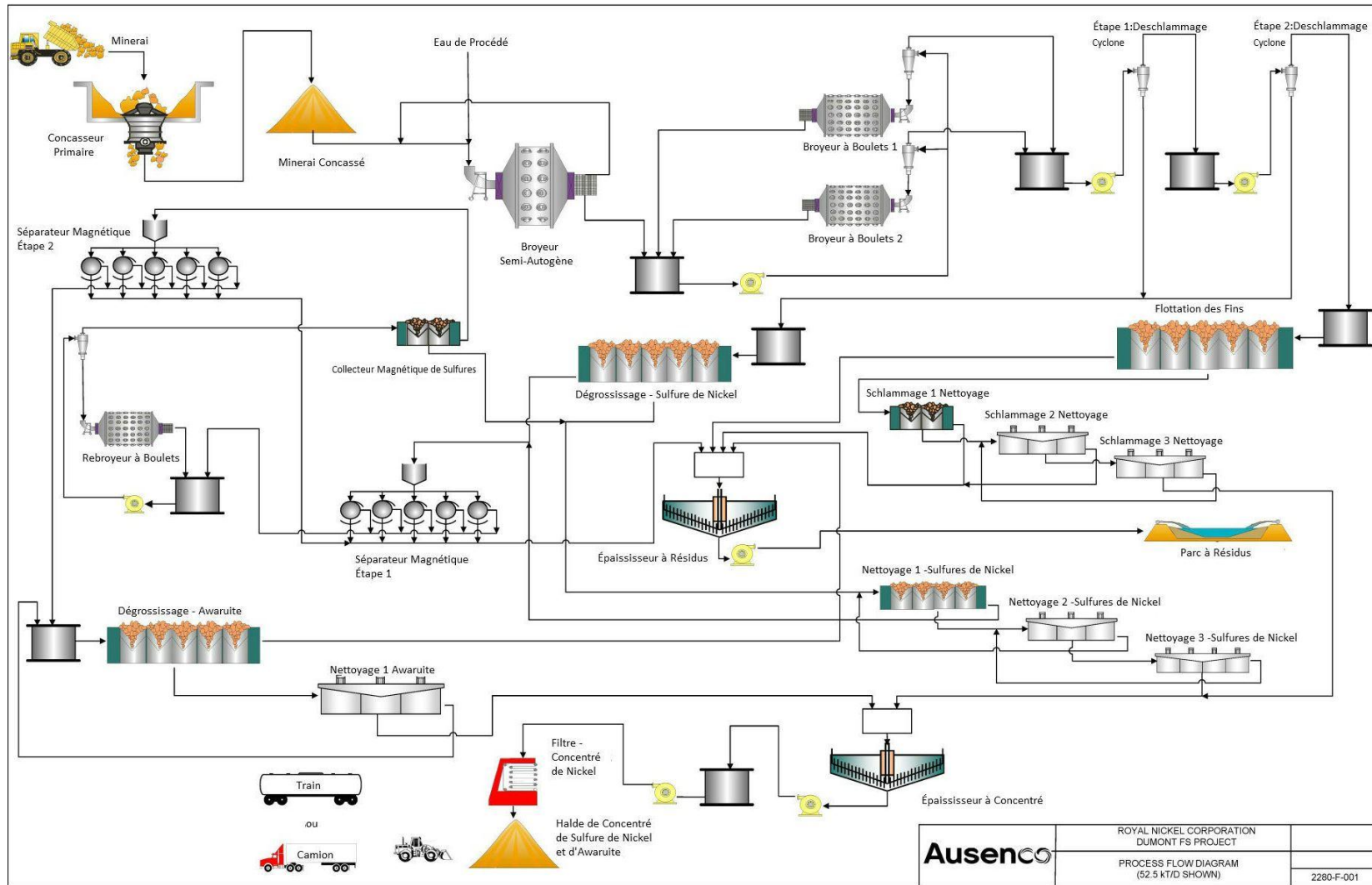
17.8 Sélection du procédé unitaire

La conception de l'usine de traitement est basée sur un schéma de traitement incluant des opérations unitaires qui sont bien établies et qui ont fait leurs preuves dans l'industrie du

traitement minéral. Le schéma de traitement pour Dumont incorpore les étapes unitaires suivantes (décrit ci-dessous pour l'usine de 52,5 kt/j) :

- Le minerai de la fosse est concassé dans un concasseur giratoire primaire (assisté d'un marteau brise-roches) pour livrer un produit concassé d'une taille nominale de 80 % passant (P₈₀) 90 mm. Le minerai concassé est acheminé dans un convoyeur à couvert qui alimente l'aire de stockage.
- Une aire de stockage recouverte et conique de minerai concassé d'une capacité active de 12 h, avec trois distributeurs à palettes métalliques, chacun étant capable d'alimenter 60 % du débit de traitement global de l'usine.
- Un broyeur semi-autogène (SAG) de 21 MW avec un diamètre de 11,6 m (38 pi), d'une longueur de broyage effective (EGL; Effective Grinding Length) de 6,7 m (22 pi), utilisant un trommel pour la classification et la recirculation des blocs trop gros.
- Deux broyeurs à boulets de 16 MW avec un diamètre de 7,9 m (26 pi), d'une EGL de 12,2 m (40 pi), en circuit fermé avec hydrocyclones, livrant un produit de taille nominale à 80 % passant (P80) 180 µm.

Figure 17.1 : Schéma de l'usine de traitement du projet Dumont



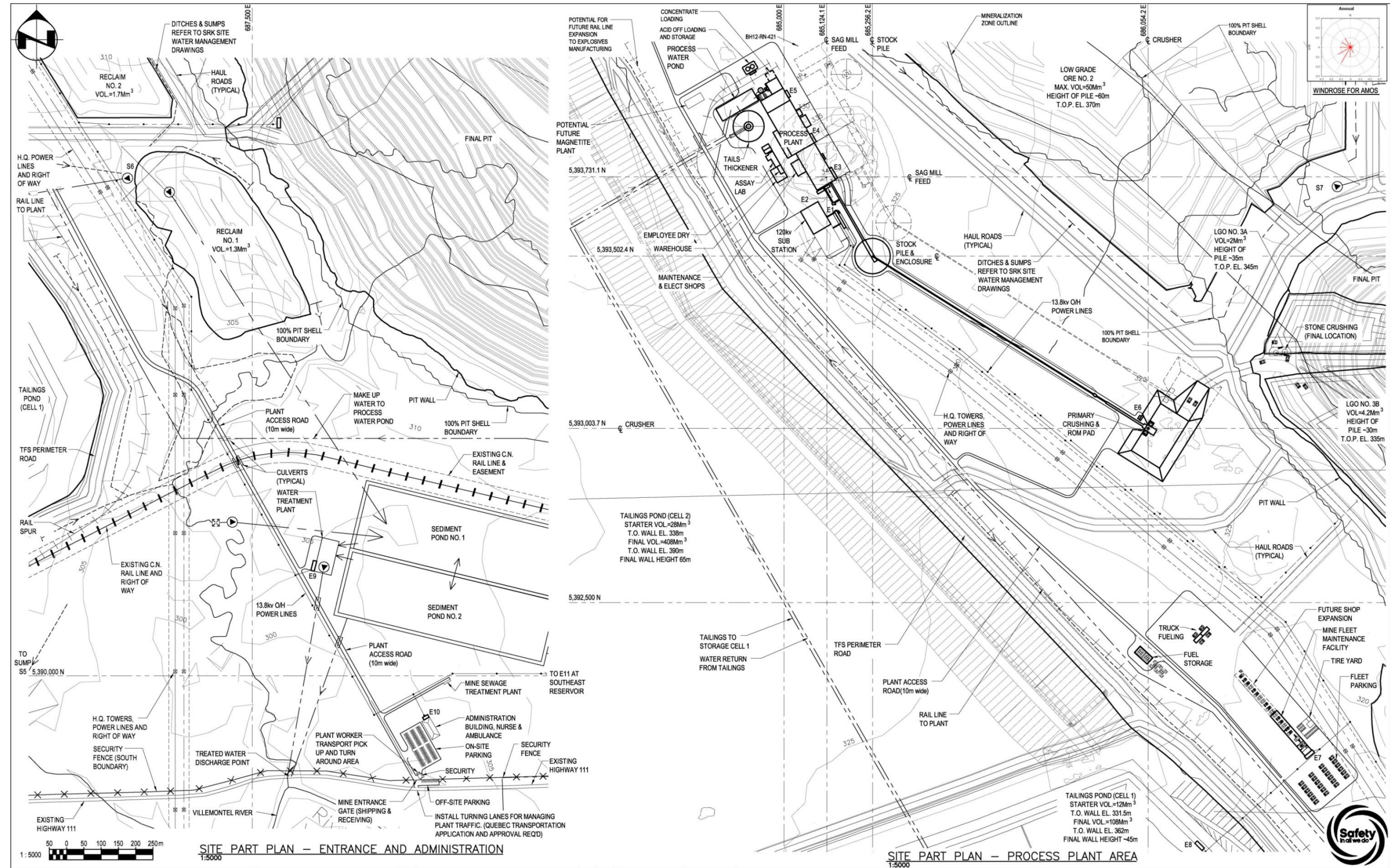
Source : Ausenco.

- Un circuit de déschlammage en deux étapes avec hydrocyclones. La première étape a pour but de diviser la masse à une taille de coupe (D50c) de 50 μm . La deuxième étape vise à diviser la masse à une taille de coupe (D50c) de 1 à 15 μm . La dimension des hydrocyclones à chaque étape est de 400 mm et de 100 mm respectivement.
- Flottation de dégrossissage des schlamms en un train de onze cellules de flottation en réservoir avec air forcé de 300 m^3 de façon à assurer un temps de séjour de 33 minutes.
- Flottation des schlamms en 1^{re} purification, 2^e purification et 3^e purification en cellules de flottation en réservoir avec air forcé comprenant quatre cellules de 50 m^3 , trois cellules de 5 m^3 et trois cellules de 1,5 m^3 de façon à assurer un temps de séjour respectif de 30 minutes, de 14 minutes et de 10,5 minutes.
- Flottation de dégrossissage des sulfures nickélifères en trois trains de neuf cellules (27 cellules au total) de flottation en réservoir avec air forcé de 300 m^3 par train afin d'assurer un temps de séjour de 90 minutes.
- Flottation des sulfures nickélifères en 1^{re} purification, 2^e purification et 3^e purification, constituée de sept cellules de 200 m^3 , six cellules de 20 m^3 et cinq cellules de 5 m^3 en réservoir avec air forcé afin d'assurer des temps de séjour de 45 minutes, 14 minutes et 9 minutes respectivement.
- Séparation magnétique des rejets de flottation de dégrossissage des sulfures nickélifères et des rejets de flottation de purification de sulfures, constituée de sept trains de dix séparateurs magnétiques de faible intensité (SMFI) de 3,6 m de long, pour une récupération de masse nominale de 12-15 % du matériel issu de la flottation de dégrossissage et de purification des sulfures.
- Rebroyage du concentré magnétique dans un broyeur à boulets de 8 MW avec un diamètre de 6,7 m (22 pi) et une EGL de 10,8 m (35,4 pi) fonctionnant en circuit fermé avec hydrocyclones, livrant un produit de taille nominale à 80 % (P_{80}) passant 46 μm .
- Flottation d'épuisement des sulfures magnétiques constituée de sept cellules de flottation en réservoir avec air forcé de 200 m^3 , pour un temps de séjour de 66 minutes.
- Séparation magnétique des rejets de flottation des sulfures magnétiques constituée de cinq séparateurs magnétiques de faible intensité (SMFI) de 3,6 m de long pour une récupération de masse nominale à cette étape d'environ 50 %.
- Flottation de dégrossissage de l'awaruite constituée de six cellules de flottation en réservoir avec air forcé de 70 m^3 par train afin d'assurer un temps de séjour de 70 minutes.
- Flottation de purification de l'awaruite constituée de cinq cellules de flottation en réservoir avec air forcé de 1,5 m^3 afin d'assurer un temps de séjour de 21 minutes.
- Épaississement du concentré nickélifère dans un épaisseur à haut débit de 14 m de diamètre, puis déshydratation dans un filtre à pression vertical.
- Épaississement des rejets du déschlammage et des rejets combinés de la séparation magnétique et du dégrossissage de l'awaruite dans un épaisseur à haut débit de 88 m de diamètre, jusqu'à une densité de sousverse de 40 % solides
- Parc à résidus pour la déposition des résidus de traitement avec une digue conventionnelle
- Installations pour le mélange des réactifs pour le KAX51 (collecteur), le Calgon (inhibiteur) et le CMC (inhibiteur) ainsi que pour le floculant des résidus et le floculant du concentré.
- Installations de déchargement des réactifs pour le MIBC et le Cytec 65 (agents moussants) et pour l'acide sulfurique.
- Les eaux de traitement et le système de distribution pour la recirculation des eaux de traitement à travers l'usine tel que requis. Les eaux de traitement sont recueillies dans un bassin d'eau de traitement qui est principalement alimenté par la surverse de l'épaisseur des résidus et par les installations de gestion des résidus. Les autres sources incluent la surverse de l'épaisseur du concentré et les opérations de dénoyage de la fosse.

- L'eau potable est générée à partir de l'eau de traitement dans un réservoir d'eau douce au moyen d'une unité à osmose inverse (OI) sur le site. L'eau potable est distribuée à l'usine et pour différentes utilisations autour du site.
- Les services de distribution d'eau non traitée pour l'alimentation en eau de refroidissement, en eau des pompes (« gland water »), d'une partie de l'eau pour le mélange des réactifs, en eau pour l'extinction des incendies, etc.
- Services d'air pour l'usine, les instruments et la flottation et infrastructures associées.

Le plan d'ensemble du secteur de l'usine de traitement et de l'usine elle-même sont présentés aux figures 17-2 et 17-3 respectivement.

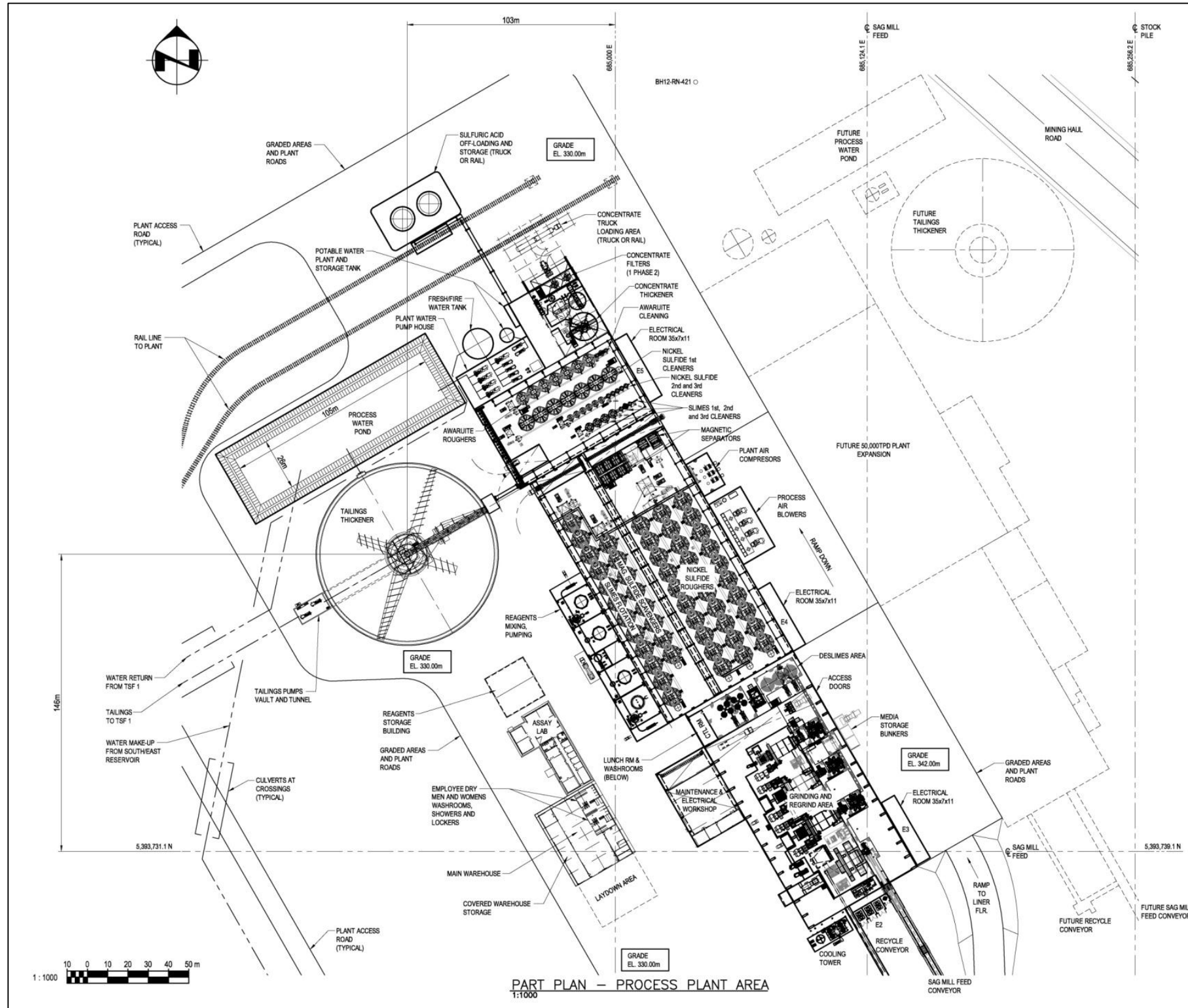
Figure 17.2 : Vue d'ensemble du secteur de l'usine de traitement



Source : Ausenco.

Rapport No : 2280
 Rev : 0
 Date : 25 July 2013

Figure 17.3 : Schéma de l'usine de traitement du projet Dumont



Source : Ausenco.

Rapport No : 2280
 Rev : 0
 Date : 25 July 2013

17.9 Circuit de comminution

17.9.1 Concassage primaire

Compte tenu du débit de traitement nominal et des caractéristiques de compétence modérée du minerai, un concasseur giratoire de 60 × 89 a été considéré comme étant le type de concasseur primaire le plus approprié pour accomplir la tâche.

Le concasseur primaire sera situé en bordure de la halde de minerai tout-venant. Un aménagement de concasseur partiellement enfoui a été privilégié pour réduire la hauteur de la plate-forme (réduit les coûts de halage de l'exploitation) sans qu'une importante excavation soit nécessaire.

Les camions déchargeront des deux côtés d'une trémie active d'une capacité de 243 m³ au-dessus du concasseur; une autre possibilité est que le minerai pourrait être remanipulé et alimenté au moyen d'une chargeuse frontale.

Le concasseur primaire sera situé dans un bâtiment fermé. Ceci va aider à minimiser les émissions de poussières et à réduire le bruit. De plus, un pont roulant sera installé dans le bâtiment pour la maintenance du concasseur.

Le concasseur giratoire concassera le minerai pour en faire un produit à 80 % passant 190 mm. La taille maximale des blocs d'alimentation du concasseur sera de 1,2 m; le matériel plus grossier sera brisé avec un marteau brise-roches.

17.9.2 Halde de minerai concassé

Le produit du concasseur sera acheminé par convoyeur de la voûte de décharge du concasseur par le distributeur à courroie de vitesse variable à la sortie du concasseur primaire, qui se déchargera sur le convoyeur sacrificiel avant d'être transféré via le convoyeur d'alimentation de l'aire de stockage jusqu'à l'aire de stockage de minerai concassé. Une bascule peseuse sur bande sera installée sur le convoyeur sacrificiel pour peser le matériel d'alimentation de l'aire de stockage et ainsi générer des données concernant le taux de production du circuit de concassage. Un espace pour un électroaimant autonettoyant a été aménagé au-dessus de la poulie de tête du convoyeur sacrificiel pour recueillir la grenaille d'acier avant que le matériel ne soit déchargé sur le convoyeur d'alimentation de l'aire de stockage en cas de besoin.

L'aire de stockage permettra d'assurer une capacité active d'au moins 12 h au taux nominal pour le nouveau broyeur semi-autogène de 2 378 t/h; un débit de traitement plus élevé aura pour effet de réduire cette capacité. La capacité totale de l'aire de stockage est suffisante pour alimenter le broyeur semi-autogène en nouveau matériel pendant environ 60 heures, soit environ 143 kt. Dans l'éventualité où le circuit de concassage serait hors d'usage pendant une longue période, un boteur pourrait être utilisé pour réacheminer le matériel inactif dans l'aire de stockage et ainsi fournir une alimentation de dépannage au circuit de broyage. Trois distributeurs à palettes métalliques ont été sélectionnés pour redistribuer le minerai de l'aire de stockage, chacun étant capable d'assurer 60 % du taux d'alimentation nominal de l'usine.

L'aire de stockage sera dans un bâtiment fermé afin de minimiser les émissions de poussières fugitives. L'aire de stockage s'agira d'un dôme conique avec une structure en acier et un recouvrement extérieur, qui sera d'environ 98 m de diamètre par 37 m de hauteur.

17.9.3 Critères de conception du circuit de comminution

Les principaux paramètres de conception utilisés dans le cadre de cette étude sont :

- un indice de Bond en concasseur (CWi) de 15,4 kWh/t, basé sur le 75^e percentile des échantillons testés par SGS;
- un indice de Bond en broyeur à barres (RWi) de 15,6 kWh/t basé sur le 75^e percentile des échantillons testés par SGS;
- un indice de Bond en broyeur à boulets (BW_i) de 21,0 kWh/t basé sur le 75^e percentile des échantillons testés par SGS;
- un indice d'abrasion de Bond (Ai) de 0,007 g basé sur le 75^e percentile des échantillons testés par SGS;
- un indice d'impact (DW_i) de 4,8 kWh/t tel que mesuré dans le cadre des tests SMC (équivalent à un facteur A × b de 54,2 à un poids spécifique de 2,6);
- une taille de particule ciblée à 80 % passant 180 µm, basé sur les différents essais de flottation (dirigés par RNC).

Le circuit de broyage a été conçu de façon à pouvoir traiter le tonnage requis de 52,5 kt/j. Pour tenir compte des variations dans la compétence du minerai, Ausenco utilise le 75^e percentile pour tous les paramètres de conception. Cela signifie que le circuit pourrait atteindre un débit de traitement plus élevé lorsque du minerai moins compétent sera traité

Les essais de flottation et les études minéralogiques ont indiqué que les différents types de minerai du projet Dumont sont relativement insensibles à la taille des particules broyées (P₈₀) jusqu'à environ 150 µm au laboratoire. Pour atteindre le taux de récupération spécifié, RNC a établi la granulométrie de broyage primaire à P₈₀ 180 µm. Cette granulométrie P₈₀ 180 µm a été choisie parce que les sulfures se retrouvent typiquement dans les fractions plus fines en usine lorsque comparés aux essais en laboratoire (puisque des tamis sont utilisés pour la séparation granulométrique en laboratoire comparativement aux hydrocyclones à l'usine de traitement).

Ausenco utilise une approche basée sur la puissance pour déterminer les exigences en matière de puissance du circuit de broyage. Cette approche est basée sur des modèles empiriques élaborés à partir d'une base de données comportant des données d'usines présentement en opération et d'essais en laboratoires associés. Les paramètres d'entrée critiques au modèle sont : la compétence du minerai (mesurée en utilisant soit les valeurs A × b des tests d'impact JK ou les valeurs DW_i des tests SMC) et les indices de Bond (CWi, RW_i, BW_i). Le modèle de puissance d'Ausenco prédit l'efficacité de broyage des différents circuits en fonction des données des tests d'impact JK et SMC, qui mesurent la compétence du minerai. Cette approche tient aussi compte de l'impact des minerais ultramafiques sur les résultats des tests BW_i.

La puissance requise et les dimensions des équipements déterminés à l'aide de la méthode interne d'Ausenco pour les principaux types de minerai sont présentés au tableau 17-2.

La puissance d'installation de 16 000 kW au niveau des broyeurs à boulets tient compte de provisions pour les pertes liées au groupe motopropulseur ainsi qu'une éventualité de conception pour le degré d'exactitude des modèles, des calculs et des essais utilisés pour déterminer la puissance au pignon moyenne prévue.

La puissance motrice d'installation pour le broyeur semi-autogène tient compte de provisions similaires, ainsi qu'une éventualité supplémentaire pour permettre un ajustement des conditions

de fonctionnement du broyeur afin d'accommoder la variabilité du minerai. Ces provisions et éventualités exigent une puissance d'installation de 21 000 kW.

Tableau 17-2 : Critères de conception du circuit de broyage

Critère	Unités	Design		
		52,5 kt/j	105 kt/j	
Débit	t/h	2 378	4 755	
Type de broyeur		SAG	SAG	
Puissance requise	kW	17 716	35 432	
Nombre de broyeurs		1	2	
Vitesse de broyage	% Nc	75	75	
Volume de la charge de boulets	Nominal	% vol	15	15
	Maximum (design)	% vol	20	20
Volume de la charge totale	Nominal	% vol	27	27
	Maximum (design)	% vol	35	35
Diamètre du broyeur	Interne	M	11,6	11,6
Longueur effective de broyage	EGL	M	6,7	6,71
Puissance motrice d'installation		kW	21 000	21 000
Type de broyeur			Ball	Ball
Taille des particules broyées	P ₈₀	µm	180	180
Puissance au pignon requise		kW	24 922	49 843
Nombre de broyeurs			2	4
Puissance au pignon requises par broyeur		kW	12 461	12 461
Vitesse de broyage		% Nc	75	75
Volume de la charge de boulets	Nominal	% vol	26	26
	Maximum (design)	% vol	30	30
Diamètre du broyeur	Interne	m	7,9	7,9
Longueur effective de broyage	EGL	m	12,2	12,2
Puissance motrice d'installation		kW	16 000	16 000

17.9.4 Circuit de redistribution vers les broyeurs semi-autogène et à boulets

Le minerai concassé sera redistribué à partir de l'aire de stockage de minerai par trois distributeurs à palettes mécaniques jusqu'au convoyeur d'alimentation du broyeur semi-autogène. Les distributeurs seront munis de régulateurs de vitesse.

Une bascule peseuse sur bande sera installée sur le convoyeur d'alimentation de chaque broyeur semi-autogène pour peser le matériel qui entre au broyeur semi-autogène afin de recueillir des données sur le taux d'alimentation pour le contrôle des distributeurs de matériel. Le minerai concassé redistribué sera acheminé à un taux contrôlé au broyeur semi-autogène.

La décharge du broyeur semi-autogène gravitera à travers un trommel. Les blocs trop gros pour passer dans le trommel (*scats*) seront recyclés au convoyeur d'alimentation de l'usine après la séparation magnétique des blocs. Les blocs seront réintroduits sur le convoyeur d'alimentation du broyeur via les convoyeurs de recyclage des blocs. Le matériel passant du trommel du broyeur semi-autogène s'écoulera par gravité dans la trémie d'alimentation des cyclones.

Les boues de décharge des broyeurs semi-autogènes seront pompées via des pompes d'alimentation des cyclones dédiées vers les deux trains de broyeurs à boulets et hydrocyclones, chacun fonctionnant en circuit fermé avec un seul broyeur à boulets. De l'eau est ajoutée à la trémie d'alimentation des cyclones au besoin pour atteindre la densité requise pour la pulpe d'alimentation des cyclones.

La sousverse des hydrocyclones de chaque groupe s'écoulera par gravité vers un broyeur à boulets dédié de 16 MW, avec des moteurs jumeaux à pignon de 8 MW fonctionnant en parallèle. La décharge de chaque broyeur à boulets s'écoulera par gravité à travers un trommel dans la trémie d'alimentation des cyclones pour reclassification. La surverse des cyclones s'écoulera par gravité jusqu'à la trémie d'alimentation des cyclones de la première étape de déschlammage.

Le circuit de broyage exigera l'installation de deux groupes de sept hydrocyclones de 800 mm par groupe, dont six seront en fonction et un de rechange. Une valve actionnée pneumatiquement sera installée sur chaque hydrocyclone pour les besoins d'isolation. Des tuyaux en acier gainés de caoutchouc, des trémies et des chutes seront installés à travers le circuit de broyage pour la manipulation des boues grossières.

Deux puisards verticaux seront aménagés dans le secteur de broyage, et un puisard dans le secteur de l'aire de stockage afin de faciliter le nettoyage.

17.9.5 Circuit de classification de l'usine

Le circuit de classification a été conçu pour une charge circulante nominale de 250 %, ce qui est une valeur de conception typique pour un matériel avec des caractéristiques similaires et la taille de particules ciblée, et qui est largement répandue dans l'industrie pour les circuits SAG. Pour prévenir les dommages aux groupes de cyclones, la boue de décharge du broyeur semi-autogène passe d'abord dans un trommel avec des fentes espacées de 12 mm x 55 mm pour retirer les blocs; la sousverse s'écoule dans la trémie d'alimentation des hydrocyclones. Les blocs seront réacheminés dans l'alimentation du broyeur semi-autogène via les convoyeurs de recyclage des blocs pour être rebroyés. Un électroaimant sur les convoyeurs de recyclage des blocs retirera toute pièce de métal.

Une charge circulante de blocs équivalente à 15 % du nouveau matériel d'alimentation a été prise en compte dans la conception, basée sur l'expérience typique dans l'industrie avec des minerais de compétence similaire. Les convoyeurs sont conçus pour accommoder des charges maximales allant jusqu'à 25 % du nouveau matériel d'alimentation.

La décharge des broyeurs SAG et à boulets sera combinée dans la trémie d'alimentation des hydrocyclones puis pompée dans deux groupes d'hydrocyclones de 800 mm de diamètre pour obtenir une sousverse ciblée de 80 % passant 180 µm. Chaque groupe d'hydrocyclones sera alimenté via une pompe d'alimentation des hydrocyclones dédiée.

La surverse des hydrocyclones sera acheminée comme matériel d'alimentation d'un circuit de déschlammage avant la flottation des schlamms, tandis que la sousverse grossière des hydrocyclones de chacun des deux groupes sera combinée et sera acheminée à un broyeur à boulets dédié (no.1 ou no.2) pour la suite du broyage.

17.9.6 Circuit de déschlammage

Un circuit de déschlammage en deux étapes retire les schlamms de la surverse des hydrocyclones des broyeurs à boulets no.1 et no.2 afin d'éliminer les schlamms. Cette étape est très importante pour optimiser la cinétique de la flottation. Le circuit en deux étapes

s'acquitte de cette tâche au moyen de groupes d'hydrocyclones. La première étape vise à diviser la masse à une taille de coupe (D50c) de 50 µm en utilisant des hydrocyclones de 400 mm. La surverse de cette première étape de déschlammage passe à travers un crible à déchets horizontal pour enlever les grosses particules qui pourraient éventuellement bloquer le cyclone plus petit de la deuxième étape. La sousverse du crible à déchets sert à alimenter la deuxième étape.

La deuxième étape vise à diviser la masse à une taille de coupe (D50c) de 10-15 µm en utilisant des hydrocyclones de 100 mm. Les sousverses des deux étapes sont combinées et vont alimenter le circuit de flottation de dégrossissage des sulfures nickélifères. La surverse des hydrocyclones de la deuxième étape s'écoule par gravité jusqu'au circuit de flottation des schlamms.

17.10 Conception du circuit de flottation

L'analyse minéralogique et les essais en laboratoire ont révélé qu'il est possible de récupérer la majorité des sulfures nickélifères dans le minerai à des teneurs adéquates en concentré par flottation des particules à 80 % passant 150 µm. Toutefois, il a aussi été démontré que l'ajout d'étapes de récupération magnétique et de rebroyage permettait une récupération additionnelle de sulfures nickélifères.

L'étape de séparation magnétique mentionnée ci-dessus a principalement pour but de récupérer le nickel qui se trouve sous forme de différents alliages, surtout sous forme d'awaruite. L'étape subséquente de rebroyage et de récupération magnétique est nécessaire pour libérer d'autres sulfures nickélifères et permet d'atteindre un taux plus élevé de rejet de la gangue

17.10.1 Type et dimensions du circuit

Le circuit de flottation préconisé pour concentrer le minerai de Dumont consiste en étapes de flottation de dégrossissage et trois étapes de flottation de purification des schlamms, flottation de dégrossissage et trois étapes de flottation de purification des sulfures, séparation magnétique, rebroyage et séparation magnétique secondaire, flottation de dégrossissage et flottation de purification de l'awaruite. Les rejets de la flottation de dégrossissage et de la flottation de purification des schlamms ainsi que les rejets de la séparation magnétique, les rejets de dégrossissage de l'awaruite seront acheminés à un épaisseur de résidus commun. Les concentrés de schlamms, de sulfures et d'awaruite sont combinés après la flottation. Les temps de séjour pour le circuit de flottation du nickel sont basés sur les essais effectués sur les différents types de minerai de Dumont et les échantillons composites des types de minéralisation.

Les temps de séjour obtenus lors des essais et sélectionnés pour la conception du circuit de flottation sont résumés au tableau 17-3.

Tableau 17-3 : Sommaire des temps de séjour de la flottation du nickel

Étape de flottation	Durée des tests en circuit fermé (min)	Facteur d'échelle	Temps de conception spécifique (min)
Dégrossissage des schlamms	10	3,3	33
1re purification des schlamms	10	3,0	30
2e purification des schlamms	4	3,5	14
3e purification des schlamms	3	3,5	10,5
Dégrossissage des sulfures	30	3,0	90
1re purification des sulfures	15	3,0	45
2e purification des sulfures	4	3,5	14
3e purification des sulfures	3	3,0	9
Sulfures magnétiques	20	3,3	66
Dégrossissage de l'awaruite	20	3,5	70
Purification de l'awaruite	6	3,5	21

17.10.2 Configuration du circuit de flottation

La surverse des hydrocyclones de déschlammage de l'étape 2 sera acheminée par gravité aux boîtes de distribution des schlamms, où les réactifs de flottation seront ajoutés. Le circuit de flottation des schlamms est constitué de 11 cellules de flottation en réservoir de 300 m³. Les cellules seront configurées selon un aménagement par paire avec un changement d'élévation entre les paires de cellules. D'autres points de dosage pour les réactifs de flottation seront situés en bordure des cellules de flottation des schlamms.

Le concentré des cellules de flottation des schlamms s'écoulera par gravité jusqu'à une trémie de concentration des schlamms et sera pompé jusqu'au circuit de purification des schlamms. Les rejets des schlamms seront pompés vers l'épaississeur de résidus.

La 1^{re} étape de purification des schlamms est constituée de quatre cellules de flottation en réservoir de 50 m³ fonctionnant avec une configuration en circuit ouvert. Les rejets de flottation de la 1^{re} étape de purification des schlamms sont combinés aux rejets de la deuxième étape de purification et pompés jusqu'à l'épaississeur de résidus alors que le concentré est pompé vers la 2^e étape de flottation de purification des sulfures de nickel.

La 2^e étape de purification des schlamms est constituée de trois cellules de flottation en réservoir de 5 m³, fonctionnant en circuit ouvert (avec la possibilité d'envoyer les rejets de purification de la 2^e étape alimenter la 1^{re} étape de purification). La 3^e étape de purification des schlamms est constituée de trois cellules de flottation en réservoir de 1,5 m³. Les 2^e et 3^e étapes sont configurées de manière à ce que les rejets de flottation de purification de la 3^e étape s'écoulent par gravité et reviennent au début de la 2^e étape de purification. Le concentré de la 2^e étape de purification des schlamms est pompé vers la troisième étape de purification des schlamms et le concentré de la 3^e étape de purification est pompé vers l'épaississeur de concentré.

Les réactifs ajoutés comprendront une combinaison de KAX51 (PAX, collecteur), MIBC ou Cytec 65 (agent moussant) et Calgon (inhibiteur). Les boîtes de distribution s'écouleront par gravité dans les cellules de flottation des schlamms, qui sont reliées en séries.

La sousverse des hydrocyclones de déschlammage des 1^{re} et 2^e étapes sera combinée et alimentera par gravité trois cuves de conditionnement parallèles de dégrossissage, où des

réactifs de flottation seront ajoutés. Les cuves de conditionnement s'écouleront par gravité vers les cellules de flottation de dégrossissage, qui sont reliées en séries. Trois trains de neuf cellules de flottation en réservoir avec air forcé de 300 m³ ont été privilégiés pour procurer le temps de séjour requis pour la flottation de dégrossissage. Les cellules seront en configuration paire, à l'exception d'une cellule, avec un changement d'élévation entre les paires. D'autres points de dosage pour les réactifs de flottation seront situés en bordure du circuit de flottation de dégrossissage.

Le concentré de chaque train de cellules de dégrossissage s'écoulera par gravité vers une trémie commune de préconcentré nickélique puis sera pompé vers le circuit de purification des sulfures nickéliques. Les rejets de dégrossissage de chaque train s'écouleront par gravité vers la trémie d'alimentation en vue de la séparation magnétique.

Les réactifs ajoutés comprendront une combinaison de KAX51 (PAX, collecteur), MIBC ou Cytec 65 (agent moussant) et Calgon (inhibiteur).

Les rejets de dégrossissage du nickel s'écouleront par gravité vers la trémie d'alimentation de la première étape de séparation magnétique où ils seront combinés aux rejets de purification des sulfures (voir section 17.11). Le concentré magnétique sera pompé vers l'étape de rebroyage. La surverse du cyclone du rebroyage s'écoule par gravité vers l'étape de flottation d'épuisement des sulfures magnétiques.

L'étape de flottation d'épuisement des sulfures magnétiques est constituée de sept cellules de flottation en réservoir de 200 m³ (un seul train). Les cellules seront configurées selon un aménagement par paire, avec un changement d'élévation entre les paires de cellules. Les rejets d'épuisement des sulfures magnétiques seront pompés vers la 2^e étape de séparation magnétique (voir section 17.11), alors que le concentré de sulfures de nickel récupéré sera pompé vers le circuit de flottation de purification des sulfures de nickel.

Trois flux alimentent le 1^{er} circuit de flottation de purification des sulfures : le concentré de flottation de dégrossissage des sulfures, le concentré de flottation d'épuisement des sulfures magnétiques et les rejets de la 2^e étape de flottation de purification des sulfures de nickel. L'étape de 1^{re} purification des sulfures est constituée de sept cellules de flottation en réservoir de 200 m³. Les rejets de la 1^{re} étape de flottation de purification des sulfures de nickel sont pompés vers le circuit de rebroyage mentionné ci-dessus et le concentré est pompé vers la 2^e étape de flottation de purification des sulfures de nickel.

La 2^e étape de purification des sulfures de nickel est constituée de six cellules de flottation en réservoir de 20 m³. La 3^e étape de purification des sulfures et la purification de l'awaruite sont constituées respectivement de cinq et six cellules de flottation en réservoir de 5 m³. Les 2^e et 3^e étapes sont configurées de manière à ce que les rejets de flottation de purification de la 3^e étape s'écoulent par gravité et reviennent au début de la 2^e étape de purification.

Le concentré de la 2^e étape de séparation magnétique sera pompé vers le circuit de flottation de l'awaruite.

Le circuit de flottation de l'awaruite comprend une étape de flottation de dégrossissage (les rejets étant dirigés vers l'épaississeur de résidus) et une seule étape de flottation de purification (les résidus étant réacheminés au début de l'étape de dégrossissage). Une cuve de conditionnement est utilisée avant l'étape de flottation de dégrossissage pour permettre l'ajout de réactifs. L'étape de flottation de dégrossissage est constituée de six cellules de flottation en réservoir de 70 m³. L'étape de flottation de purification de l'awaruite est constituée de cinq cellules de flottation de 1,5 m³.

17.11 Séparation magnétique

Un circuit de séparation magnétique à faible intensité est utilisé pour traiter les rejets des étapes de flottation de dégrossissage et de flottation de purification des sulfures nickélifères. Ce circuit a pour but de récupérer les minéraux nickélifères contenant de l'awaruite magnétique (principalement l'awaruite) qui pourraient se retrouver dans les rejets du circuit de dégrossissage et de purification du minerai sulfuré.

Les essais effectués en utilisant la séparation magnétique ont établi les critères de conception de la teneur en nickel du concentré et de la récupération de masse. Les autres paramètres sont basés sur des données de référence et les recommandations de vendeurs.

Les critères de conception retenus sont résumés au tableau 17-4.

Tableau 17-4 : Sommaire des puissances nominales du circuit de récupération de concentré magnétique

Étape de flottation	Puissance de l'aimant (Gauss)	Puissance linéaire de l'aimant t/h/(m de tambour)	Puissance volumétrique de l'aimant m ³ /h/(m de tambour)	Configuration des aimants
Rejets de dégrossissage des sulfures nickélifères (Train 1)	1 000	30	110	à contre-courant
Rejets de dégrossissage des sulfures nickélifères (Train 2)	1 000	30	110	à contre-courant
Rejets d'épuisement des sulfures magnétiques	1 000	30	110	à contre-courant

Les rejets de flottation de dégrossissage et de flottation de purification des sulfures de nickel seront pompés vers deux trains de 7 séparateurs magnétiques en tambour simple (3,6 m de long et 1,2 m de diamètre) par train au moyen d'un distributeur d'alimentation. Le nombre de séparateurs sélectionné permettra d'accommoder les variations au niveau du débit et de la récupération magnétique.

Le concentré magnétique sera pompé vers le circuit de rebroyage, plus spécifiquement vers la trémie d'alimentation des cyclones du circuit de rebroyage

Un second circuit de séparation magnétique à faible intensité est utilisé pour traiter les rejets de l'étape de flottation d'épuisement des sulfures magnétiques. Ce matériel correspond au concentré de la 1^{re} étape de séparation magnétique qui a d'abord passé par le broyeur secondaire et une étape de flottation des sulfures. Ce circuit a pour but de récupérer les minéraux nickélifères contenant de l'awaruite magnétique (principalement l'awaruite) et de rejeter le matériel de la gangue.

Les seuls critères de conception qui ont été établis à cette étape sont une récupération de masse approximative et une teneur en nickel du concentré aussi approximative. Les autres paramètres sont basés sur des données de référence et les recommandations de vendeurs.

Les rejets de flottation d'épuisement des sulfures magnétiques seront pompés vers un train de cinq séparateurs magnétiques en tambour simple (3,6 m de long et 1,2 m de diamètre) par train

au moyen d'un distributeur d'alimentation. Le nombre de séparateurs sélectionné permettra d'accommoder les variations au niveau du débit et de la récupération magnétique.

Le concentré magnétique sera pompé vers le circuit de flottation de l'awaruite, plus spécifiquement vers une cuve de conditionnement de dégrossissage de l'awaruite.

Les rejets de la séparation magnétique (non magnétiques) de chaque étape seront combinés et pompés vers l'épaississeur de résidus.

17.12 Rebroyage du concentré magnétique

Un circuit fermé de rebroyage est utilisé pour broyer le flux de concentré magnétique. Le flux alimente la trémie d'alimentation des cyclones du broyeur secondaire puis est pompé à un groupe d'hydrocyclones de 508 mm pour obtenir un produit d'une taille nominale de 80 % passant 55 μm . La surverse des hydrocyclones servira de matériel d'alimentation pour le circuit de flottation des sulfures magnétiques, tandis que la sousverse sera acheminée au broyeur à boulets secondaire pour une autre passe de broyage.

Le flux nominal vers le broyeur secondaire est de 650 t/h, avec un indice BWi maximum estimé à 18 kWh/t, basé sur les données d'utilisations similaires. Ceci indique une puissance spécifique requise inférieure à 11,8 kWh/t pour obtenir un produit de la taille nominale de P_{80} 45 μm après rebroyage. Par conséquent, un seul broyeur à boulets de 8 000 kW a été sélectionné pour le rebroyage dans le cadre de cette étude.

17.13 Épaississement, entreposage et filtration du concentré nickélifère

L'épaississement du concentré nickélifère se fera en commun pour les deux usines à 52,5 kt/j et à 105 kt/j. Un épaississeur de plus grande capacité a été sélectionné pour accommoder le concentré supplémentaire produit à un débit d'usinage de 105 kt/j.

Le concentré de flottation nickélifère sera épaissi à environ 60 % w/w de solides dans un épaississeur à haut débit de 14 m de diamètre au-dessus du sol. La conception de l'épaississeur de concentré est basée sur un taux de sédimentation typique (estimé) de 0,25 t/m²/h pour le concentré nickélifère.

La cuve d'entreposage du concentré avant la filtration aura un volume actif de 450 m³, qui a été déterminé en fonction d'un temps de séjour de 24 heures pour l'usine à 52,5 kt/j. L'entreposage du concentré prévoit aussi l'entretien de routine du filtre du concentrateur.

Le filtre du concentrateur sera un filtre-pressé de « style Larox » à cadres et à plaques verticales. Aucun essai de manipulation des concentrés n'a été entrepris puisque la quantité de concentré produit n'était pas suffisante pour permettre des essais de filtration. Ausenco a basé ses plans sur l'expérience acquise dans des concentrateurs de nickel ultramafique similaires pour arriver à un aménagement conceptuel. Ces hypothèses devront faire l'objet d'essais et être confirmées lors d'une étude subséquente.

Ce filtre a été sélectionné sur des données de référence d'autres opérations minières similaires, en raison de l'absence d'essais pour déterminer adéquatement le choix de filtre à ce stade-ci.

Le gâteau de filtration est entreposé et chargé soit dans des wagons, soit dans des camions au moyen d'une chargeuse frontale.

L'expansion de l'usine jusqu'à une capacité de 105 kt/j nécessitera l'ajout d'une cuve d'entreposage du concentré et d'un filtre-pressé vertical de style Larox.

17.14 Élimination des résidus

Dans le cadre de cette étude, l'aménagement privilégié comprend un épaisseur de résidus, l'évacuation des résidus épaissis dans un parc à résidus située à proximité, et la récupération des eaux à la surface du parc à résidus.

La conception de l'épaisseur de résidus est basée sur un taux de sédimentation de 0,45 t/m²/h, de telle sorte qu'un épaisseur à haut débit de 88 m a été sélectionné.

Les boues de résidus sortant de l'usine, composées des rejets de flottation de dégrossissage et de flottation de purification des schlamms et des rejets combinés de la séparation magnétique et du dégrossissage de l'awaruite, seront pompées vers l'épaisseur à haut débit. Les boues seront épaissies jusqu'à une densité ciblée de 40 % w/w de solides. Les boues de résidus épaissies seront pompées vers le parc à résidus via un pipeline en polyéthylène haute densité (HDPE) de 4 km. Les eaux de traitement dans la surverse de l'épaisseur s'écouleront par gravité jusqu'au bassin d'entreposage des eaux de traitement de l'usine. Une certaine quantité d'eau de traitement sera également récupérée du parc à résidus et sera pompée au bassin d'eau de traitement via des pompes sur barges et un pipeline d'eau en polyéthylène haute densité de 4 km.

17.15 Analyse en continu

Le système d'analyse en continu (OSA; *On-Stream Analysis*) fournira des analyses des valeurs en nickel et d'autres éléments à l'appui en continu pour faire le suivi des 11 flux suivants :

- surverse des hydrocyclones des broyeurs à boulets;
- rejets de la flottation des schlamms (un flux);
- rejets de la flottation de dégrossissage des sulfures nickélifères (trois flux);
- rejets de la séparation magnétique combinés (matériel non magnétique)
- rejets de la flottation de dégrossissage de l'awaruite;
- concentré de la flottation de purification de l'awaruite;
- concentré de flottation de 3^e purification des sulfures nickélifères;
- concentré combiné final;
- résidus combinés finaux.

Les échantillons analysés, à la sortie du système d'analyse en continu, seront déversés dans les trémies de retour des échantillons et seront repompés soit vers la trémie d'alimentation des cyclones de la 1^{re} étape de déschlammage, soit vers la cuve d'alimentation du filtre du concentrateur ou vers la trémie des rejets magnétiques combinés.

Le système d'analyse en continu sera situé dans un emplacement optimal afin de permettre l'utilisation maximale de l'écoulement par gravité pour l'alimentation des échantillons et les boues de rejets des échantillons et ainsi minimiser les besoins en pompes et en trémies pour les échantillons.

17.16 Réactifs

Les réactifs utilisés dans le cadre du projet sont décrits ci-dessous.

Collecteur – Amylxsanthate de potassium (KAX51 (PAX)) – L'amyloxanthate de potassium (KAX52, PAX) est un collecteur de minéraux sulfurés et sera fourni dans des sacs d'expédition en vrac de 1 000 kg de réactif sec. Le KAX51 sera expédié par la route jusqu'au site où il sera déchargé par un chariot élévateur à fourches. Le KAX51 sera entreposé dans l'aire d'entreposage des réactifs de l'entrepôt et livré au secteur de mélange du KAX51. Les sacs d'expédition en vrac de KAX51 seront soulevés par palan et déversés dans le réservoir de mélange au moyen d'un vide-sac. L'eau est ajoutée au réservoir où le mélange est agité pour produire une solution à une concentration de 20 % w/w. Le mélange dilué est transféré dans le réservoir de KAX51 au moyen d'une pompe. Le KAX51 est entreposé dans un réservoir journalier, d'où il est distribué à travers l'usine par un circuit de canalisations en boucle au moyen de pompes de canalisation en boucle (arrangement en fonction/en attente).

Agent moussant 1 – Methyl Isobutyl Carbinol (MIBC) – Le Methyl Isobutyl Carbinol (MIBC) sera approvisionné par camion-citerne et déchargé au moyen d'une pompe dans un réservoir. Le réservoir aura une capacité pouvant accommoder plusieurs jours de consommation au taux de consommation nominal. L'agent moussant sera distribué aux points de dosage du circuit de flottation par de multiples pompes de dosage

Agent moussant 2 – Cytec 65 – Le Cytec 65 est un agent moussant enregistré dont l'approvisionnement se fera par boîtes d'expédition en vrac et déchargé dans un réservoir. Le réservoir aura une capacité pouvant accommoder plusieurs jours de consommation au taux de consommation nominal. L'agent moussant sera distribué aux points de dosage du circuit de flottation par de multiples pompes de dosage.

Inhibiteur 1 – Calgon – Le Calgon (sodium hexametaphosphate) est utilisé comme inhibiteur de gangue dans ce circuit de flottation et sera fourni dans des sacs d'expédition en vrac de 1 000 kg de réactif sec. Le Calgon sera expédié par la route jusqu'au site où il sera déchargé par un chariot élévateur à fourches. Le Calgon sera entreposé dans l'aire d'entreposage des réactifs de l'entrepôt et livré au secteur de mélange du Calgon. Les sacs d'expédition en vrac de Calgon seront soulevés par palan et déversés dans le réservoir de mélange au moyen d'un vide-sac. L'eau est ajoutée au réservoir où le mélange est agité pour produire une solution à une concentration de 5 % w/w. Le mélange dilué est transféré dans le réservoir de Calgon au moyen d'une pompe. Le Calgon est entreposé dans un réservoir journalier, d'où il est distribué à travers l'usine par un circuit de canalisations en boucle au moyen de pompes de canalisation en boucle « lime » (arrangement en fonction/en attente).

Inhibiteur 2 – Carboxyméthylcellulose (CMC) – Le carboxyméthylcellulose (CMC) est utilisé comme inhibiteur de gangue dans ce circuit de flottation et sera fourni dans des sacs d'expédition en vrac de 1 000 kg de réactif sec. Le CMC sera expédié par la route jusqu'au site où il sera déchargé par un chariot élévateur à fourches. Le CMC sera entreposé dans l'aire d'entreposage des réactifs de l'entrepôt et livré au secteur de mélange du CMC. Les sacs d'expédition en vrac de CMC seront soulevés par palan et déversés dans une trémie de stockage au moyen d'un vide-sac. Le CMC non consolidé est transporté au moyen d'un distributeur à vis au réservoir de mélange. L'eau est ajoutée au réservoir où le mélange est agité pour produire une solution à une concentration de 1 % w/w. Le mélange dilué est transféré dans le réservoir de CMC au moyen d'une pompe. Le CMC sera distribué aux points de dosage du circuit de flottation par de multiples pompes de dosage.

Ajustement du pH – Acide sulfurique (H₂SO₄) – L'acide sulfurique sera approvisionné par camion-citerne et déchargé dans un réservoir. Des réservoirs supplémentaires seront requis lors de l'expansion. Une pompe de déversement est nécessaire pour les conditions avant et après l'expansion. Le réservoir aura une capacité pouvant accommoder 84 heures de

consommation au taux de consommation nominal. L'acide sulfurique sera distribué aux points de dosage du circuit de flottation via de multiples pompes de dosage.

Floculant – Magnafloc 333 – Deux systèmes de mélange, d'entreposage et de dosage de floculant ont été prévus dans le secteur de préparation des réactifs. L'épaississeur de résidus et l'épaississeur de concentré disposeront chacun d'un système de dilution de floculant. Le Magnafloc 333 sera fourni dans des sacs d'expédition en vrac de 1 000 kg au système de système de mélange de floculant des résidus et dans des sacs d'expédition en vrac de 25 kg au système de mélange du concentré. Le Magnafloc sera livré sous forme de réactif sec.

Le floculant de l'épaississeur de concentré sera chargé manuellement dans la trémie de stockage et alimentera au moyen d'un distributeur à vis le réservoir de mélange de floculant où il sera dilué jusqu'à 0,25 % w/w. Le floculant sera pompé au moyen de pompes de dosage dans un mélangeur en ligne où il sera dilué une seconde fois jusqu'à 0,025 % w/w et alimentera l'épaississeur de concentré.

Pour l'épaississeur de résidus, les sacs d'expédition en vrac de 1 000 kg de floculant seront soulevés par palan et déversés dans une trémie de stockage au moyen d'un vide-sac. Le floculant non consolidé est transporté au moyen d'un distributeur à vis au réservoir de mélange. L'eau est ajoutée au réservoir où le mélange est agité pour produire une solution à une concentration de 0,25 % w/w. Le mélange dilué est transféré dans le réservoir de floculant au moyen d'une pompe. Le floculant est entreposé dans un réservoir journalier. Le floculant sera pompé au moyen de pompes de dosage dans un mélangeur en ligne où il sera dilué une seconde fois jusqu'à 0,025 % w/w et alimentera l'épaississeur de résidus.

Corps broyants – Des corps broyants en acier ordinaire fondu seront livrés sur le site dans des conteneurs de 20 tonnes. Les boulets seront déchargés dans une benne d'entreposage via un déchargeur de conteneur à fonctionnement hydraulique fourni par le vendeur. Des ponts roulants dans les secteurs de broyage primaire et secondaire serviront à charger les boulets en acier dans le broyeur semi-autogène, les broyeurs à boulets et le broyeur secondaire. Les boulets en acier seront transportés de l'aire d'entreposage des corps broyants des broyeurs semi-autogènes, à boulets ou de rebroyage à la cour d'entreposage par chargeuse frontale jusqu'aux trémies de corps broyants situées près de la fin de l'alimentation du broyage. Des trémies, les boulets seront ajoutés à une benne d'extraction déchargeant par le fond, qui sera soulevée par un pont roulant jusqu'à une position au-dessus de la chute d'alimentation du broyeur, puis vidée dans le broyeur.

17.17 Services d'air

17.17.1 Air de traitement

Les soufflantes pour la flottation fourniront l'air de traitement à basse pression aux cellules de flottation à la pression d'alimentation requise (deux pressions différentes). Il y aura quatre soufflantes (les quatre en fonction) installées pour répondre aux besoins en air pour la flottation dans l'usine de traitement initiale à 52,5 kt/j. Pour répondre aux besoins en air de traitement lors de l'expansion de l'usine à 105 kt/j, quatre autres soufflantes seront ajoutées. Des valves de contrôle de la pression seront installées sur les lignes de distribution de l'air afin de répondre aux différentes exigences en matière de pression d'air pour les différentes cellules de flottation. Des soufflantes centrifugeuses multi-niveaux seront utilisées selon une configuration en extraction de façon à pouvoir s'adapter à la demande en air pour la flottation.

Les soufflantes seront placées dans une salle à part afin de réduire le bruit dans l'usine à un niveau acceptable. La pièce sera ventilée pour la rafraîchir.

17.17.2 Air pour l'usine et les instruments

Trois compresseurs à air hélicoïdaux fourniront de l'air comprimé à pression moyenne pour l'usine et pour les besoins en air des instruments. Il y aura deux compresseurs en fonction et un de rechange fonctionnant en mode avance-retard. L'air de l'usine sera emmagasiné dans des réservoirs d'air pour accommoder les variations de la demande avant d'être distribué à travers l'usine.

Lors de l'expansion, deux compresseurs à air pour l'usine et un compresseur à air pour les instruments seront ajoutés.

17.18 Philosophie de contrôle des procédés

La philosophie de contrôle qui sera mise en œuvre au projet nickélique Dumont est typique des scénarios déjà en place dans d'autres usines de traitement modernes.

Des instruments sur place fournissent des données d'entrée à un ensemble de contrôleurs logiques programmables (CLP). Des cubicules de contrôle des procédés sont situés dans les centres de contrôle des moteurs (CCM) et contiennent l'équipement pour les CLP, les systèmes d'alimentation en électricité, et les cartes d'entrée/sortie (I/O) pour le suivi des instruments et le contrôle en boucle.

Les CLP effectuent les tâches de contrôle en :

- recueillant des renseignements sur l'état des moteurs, des instruments, et des équipements tout-en-un;
- permettant de contrôler les moteurs et le verrouillage des procédés; et
- fournissant une commande proportionnelle, intégrale et dérivée (PID) pour les boucles de contrôle des procédés.

Des ordinateurs personnels (PC) standards seront situés dans la salle de contrôle principale (SCP) et la salle de contrôle du concasseur (SCC). Les PC sont reliés par réseau aux CLP et font fonctionner un système de contrôle de supervision et d'acquisition des données (SCSAD) qui offre une interface aux CLP pour le contrôle et le suivi de l'usine.

Le système SCSAD est configuré pour fournir des signaux d'alarme, pour contrôler le fonctionnement des équipements de traitement et pour fournir des données de suivi et établir des tendances de façon à faciliter l'analyse des opérations à l'usine.

Les salles de contrôle sont des structures construites sur mesure. La majeure partie de l'usine est contrôlée dans la SCP, qui est située entre les circuits de comminution et de flottation. La SCP comporte deux postes d'opérateur de salle de contrôle, un poste d'ingénierie et une imprimante.

Les postes d'opérateurs de contrôle sont entièrement redondants, de telle sorte que la défaillance d'un poste n'affecterait pas le fonctionnement de l'autre poste ni le contrôle de l'usine. Les postes de contrôle sont approvisionnés en énergie par une unité d'alimentation permanente (UPS) avec une capacité de réserve de 20 minutes.

Les moteurs qui font partie d'ensembles tout-en-un sont contrôlés à partir du panneau de contrôle de l'unité. Au minimum, les signaux « *Run* » (en marche) et « *Fault* » (défaillance) de chaque panneau de contrôle sont envoyés au système SCSAD via les CLP.

La stratégie générale de contrôle adoptée pour le projet nickélique Dumont est la suivante :

- contrôle intégré via les systèmes de contrôle des procédés (SCP) pour les secteurs où l'équipement exige un séquençage et un verrouillage des procédés;
- verrouillages câblés pour assurer la sécurité du personnel;
- des contrôles moteurs pour démarrer et arrêter les moteurs aux postes de contrôle locaux, via le SCP ou câblés selon le type de moteur (tous les moteurs peuvent être arrêtés à partir du poste de contrôle local en tout temps; le démarrage local et à distance dépend du type de moteur et du mode de contrôle);
- boucles de contrôle via le SCP sauf lorsque des circonstances exceptionnelles s'appliquent;
- suivi de toutes les conditions de fonctionnement pertinentes sur le SCP et enregistrement de renseignements sélectionnés pour le suivi des données ou pour établir des tendances.

Les déclencheurs et les signaux d'alarme envoyés aux SCP auront un fonctionnement à sécurité intégrée (c'est-à-dire que le signal revient à l'état hors tension lorsqu'une défaillance se produit).

18 INFRASTRUCTURES DU PROJET

18.1 Introduction

Le projet Dumont sera exploité à ciel ouvert et requerra des concasseurs, un convoyeur vers l'aire de stockage, un entrepôt pour les piles de minerai grossier, un circuit de comminution composé de broyeurs semi-autogènes et à boulets, un circuit de flottation du nickel prévoyant le rebroyage, l'épaississage, la filtration et le stockage du concentré de nickel, un dispositif de chargement des wagons et des camions de transport, un bâtiment voué à l'épaississage des rejets, des services auxiliaires et des réactifs (le plan d'aménagement du site est illustré à la figure 18.1).

L'aménagement de l'usine et des installations annexes a été fait dans le but de limiter l'impact environnemental au bassin hydrologique du Saint-Laurent uniquement. La limite de partage des bassins hydrologiques du Saint-Laurent et de l'Arctique est illustrée à la figure 18.1. Toutes les haldes de stériles seront situées à au moins 1 km de l'esker Launay.

La topographie du terrain, les contraintes énumérées ci-dessus et celles liées à l'emplacement de la fosse, des piles de stockage et des haldes de stériles ont été prises en compte lors des travaux de conception du site. L'usine de broyage sera assise sur le sous-sol rocheux afin de réduire les coûts et de tirer profit de la gravité lorsque cela sera possible.

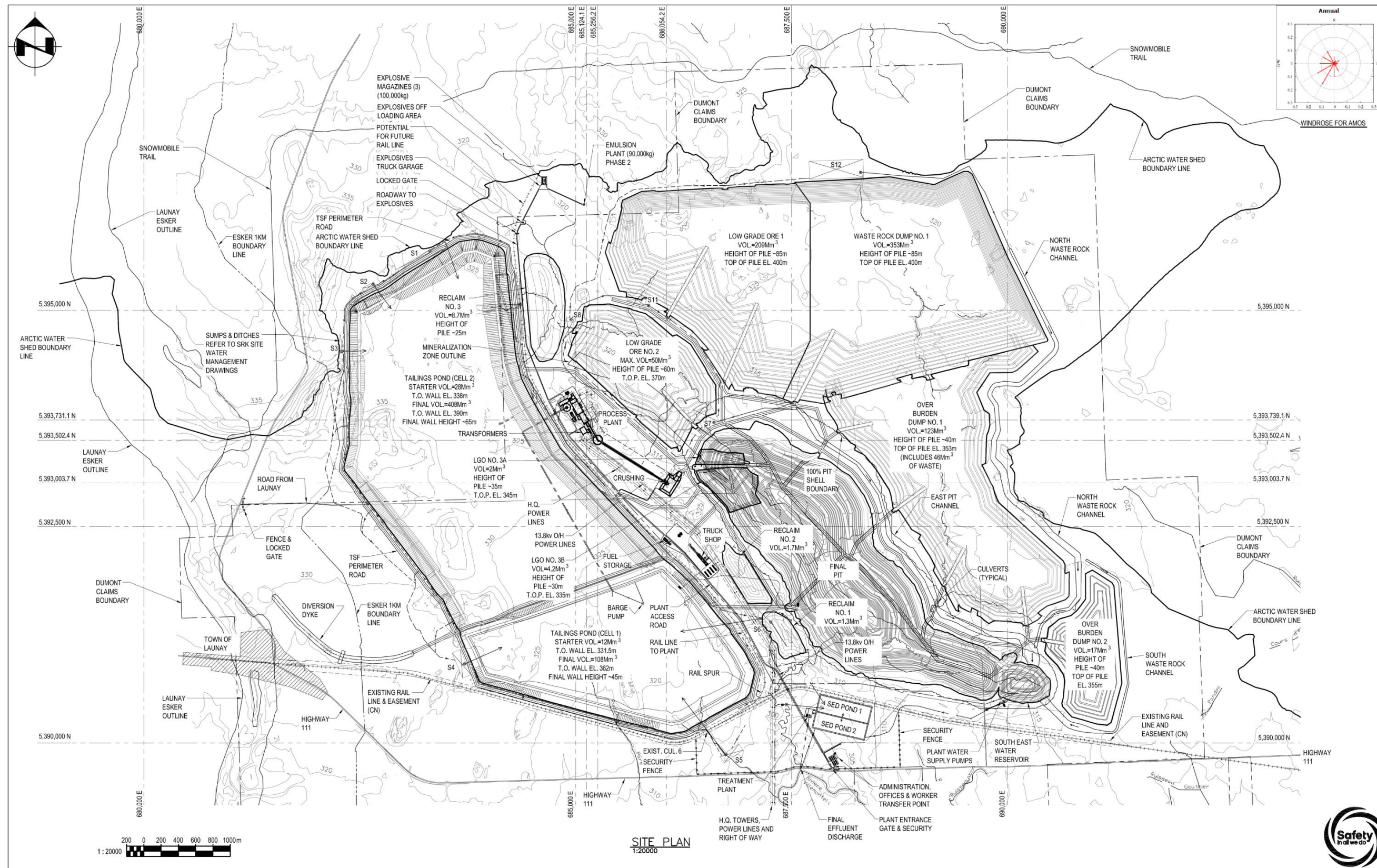
18.2 Alimentation électrique du site

Hydro-Québec (HQ) fournira l'alimentation électrique du site minier par l'entremise d'une ligne de transmission aérienne de 120 kV d'une longueur de 10,5 km qui sera mise en place et qui se branchera perpendiculairement à une ligne existante. La ligne proviendra du sud et passera près de la guérite de sécurité. Elle se branchera dans la sous-station principale de 120 kV.

Trois transformateurs principaux 120 :13,8 kV 60/80 MVA ONAN/ONAF seront requis lors de la phase initiale et lors de la phase d'expansion. La nouvelle sous-station de 120 kV de même que les six transformateurs principaux seront installés à proximité du convoyeur d'alimentation du broyeur semi-autogène. Le circuit de tension moyenne (13,8 kV) assurera la distribution électrique primaire et alimentera les équipements énergivores, comme les broyeurs semi-autogènes et à boulets.

Les circuits de distribution de 13,8 kV seront alimentés à partir de la salle électrique principale E1 (situé à côté de la sous-station extérieure de 120 kV) et alimenteront à leur tour les salles électriques secondaires, qui se trouvent à proximité des installations desservies. La tension de distribution de 13,8 kV sera ensuite convertie à 4,16 kV et à 600 V par les salles électriques secondaires à l'aide de transformateurs secs intérieurs 13,8-4,16 kV et 13,8-0,6 kV. Un transformateur d'isolation 13,8-13,8 kV permettra d'isoler le circuit principal de l'usine du circuit de mise à la terre du point neutre des sous-stations portatives.

Figure 18.1 : Plan d'aménagement du site



Source : Ausenco

Rapport No : 2280
 Rev : 0
 Date : 25 July 2013

Si l'alimentation électrique est interrompue, deux génératrices d'urgence de 13,8 kV fonctionnant au carburant diesel se mettront automatiquement en marche et assureront l'alimentation de toutes les charges essentielles de l'usine. Les génératrices se trouveront dans la salle électrique principale n° E1, qui est bien située pour assurer la distribution de l'électricité à l'ensemble de l'usine au moyen du réseau de 13,8 kV. Des unités d'alimentation permanente (UAP) et des batteries CC seront mises en place dans les différentes salles électriques pour fournir une protection essentielle et alimenter l'équipement de contrôle.

Des appareils de correction du facteur de puissance et des filtres d'harmoniques seront placés près de la salle électrique principale et branchés à l'appareillage principal de connexion de 13,8 kV pour assurer que la charge électrique, comme le prévoit HQ, soit conforme aux exigences du fournisseur.

HQ fournira l'alimentation électrique pendant la construction à 25 kV à partir du secteur sud du site, près de la guérite. Une sous-station temporaire 25 :13,8 kV sera située à l'endroit où la ligne de transmission entre sur le site et le courant sera distribué aux installations au moyen de lignes aériennes de 13,8 kV, qui seront réutilisées lors de l'installation permanente.

18.3 Voie ferrée

Une voie ferrée sera vraisemblablement mise en service. Elle mènera à l'usine de traitement. La longueur totale du circuit sera d'environ 5 km. Le point de déchargement du carburant se trouve près de l'atelier d'entretien des camions miniers et la voie ferrée mènera jusqu'au nord de l'usine de traitement pour assurer le chargement du concentré.

18.4 Routes

Les routes de la propriété Dumont seront aménagées à l'aide de roche stérile concassée, prélevée sur le site même, et d'autres matériaux naturels. Une unité mobile de concassage sera utilisée pendant toute la durée du projet (incluant la période suivant la fin de l'exploitation de la fosse, lorsque les stocks seront transformés) pour fournir des agrégats qui serviront à reconstituer continuellement la surface des routes de halage.

18.5 Usine de traitement

L'usine de traitement comprend une unité de concassage, une aire de stockage de minerai couverte et une usine de traitement proprement dite. Dans l'ensemble, la structure de l'usine de traitement est d'environ 350 m de long et regroupe quatre bâtiments reliés destinés : au concassage et au broyage, à la flottation et à la séparation magnétique, à la purification, à l'épaissement et à l'épaississement du concentré. Ceux-ci sont décrits ci-dessous.

La première unité de concassage et de broyage est la plus proche de la fosse, qui se trouve à l'est. Le minerai concassé est transporté à une aire de stockage couverte d'une dimension approximative de 40 m de haut par 96 m de diamètre. Le convoyeur qui achemine le minerai concassé depuis le tunnel jusqu'à la station de transfert mesure environ 200 m. Le convoyeur alimentant l'aire de stockage s'étend sur 800 m pour relier la station de transfert à la halde.

À partir de l'aire d'accumulation, le minerai est transporté vers l'aire de broyage au moyen de distributeurs à palettes mécaniques, à l'intérieur d'un tunnel, puis d'un convoyeur de 280 m de long qui alimente le broyeur semi-autogène (SAG). L'alimentation du broyeur semi-autogène se fait à 90°, ce qui réduit la dimension du bâtiment destiné au broyage. Le bâtiment destiné au broyage comprend un broyeur semi-autogène, deux broyeurs à boulets, un broyeur secondaire, une étape de déschlammage en cyclones et un pont roulant. Il mesure 121 m de long par 81 m de large par 47 m de haut. La salle électrique E3 de l'aire de broyage est reliée au côté est. La

salle des contrôles sera localisée en hauteur et sera adjacente au séparateur hydrocyclone. Elle disposera de fenêtres à cadre en aluminium pour voir l'intérieur de l'usine de traitement. Plus exactement, les aires de broyage et de flottation seront les plus visibles de la salle des contrôles. La salle à manger est située en dessous de la salle de contrôle.

Le bâtiment destiné à la flottation du nickel et des schlamms fins se trouve au nord du circuit de broyage. Il comprend la flottation des schlamms, les cellules dégrossisseuses de nickel, les séparateurs magnétiques, et deux ponts roulants. Il mesure 138 m de long par 74 m de large par 29 m de haut. L'aire de mélange des réactifs est reliée au côté ouest du bâtiment destiné à la flottation du nickel. Les soufflantes de production d'air, les compresseurs à air de l'usine, ainsi que la salle électrique E4 sont reliés au côté est du bâtiment.

Le bâtiment destiné au nettoyage et au dégrossissage se trouve au nord du bâtiment destiné à la flottation. Il comprend les cellules de purification des sulfures de nickel, les cellules de dégrossissage et de purification de l'awaruite ainsi qu'un pont roulant qui dessert toute la zone. Le bâtiment mesure 46 m de long par 77 m de large par 22 m de haut. La salle électrique E5 est située du côté est du bâtiment.

Le bâtiment destiné à l'épaississement des concentrés se trouve au nord du bâtiment destiné au nettoyage et au dégrossissage. Il mesure 42 m de long par 35 m de large par 19 m de haut et renferme aussi la chaudière à vapeur. La station de pompage des eaux et le bassin des eaux de traitement sont à l'ouest du bâtiment destiné à l'épaississement des concentrés. L'épaississeur des résidus, dont le diamètre est de 88 m, est adjacent au bassin des eaux de traitement, du côté sud.

Au moment de l'agrandissement prévu au cours de la cinquième année d'opérations, en plus de l'ajout d'un second pont au circuit de broyage, les éléments suivants seront doublés et construits à l'est de l'usine de traitement initiale : une aire d'accumulation, un bâtiment destiné au concassage et au broyage, un bâtiment destiné à la flottation du nickel et des schlamms fins, un bâtiment destiné au nettoyage et au dégrossissage, un bassin de stockage des eaux de traitement et une aire d'épaississement des résidus. L'aire d'épaississement des concentrés se retrouvera entre les deux usines de traitement et n'aura pas besoin d'être agrandie.

18.6 Empilements de roches stériles et de mort-terrain, haldes de minerai à basse teneur et empilements de matériaux réutilisables

L'exploitation à ciel ouvert générera 1 338 Mt de mort-terrain et de roche stérile ainsi que 606 Mt de minerai à basse teneur qui seront temporairement stockés. La roche stérile servira à la construction de diverses installations sur le site, notamment les digues du parc à résidus, les routes de la mine et les voies ferrées. Le reste sera emmagasiné dans trois haldes de stériles. Le mort-terrain généré lors de l'excavation de la fosse servira à la restauration du site, s'il y a lieu, et le reste sera emmagasiné dans deux empilements (OB-1 et OB-2). Le minerai à basse teneur sera transformé de façon intermittente ou emmagasiné dans quatre haldes de minerai à basse teneur (LGO1, LGO2, LGO3a et LGO3b). Le minerai à basse teneur encore emmagasiné au terme des travaux d'exploitation sera transformé pendant la durée restante du projet.

De plus, trois empilements de matériaux réutilisables contiendront le mort-terrain choisi pour servir éventuellement de matériel de couverture au sein des installations de gestion des résidus. Il est prévu que ces empilements seront épuisés, réalimentés et épuisés à nouveau plusieurs fois pendant la durée du projet.

La figure 18.1 indique l'emplacement des empilements et des haldes.

18.6.1 Haldes de stériles

Du volume total de roches stériles prévu, qui serait de l'ordre de 540 Mm³, environ 83 Mm³ de roches stériles serviront à la construction des digues des cellules du parc à résidus, approximativement 8 Mm³ seront utilisés pour les tranchées des cellules du parc à résidus et environ 18 Mm³ seront employés à d'autres endroits sur le site. En conséquence, la capacité de stockage de roches stériles requise est d'environ 431 Mm³. L'utilisation combinée des trois haldes illustrées à la figure 18.1 peut permettre d'atteindre cette capacité.

WR-1, située dans le secteur nord-est du site, aura une capacité de 353 Mm³ (incluant dix cellules d'argile) et sa hauteur maximale devrait atteindre environ 85 m. Il est prévu d'amasser jusqu'à approximativement 46 Mm³ de roches stériles en plus du sable, du gravier et de l'argile à l'empilement de mort-terrain principal (OB-1), qui s'élèvera à environ 40 m. La halde de stériles qui se trouve dans la fosse est située dans le prolongement sud-est de celle-ci et contiendra approximativement 53 Mm³.

18.6.2 Empilements de mort-terrain

Deux empilements de mort-terrain, séparés par l'un des principaux cours d'eau, seront aménagés immédiatement à l'est de la fosse proposée (figure 18.1). L'empilement le plus au nord (OB-1) aura une hauteur de 38 m et pourra contenir jusqu'à 123 Mm³ de matériel, incluant 46 Mm³ de roches stériles. L'empilement sud-est (OB-2) sera de 40 m de hauteur et pourra contenir jusqu'à 17 Mm³ de matériel.

Une partie du mort-terrain de ces empilements sera utilisée comme matériel de couverture lors de la restauration du site, mais la majeure partie demeurera en place après la fermeture.

18.6.3 Halde de minerai à basse teneur

Quatre haldes, soit LGO1, LGO2, LGO3a et LGO3b, seront aménagées pour contenir et extraire périodiquement du minerai à basse teneur sur une base régulière pendant les travaux d'exploitation. Le volume maximal de minerai à basse teneur qui devra être emmagasiné est estimé à 263 Mm³.

LGO1 est située au nord de la fosse et est adjacente à WR1, plus précisément à l'ouest de cette dernière (figure 18.1). Sa hauteur maximale prévue est d'environ 85 m et sa capacité de stockage maximale est de 209 Mm³. LGO2 est située au nord-ouest de la fosse et est adjacente à l'usine, plus précisément à l'est de cette dernière (figure 18.1). Sa hauteur maximale prévue est d'environ 60 m et sa capacité de stockage maximale est 50 Mm³. LGO3a et LGO3b sont situées dans le secteur nord-ouest de la fosse. LGO3a et b seront utilisées pour emmagasiner le minerai à court terme pendant les premières phases d'exploitation.

18.6.4 Empilements de matériaux réutilisables

Trois empilements de matériaux réutilisables (Reclaim 1, 2 et 3) sont situées entre parc à résidus et la fosse (figure 18.1). Elles sont conçues pour emmagasiner temporairement du mort-terrain, de la terre végétale et des dépôts organiques aux fins de restauration. Une partie du « Reclaim » 3 servira à emmagasiner de l'argile, du sable et du gravier pour la construction des digues du parc à résidus. La hauteur maximale des trois empilements sera d'environ 25 m.

18.7 Parc à résidus

Le parc à résidus se trouve à environ 400 m à l'ouest de l'usine de traitement et comprennent deux cellules (voir figure 18.1). La cellule 1 sera construite en premier et servira à l'emmagasinage jusqu'à environ l'an 6 des opérations. La cellule 2, située immédiatement au

nord de la cellule 1, servira à l'emmagasinage à partir plus ou moins de la fin de l'an 6 jusqu'à l'an 22 des opérations.

Le parc à résidus est conçu pour emmagasiner approximativement 680 Mt de résidus; 142 Mt dans la cellule 1 et 538 Mt dans la cellule 2. Le développement de chacune des deux cellules se fera par étapes à mesure que la fosse est exploitée. Lorsque l'exploitation de la fosse sera terminée, le minerai emmagasiné sera traité sur une période d'environ 13 ans. Les résidus produits alors seront de l'ordre de 498 Mt et seront déposés dans la fosse.

18.7.1 Description générale

Les deux cellules du parc à résidus seront construites comme des digues circulaires en raison du relief estompé de la région.

La digue de départ de la cellule 1 servira à emmagasiner les résidus générés pendant la première année de transformation du minerai, soit environ 12 Mm³. Les digues seront surélevées annuellement selon la méthode de construction à partir de l'axe central et pourront emmagasiner les résidus produits au cours des cinq prochaines années. La cellule 1 pourra contenir au total environ 108 Mm³ de résidus.

La cellule 2 sera construite selon les mêmes méthodes que celles utilisées pour la cellule 1. La digue de départ de la cellule 2 pourra contenir environ 29 Mm³ de résidus et la digue finale pourra en contenir 408 Mm³ au total.

18.7.2 Critères de conception

Les critères de conception du parc à résidus sont répertoriés au tableau 18-1.

Tableau 18-1 : Critères de conception du parc à résidus

Item	Critère	Référence
Durée de vie de la mine	33 ans	
Durée de l'exploitation à ciel ouvert	20 ans (les premières années d'un total de 33 ans)	RNC
Période dédiée exclusivement à l'usinage	13 ans (les années restantes d'un total de 33 ans)	
Production de résidus An 1	46 kt/j	RNC
Ans 2, 3, 4	52,5 kt/j	
An 5	77 kt/j	
L'an 6 et les années subséquentes	105 kt/j	
Capacité d'emmagasinage totale requise pour le parc à résidus	680 Mt	RNC
Poids	516 Mm ³	
Capacité d'emmagasinage requise dans la fosse	498 Mt	RNC
Poids	371 Mm ³	
Classification des digues ⁽³⁾	Varie entre très élevée et importante ⁽¹⁾	SRK
Séisme type maximum	1 :5000 ans, AMS = 0,085 g	SRK
Dégagement au-dessus du bassin	2,5 m ⁽²⁾	SRK

surageant		
Crue type	1 :1000 ans, durée de 24 heures	SRK
Facteur de sécurité de stabilité (FDS) ⁽³⁾	1,3	SRK
Statique, court terme (fin de la construction)	1,5	
Statique, long terme Dynamique	1,0	
Limites de retrait		SRK/RNC
Voie ferrée du CN	100 m	
Voie ferrée de l'usine	30 m	
Limite du bassin versant de l'Arctique	100 m	
Zone tampon de 1 km de l'esker	100 m	

Remarque : 1. La classification des digues est basée sur l'édition 2007 des *Canadian Dam Safety Guidelines* (CDA 2007). 2. Le dégagement est réputé être le dégagement « sec » entre la crête de la digue et le niveau d'eau maximal dans le bassin (la plage de résidus exposée est réputée avoir une pente de 2 % et se prolonger à partir d'un point sous la crête de la digue jusqu'à une ligne d'au moins 2,5 m sous la crête de la digue). 3. Les digues du parc à résidus ont obtenu deux classifications en fonction de leurs conséquences respectives en cas de rupture.

18.7.3 Sélection du site

Le choix du site des installations de gestion des résidus de l'ÉF a été influencé par :

- Les impacts potentiels sur le canton de Launay en raison des émissions de bruit et de poussières attribuables à l'exploitation minière, plus particulièrement au dépôt de la roche stérile et du minerai à basse teneur dans leurs aires de stockage respectives. La modélisation indique que ces aires de stockage doivent être placées aussi loin que possible de Launay (c.-à-d. au nord et au nord-est de la fosse, ce qui a mené à l'implantation du parc à résidus à l'ouest et au nord-ouest de la fosse).
- Les limites du bassin versant de l'Arctique, les milieux humides, les infrastructures publiques, les conditions des fondations et le relief topographique ont déterminé l'emplacement et l'aménagement du parc à résidus. De façon à contenir les installations minières au sein d'un seul bassin hydrologique, les digues ont été placées sur la limite du bassin versant de l'Arctique et du Saint-Laurent, du côté du bassin du Saint-Laurent. À l'ouest des digues se trouvent des milieux humides qui doivent être préservés au maximum en raison de leur grande valeur environnementale.
- La voie ferrée du CN, qui borde la limite sud des digues.
- Le parc à résidus soit en concurrence directe avec les autres éléments de la mine pour obtenir plus d'espace, y compris le site de l'usine, les empilements de mort-terrain et de roche stérile, les haldes de minerai à basse teneur, les stocks de sol réutilisables, les corridors de transport et les installations de gestion des eaux.
- Dans la mesure du possible, les digues du parc à résidus sont établies sur des affleurements et des domes topographiques.

18.7.4 Préparation de la fondation sous les digues en périmètre

En ce qui concerne l'aire du parc à résidus, la base de données géotechnique indique qu'une argile grise de consistance très molle à ferme est présente par endroits le long du périmètre proposé. Advenant que ce matériel demeure en place, les analyses de stabilité indiquent que la pente type du talus en aval de la digue en périmètre devrait être de l'ordre de 8H : 1V pour répondre au critère de stabilité. Avec une telle pente, en presumant qu'environ 40 % du périmètre du parc est constitué d'argile, la capacité de stockage du parc serait grandement affectée.

La solution retenue prévoit que l'excavation de tranchées en clé excavant l'argile grise pour la remplacer avec de la roche stérile provenant de l'exploitation faciliterait l'accentuation de la pente en aval des digues en périmètre. En conséquence, l'argile contenue au sein d'une portion spécifique de la base de la digue, lorsqu'elle est présente sous celle-ci, serait retirée afin d'exposer la matière portante ferme, qu'il s'agisse d'une strate dense et compétente de sable et de gravier ou, près des affleurements, du substrat rocheux. L'étendue des tranchées est illustrée à la figure 18.2.

La coupe type de la tranchée sera entre 3 m et 10 m de profond, et de 60 m à 120 m de large à la base, et les pentes seront de 2H :1V. Puisque les tranchées seront excavées à mesure que la digue sera haussée, les dimensions de la tranchée principale à une étape donnée dépendront de la hauteur de la digue et de l'épaisseur de l'argile.

Le volume total excavé et la quantité de matériel de remplacement sont évalués à 1,7 Mm³ pour la cellule 1 et à 6 Mm³ pour la cellule 2 du parc à résidus. L'argile brune excavée lors du creusage des tranchées servira à la construction du noyau des digues ou à la restauration, alors que l'argile grise sera déposée avec le mort-terrain provenant de l'excavation de la fosse. La roche stérile de la fosse servira de matériel de remplacement, bien qu'il se puisse qu'un peu de sable et de gravier provenant du mort-terrain enlevé lors de l'excavation de la fosse soient utilisés.

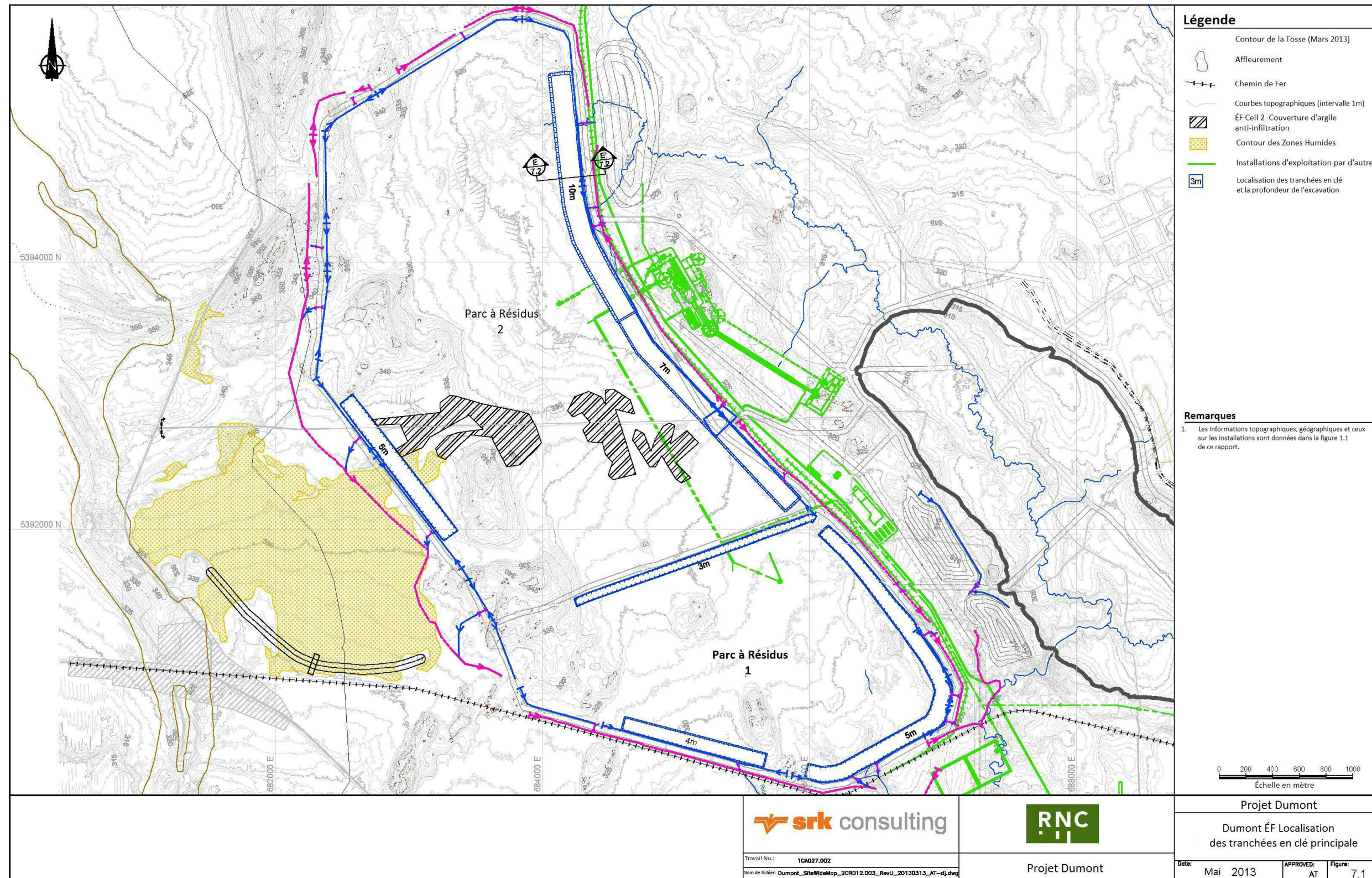
La préparation des fondations en dehors des tranchées, mais sous le tracé de la digue, comprendra du déboisement, si nécessaire, de l'essouchage et le retrait du sol organique. Ce dernier sera entreposé pour être utilisé lors de la restauration du site du parc à résidus.

18.7.5 Conception de la digue de départ

18.7.5.1 Cellule 1 du parc à résidus

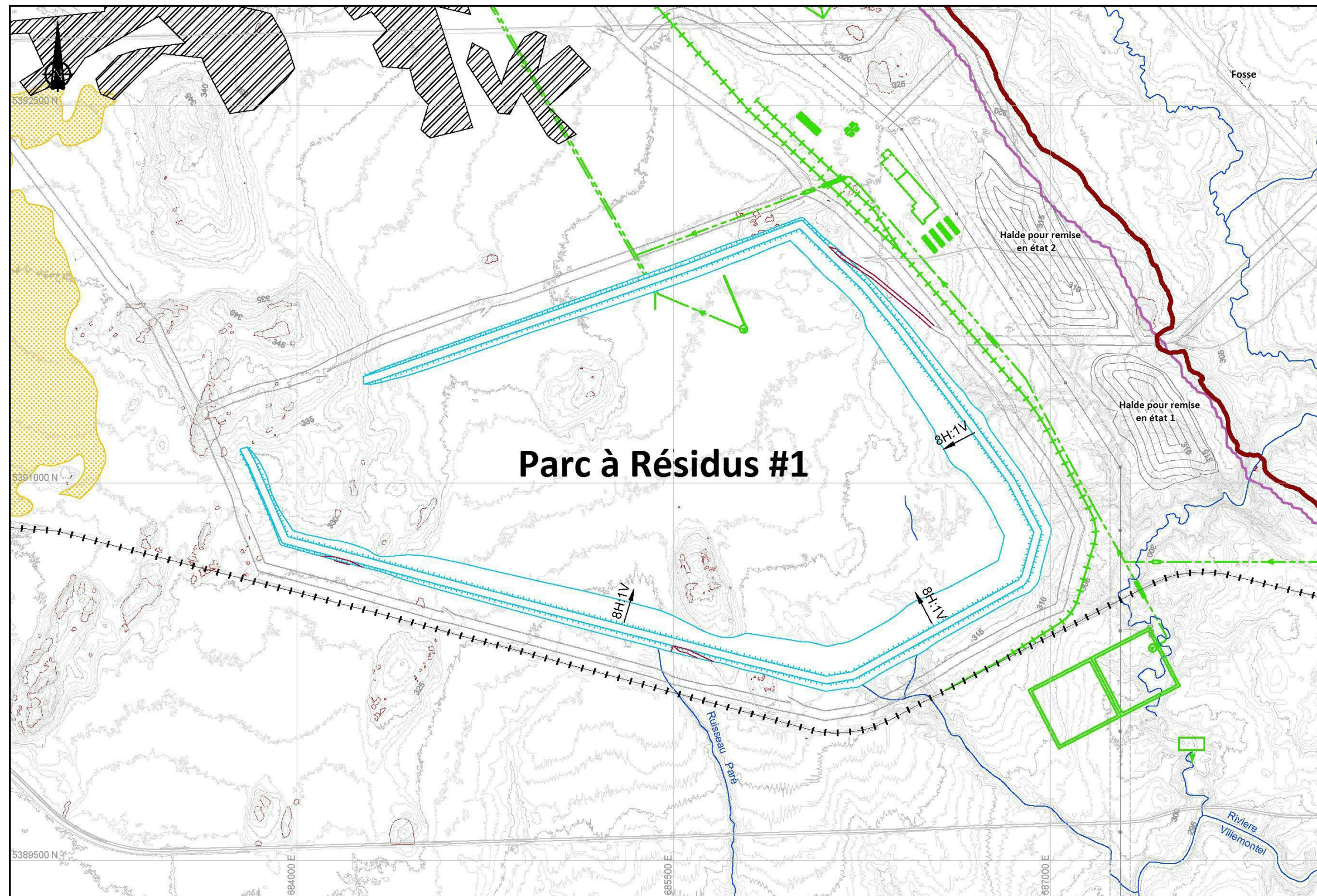
Une vue en plan de la digue de départ de la cellule 1 du parc à résidus est illustrée à la figure 18.3. Une coupe type de la cellule 1 est illustrée à la figure 18.4. Les tranchées seront construites aux endroits indiqués sur la figure 18.2. La digue de départ de la cellule 1 sera construite jusqu'à une élévation de la crête de 331,5 m et sera d'une longueur approximative de 7,1 km. Où l'argile est présente, la pente en amont de la digue de départ sera de 8H :1V sans tranchée, alors que la pente en aval sera de 2H :1V avec tranchée principale. Où l'argile n'est pas présente, les deux pentes seront de 2H :1V. Un noyau d'argile vertical de 6 m de largeur s'attachera dans la strate d'argile ou le substrat rocheux à la limite en amont de la tranchée principale, elle aussi d'une largeur de 6 m. Ce noyau se prolongera jusqu'à la partie supérieure de la digue de départ. Une zone de filtration, d'une largeur de 6 m, sera construite en aval du noyau d'argile.

Figure 18.2 : Localisation des tranchées en clé principales



Source : SRK.

Figure 18.3 : Plan de la digue de départ du parc à résidus



Source : SRK.

Le volume total de la digue de départ de la cellule 1 du parc à résidus comprendra 5,2 de roche stérile et un volume filtrant combiné de noyau d'argile et de sable silteux et graveleux de 1 Mm³. De plus, 0,6 Mm³ de roche stérile sont requis pour la construction de la tranchée principale.

18.7.5.2 Cellule 2 du parc à résidus

La digue de départ de la cellule 2 sera construite jusqu'à une élévation de la crête de 338 m et aura une longueur approximative de 9,7 km, ce qui assurera une capacité d'emmagasinage pour l'an 7 des opérations. La configuration de la digue de départ sera similaire à celle de la cellule 1 : un noyau d'argile, un filtre et des sections avec tranchée en clé.

Le volume total de la digue de départ de la cellule 2 comprendra 6,6 Mm³ de roche stérile et un volume filtrant combiné de noyau d'argile et de sable silteux et graveleux de 1,2 Mm³. La digue de départ de la cellule 2 comprendra 6,6 Mm³ de roche stérile, un volume combiné de noyau et de filtre de 1,2 Mm³, et 1,5 Mm³ de roche stérile pour la construction des tranchées en clé.

18.7.5.3 Haussements de la digue et digue finale

Les digues seront surélevées selon la méthode de construction à partir de l'axe central. Les rejets seront déchargés à partir des digues en périmètre pour créer une plage de résidus entre elles et le bassin intérieur. Chaque fois que la digue est haussée, la roche stérile sera placée sur le dessus de la digue existante et sur la bordure en amont de la plage de résidus, et une tranchée sera excavée pour loger le noyau d'argile et la zone de filtration (figure 18.4 à la page suivante). Ces deux zones seront ainsi amenées jusqu'à la digue à mesure que celle-ci est haussée de 3 à 5 m.

La pente en aval des cellules du parc à résidus sera construite selon un ratio 2H :1V.

Il est prévu que l'acheminement de roche stérile aux digues s'effectue sur une base quasi continue tout au long de l'année. Le noyau d'argile et la zone de filtration seront seulement aménagés lorsque les températures seront au-dessus de zéro.

Le calendrier de construction du haussement de la digue dépendra du plan final d'exploitation.

Un certain nombre de rampes d'accès seront aménagées à des endroits stratégiques sur le parement en aval des digues pour faciliter les travaux de construction. Ces rampes auront une largeur approximative de 30 m, et une pente de 12H :1V. Quatre rampes seront aménagées en périphérie de la cellule 1, et cinq autour de la cellule 2.

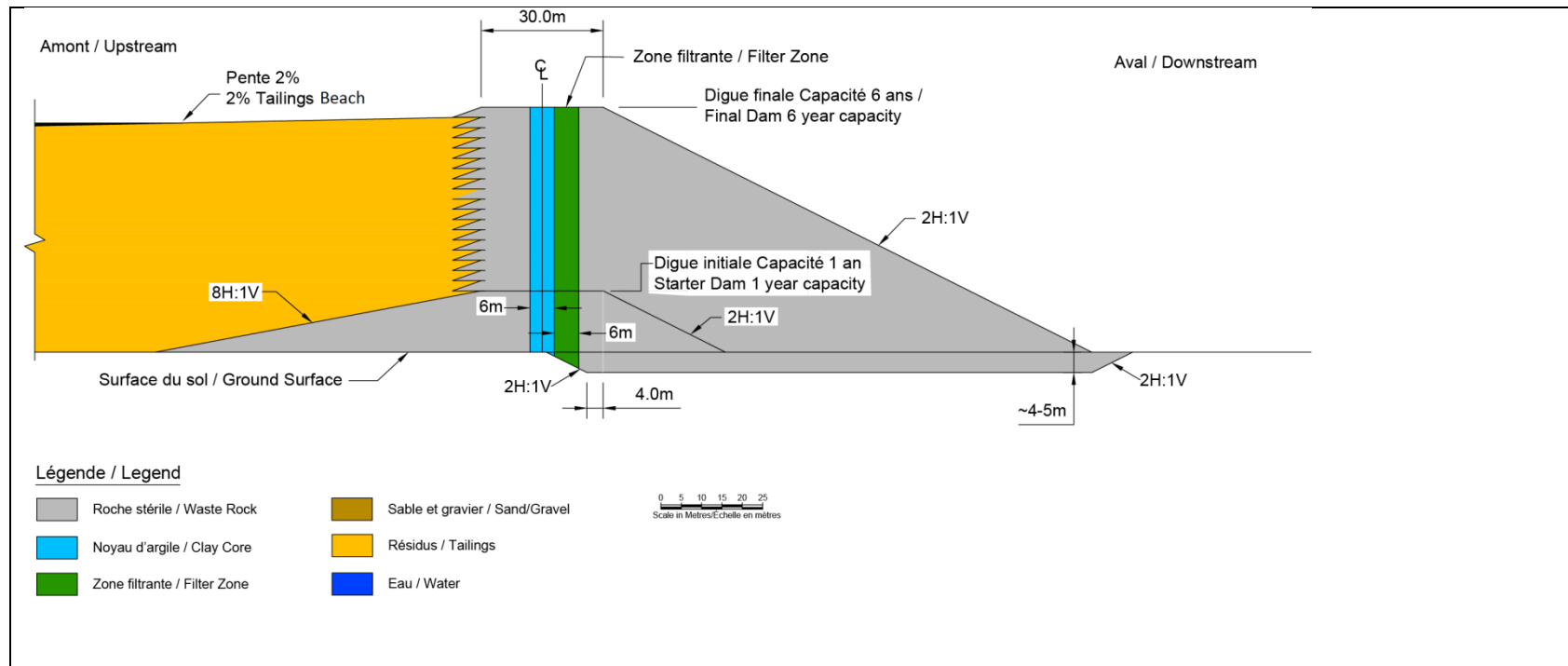
L'élévation finale de la crête sera de 362 m et de 390 m pour les cellules 1 et 2, respectivement. Le volume total de matériel requis pour construire la cellule 1, y compris les digues en périmètre, le noyau, le filtre, les tranchées en clé et les rampes d'accès, sera 31 Mm³. La construction de la cellule 2 requerra 79 Mm³ de matériel.

18.7.5.4 Rejet des résidus dans la fosse

18.7.5.5 Généralités

Lorsque l'exploitation de la fosse cessera, l'usine de traitement continuera à transformer les stocks de minerai pendant 13 ans. Environ 498 Mt de résidus seront déposés dans la fosse pour y être emmagasinés de façon permanente.

Figure 18.4 : Coupe type du parc à résidus



Source : SRK

18.7.5.6 Opérations

Les rejets seront déchargés à partir d'un ou de plusieurs points de déversement dans la portion nord-ouest de la fosse. Décharger tout autour du périmètre est considéré comme inutile en raison du fait que la capacité d'emmagasinement de la fosse est grandement supérieure au volume requis pour contenir les résidus.

À la fin de la durée de vie de la mine, l'eau résiduelle dans la fosse sera extraite par pompage et traitée avant d'être déversée dans la rivière Villemontel. La fosse pourra alors se remplir grâce aux précipitations directes et aux eaux de ruissellement. Une section type à la fin de l'usinage est illustrée à la figure 18.5 (à l'an 33 approximativement).

18.7.6 Gestion de l'eau

18.7.6.1 Généralités

Le plan de gestion de l'eau du parc à résidus dépend largement des facteurs suivants :

- Le bassin surnageant du parc à résidus sera séparé de la digue en périmètre par une plage de résidus et servira à fournir de l'eau recyclée pour le site de l'usine.
- Le suintement à travers la digue sera restreint par le noyau d'argile, et le suintement à travers la fondation sera restreint par la couche de base d'argile existante (ou aménagée).

18.7.6.2 Bassin d'eau et retour d'eau

Dans des conditions non hivernales, les résidus seront déposés tout autour du périmètre de la digue en utilisant la méthode traditionnelle par décharges pour créer une plage de résidus qui séparera le bassin surnageant des digues en périmètre.

En hiver, le dépôt des résidus s'effectuera dans le bassin surnageant (subaquatique) à partir d'un seul point de déversement pour combler la dépression qui devrait se former au centre de chaque cellule du parc à résidus. Cela atténuera aussi la formation potentielle de glace dans la plage de résidus.

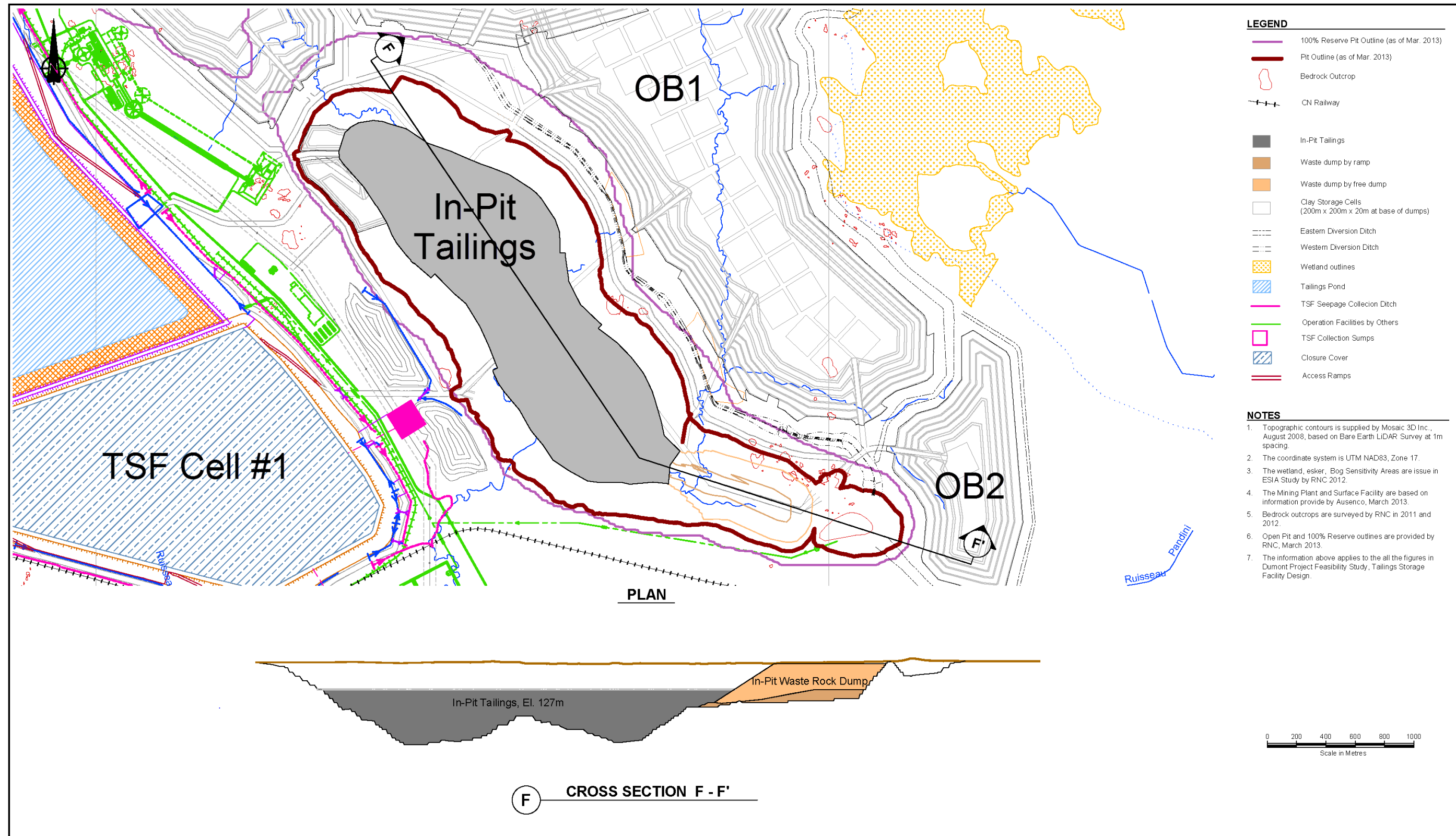
L'eau recyclable sera prélevée grâce à une barge flottante et à un système de canalisation.

18.7.6.3 Captage des eaux d'infiltration

À la base de la cellule 2 du parc à résidus se trouvent bon nombre d'endroits relativement petits où le sable et le gravier sont exposés sans couverture naturelle argileuse. Une couche d'argile de 0,5 m sera placée au-dessus de ces sections pour éviter que les eaux des rejets s'infiltrent dans le réseau hydrographique naturel (figure 18.2).

Un réseau de fossés menant à sept puisards de récupération des eaux d'infiltration sera établi autour du périmètre externe du parc à résidus. Des pompes seront installées à chaque bassin afin de réacheminer cette eau dans le parc pour y être recyclée, empêchant ainsi l'eau contaminée de s'échapper éventuellement du site. Typiquement, les puisards sont rectangulaires et leurs ratios longueur par largeur sont approximativement 3 :1, leurs dimensions varient de 50 m à 500 m, et leurs profondeurs de 2 à 4 m. Les fossés de récupération des eaux d'infiltration auront une profondeur de 1,5 m à 2,5 m, la largeur de leur base sera de 0,5 m à 1,5 m, et la pente de leurs côtés sera de 6H :1V (dans le sol) et de 0,75 H :1V (dans le substrat rocheux). La disposition des installations de captage des eaux d'infiltration est illustrée à la figure 18.1.

Figure 18.5 : Section type à la fin de l'usinage



Source : SRK.

18.7.7 Système de transport des résidus

Le système de transport des résidus permettra de transférer les résidus boueux de l'usine de traitement au parc à résidus. Au départ, le système sera conçu en fonction d'une exploitation de 52,5 kt/j et pourra accepter 105 kt/j à terme. Il sera constitué d'un conduit de polyéthylène de haute densité (HPDE) de 40 po de diamètre et d'une longueur d'environ 4 km. Au départ, ce conduit transportera 4 407 m³ de résidus par heure vers le parc à résidus. Une seconde conduite de même dimension et de même longueur sera installée à côté de la première canalisation au cours de la sixième année d'exploitation pour répondre au nouveau taux de production de 105 kt/j. Les deux conduites transporteront un total combiné de 8 8269 m³ de résidus par heure vers le parc. Les pompes de la sousverse de l'épaississeur des résidus seront sous l'alimentation de secours, afin d'empêcher les conduites de geler en cas de panne électrique.

18.7.8 Système de circulation des eaux de retour

La dimension du système de circulation des eaux de retour pour recycler l'eau du parc a été établie sur la base d'un débit de 2 353 m³/h d'eau pompée du parc vers le bassin de traitement des eaux, lors de l'exploitation initiale de 52,5 kt/j. Le système comprendra deux pompes sur barge et un conduit de polyéthylène de haute densité de 24 po de diamètre et d'une longueur d'environ 4 km, adjacent aux conduits transportant les résidus. Une seconde conduite de même dimension et de même longueur sera installée à côté de la première canalisation au cours de la sixième année d'exploitation pour répondre au nouveau taux de production de 105 kt/j. Les deux conduites de rejet d'eau transporteront un total combiné de 4 628 m³/h. Pour prévenir le gel, le chauffage des conduits ne sera requis qu'aux points le plus bas.

18.7.9 Fermeture

Les cellules 1 et 2 du parc à résidus seront restaurées progressivement, et aussi au terme de leur durée de vie.

Un couvert végétal d'au moins 0,5 m d'épaisseur sera mis en place sur les côtés des digues en périmètre. Dans le cas de la cellule 1, la majorité de ce couvert sera disposé vers la fin de sa durée d'exploitation ou au terme de celle-ci, à l'an 6. En ce qui concerne la cellule 2, ces travaux s'effectueront à la fin de l'an 22, bien qu'il est prévu que le parement en aval des digues en périmètre sera en place bien avant ce moment, ce qui permettra d'appliquer progressivement le couvert sur le parement en aval avant l'an 22.

Un couvert végétal d'environ 0,5 m d'épaisseur sera aussi mis en place sur la surface des résidus des deux cellules du parc à résidus. Les eaux surnageantes de la partie centrale de la cellule seront acheminées par pompage dans la fosse pour faciliter la consolidation et améliorer la capacité portante pour accueillir l'équipement.

La terre requise pour la restauration de la cellule 1 proviendra de l'excavation de la fosse et sera entreposée dans deux haldes à proximité. Lorsque la restauration de la cellule 1 sera terminée, ces haldes seront réalimentées avec du matériel provenant de l'excavation du mort-terrain en vue de la restauration de la cellule 2.

Les structures aménagées de gestion des eaux seront construites dans les cellules pour gérer passivement les eaux de ruissellement en surface, de façon à prévenir l'érosion du couvert végétal.

Après la fermeture, la qualité des eaux recueillies dans les puisards sera suivie et analysée. Les eaux se trouvant dans les puisards continueront d'être acheminées par pompage vers l'usine de

traitement jusqu'à ce que les exigences en matière de qualité soient atteintes. Lorsque la qualité des eaux sera jugée acceptable, les conduits seront redirigés vers la fosse dans la mesure du possible. Un exutoire sera installé sur le réservoir de la fosse pour rediriger les eaux excédentaires vers la rivière Villemontel. La zone de dépôt des résidus dans la fosse sera passivement couverte d'eau en permanence. Un exutoire sera aménagé pour contrôler le niveau de l'eau dans la fosse.

18.8 Atelier mécanique et bâtiments d'entreposage

L'atelier mécanique voué à l'entretien des véhicules miniers sera situé à l'ouest de la fosse et au sud-ouest de l'usine de traitement. Seulement six postes d'entretien seront requis pendant la phase initiale de 52,5 kt/j. Pendant la phase d'expansion, quatre postes d'entretien supplémentaires seront disponibles afin de répondre aux besoins du parc minier. La flotte se multipliera à mesure que la distance de transport augmentera en raison de la profondeur grandissante de la fosse, et les postes d'entretien augmenteront progressivement pour atteindre un nombre de 20. La structure du bâtiment sera en acier et son revêtement extérieur sera de type architectural. L'aire d'entreposage de pneus est située à côté de l'atelier d'entretien des camions.

L'entrepôt abritera des articles généraux et des composants mécaniques, électriques et d'instrumentation. L'entrepôt sera adjacent à l'atelier d'entretien de l'usine de traitement. Les bureaux internes du personnel d'entretien et de ceux de l'entrepôt seront adjacents à l'entrepôt.

18.9 Laboratoire d'essais

Les laboratoires d'essais et de métallurgie ainsi que les bureaux seront situés à environ 50 m à l'ouest de l'usine de traitement. Ces laboratoires feront l'analyse des échantillons provenant de l'usine de traitement et de ceux prélevés lors des travaux d'exploration et d'exploitation

18.9.1 Complexe administratif

Le complexe administratif sera réparti sur un seul étage. Il sera situé à proximité de l'entrée principale du site. Le bâtiment abritera une aire d'accueil, des bureaux, des salles de réunion, une salle de conférence, une clinique, une petite cuisine et des toilettes. Les bureaux seront réservés aux administrateurs, aux ingénieurs, aux géologues et aux commis. Un parc de stationnement ainsi qu'une aire de demi-tour pour les transporteurs et les livreurs seront adjacents au complexe administratif.

18.9.2 Traitement des eaux d'égout

L'usine de traitement des eaux d'égout se trouvera à environ 150 m au nord-est du complexe administratif. Les boues d'épuration qui s'accumuleront au fond du réservoir de clarification seront retirées par un camion-vidangeur tous les six à neuf mois lorsque pleines. Elles seront ensuite transportées vers un site d'enfouissement des déchets municipal.

Une fois traité, l'effluent sera pompé vers le bassin de stockage des eaux de traitement.

18.10 Distribution de l'eau et approvisionnement

Le bassin de stockage des eaux de traitement (figure 18.1), se trouvera au nord de l'épaississeur des résidus et fournira la majeure partie de l'eau requise par l'usine de traitement. Le bassin de stockage des eaux de traitement sera alimenté par la surverse de l'épaississeur des résidus, par celle de l'épaississeur du concentré et par les eaux de renvoi provenant des la cellule 1 du parc à résidus (cellule 2 pour la phase d'expansion). Le diamètre et la longueur du

conduit de HDPE acheminant les eaux de renvoi au bassin des eaux de traitement seront respectivement 24 po et 4 km.

Le bassin de stockage des eaux de traitement pourra contenir environ 20 000 m³. Le temps de rétention à 52,5 kt/j est 2 heures. Lorsque la capacité de production passera à 105 kt/j, un deuxième bassin d'eaux de traitement de la même taille sera ajouté.

18.10.1 Eau brute

L'eau brute est prélevée dans le SER et acheminée par pompage dans le réservoir d'eau brute, qui est adjacent à l'épaississeur des résidus. L'eau brute est prélevée dans le réservoir d'eau brute et acheminée par pompage vers différents points de distribution de l'usine de traitement, notamment vers la zone où se trouveront les réactifs et les joints d'étanchéité des pompes

18.10.2 Eau potable

L'eau douce sera prélevée dans des puits locaux et traitée par une unité d'osmose inverse afin de produire une eau potable et buvable qui sera utilisée pour cuisiner et pour alimenter les douches. Les douches d'urgence et les douches oculaires de l'usine seront aussi alimentées par cette eau. Le concentré d'osmose inverse (rétentat de saumure) sera pompé vers un puisard. Il sera réintroduit par pompage dans le circuit de traitement sur une base régulière.

18.10.3 Eau d'extinction d'incendie

L'eau réservée pour l'extinction des incendies sera stockée dans le réservoir d'eau brute. Ce réservoir pourra contenir 2 500 m³; 1 000 m³ seront réservés pour l'extinction d'incendies et 1 500 m³ seront réservés pour alimenter le circuit d'eau brute. Des dispositifs mesurant le volume d'eau contenue dans le réservoir assureront que ce volume ne soit jamais inférieur à 1 000 m³.

Lorsque la production sera augmentée à 105 kt/j, un second réservoir d'eau brute sera ajouté. Il pourra contenir 1 500 m³ supplémentaires.

18.11 Approvisionnement, entreposage et distribution du carburant

Lors de la phase initiale à 52,5 kt/j, la consommation de l'usine en carburant diesel ne dépassera pas 50 000 l/j et augmentera constamment à 122 000 l/j au moment de l'expansion. Les dimensions du parc de carburant ont été conçues de façon à pouvoir accommoder une demande accrue. Il est recommandé de disposer d'une capacité de stockage correspondant environ au volume consommé pendant une semaine, soit un total de 854 000 l. Le carburant diesel servira principalement à faire fonctionner les équipements miniers. Chaque réservoir de carburant diesel contient 150 000 l. L'équivalent de six réservoirs sera donc consommé chaque semaine lors des périodes de consommation maximale.

Les réservoirs seront de forme cylindrique. Ils seront disposés à l'horizontale, hors du sol, et seront ceinturés par une paroi rectangulaire de protection. Les camions-citernes pourront être vidangés et remplis trois fois par semaine, selon le calendrier de service de la voie ferrée qui sert à acheminer le carburant. Les réservoirs de carburant et les pompes de distribution se trouveront à proximité de l'atelier mécanique pour desservir adéquatement le parc minier.

De plus, il y aura un réservoir d'essence ordinaire à double paroi d'une capacité de 35 000 l prévu pour les voitures, les camionnettes et les autres véhicules qui circuleront sur le site.

Lorsque la production atteindra 105 kt/j, le parc de carburant logera alors onze réservoirs (1 650 000 l), ce qui assurera plus de cinq jours de ravitaillement pour l'année à une consommation maximale.

18.12 Transport et expédition

La zone de chargement du concentré sera située à la limite septentrionale de l'usine de traitement. Le concentré de nickel sera empilé à côté de la voie ferrée qui desservira le quai de chargement du concentré. Le concentré sera chargé dans les wagons au moyen de chargeuses frontales (CF). Les revêtements en fibre de verre, qui servent de couvercles, pourront être facilement retirés à l'aide d'une grue mobile, puis déposés au sud de la voie ferrée pendant le chargement avant d'être remis en place sur les wagons par la suite. Les chargeuses frontales chargeront les wagons en puisant dans les piles de stockage qui se trouveront sur le site même ou dans celles qui auront été acheminées dans une installation de transfert. Ils seront déchargés à Sudbury par des bennes aériennes, ou au Port de Québec.

La production maximale de concentré de nickel pendant la phase initiale sera 142 kt/a (en fonction d'une capacité nominale de traitement de 16 t/h et d'une disponibilité d'opération de 92 %). S'il y a un minimum de trois chargements par semaine, cela signifie que dix wagons de 99 tonnes seront chargés en deux jours et seront prêts à être expédiés. Une CF régulière (p. ex. : CAT 980) peut charger 300 t/h. Cela signifie que seulement trois à quatre heures de fonctionnement seront nécessaires tous les deux jours pour charger 10 wagons.

Une étude portant sur les diverses options offertes a été réalisée afin de comparer les frais de transport du concentré de nickel par camion et par train. La décision de construire une voie ferrée a été prise, même si l'option la moins coûteuse avait été d'utiliser à la fois les transports routier et ferroviaire pour acheminer le concentré vers une installation de transfert existante de Rouyn-Noranda avant de l'expédier par train à Sudbury. La voie ferrée était nécessaire pour pouvoir expédier le concentré à Québec, puisque le transport routier est beaucoup plus dispendieux en raison de l'éloignement. Le fait que la voie ferrée puisse être mise à profit pour acheminer du carburant, des réactifs, des produits non durables et des fournitures pour les explosifs a été un autre facteur décisif. La station d'émulsion ne sera pas construite avant l'an 2. Les émulsions seront acheminées sur le site par camion depuis vraisemblablement les installations existantes de Malartic ou de Val-d'Or, lesquelles se trouvent à moins de 100 km.

Le concentré expédié au port de Québec par train sera transféré vers la Chine ou la Finlande par bateau.

18.13 Construction de campements

Un campement minier permanent ne sera pas nécessaire. La main-d'œuvre logera à ou proviendra d'Amos et de la région de l'Abitibi-Témiscamingue.

18.14 Sécurité du site

Toute personne qui accèdera au site devra passer par le poste de garde de l'entrée principale. La voie d'accès au site, qui sépare celui-ci de l'autoroute 111, sera ceinturée par une clôture grillagée qui s'étalera sur environ 5,5 km. La zone où les explosifs seront fabriqués et entreposés ainsi que la station d'émulsion (construite lors de la phase d'expansion) seront aussi clôturées pour des raisons de sécurité. Une barrière cadenassée sera érigée entre la route de Launay et la zone où les explosifs seront fabriqués et entreposés, comme l'illustre la figure 18.1. Le site où se trouve l'usine ne sera pas clôturé à l'est, à l'ouest ni au nord pour permettre le passage des motoneiges.

18.15 Communications

18.15.1 Réseau Ethernet de l'entreprise

Le réseau Ethernet de l'entreprise sera constitué de câbles, routeurs, pare-feu et autres accessoires requis pour assurer la transmission des données sur le site et pour fournir une connexion aux liens externes.

Les salles de TI qui se trouvent dans le bâtiment administratif permettront d'entreposer les appareils assurant la communication hors du site. Les autres appareils, comme le panneau de répartition et le répéteur, se trouveront dans les salles électriques isolées ou dans les armoires prévues à cet effet.

L'accès aux salles de TI sera restreint et contrôlé par un dispositif de lecture de cartes magnétiques et par un système de surveillance vidéo.

Les pare-feu et les routeurs assureront la communication entre les systèmes et les différents utilisateurs sur place tout en protégeant les données confidentielles contre les intrusions externes. Les serveurs seront mis à contribution pour recueillir et pour stocker les données générées par les différents systèmes.

Le réseau administratif desservira, par l'entremise de fibres optiques et de câbles catégorie 6 dédiés, tous les bâtiments d'importance afin d'assurer le bon fonctionnement du réseau téléphonique et des interphones, du système de télévision en circuit fermé et des systèmes de gestion des accès, tout en permettant au réseau de traitement d'accéder à Internet.

Le réseau de traitement desservira, grâce à des câbles de cuivre et à des câbles de fibres optiques redondants et dédiés, tous les bâtiments abritant les appareils de contrôle des procédés.

18.15.2 Système de contrôle des procédés

Le système de contrôle des procédés consistera en un poste de contrôle redondant situé dans la salle de commande principale. Des postes de contrôle non redondants seront aussi aménagés dans chacune des salles électriques.

Les ordinateurs de contrôle, les consoles entrée-sortie et les interfaces personne-machine (IPM) seront situés dans les salles électriques ou seront accessibles grâce aux panneaux de contrôle des équipements (p. ex. : concasseurs, séchoirs et dispositifs fonctionnant à l'air comprimé).

La communication entre le processeur et la console entrée-sortie commandée à distance sera redondante; les communications avec les autres appareils, comme le contrôleur de programmes, le centre de contrôle des moteurs et l'appareillage de connexion seront non redondantes.

18.15.3 Réseau téléphonique et interphones

Le réseau téléphonique et le système d'interphones permettront à tous les bâtiments du site et aux différents secteurs de communiquer entre eux.

Des interphones ou des appareils d'annonces publiques seront installés dans les secteurs les plus bruyants et à l'extérieur des bâtiments lorsque l'utilisation du réseau téléphonique est impossible.

Le réseau téléphonique et le système d'interphones seront munis d'adresses IP. Le système de gestion du réseau téléphonique offrira de nombreuses fonctionnalités : répertoire de contacts, réacheminement des messages, transfert d'appel, boîte vocale, statistiques d'utilisation, etc.

18.16 Système de gestion des eaux de ruissellement

18.16.1 Plan de gestion de l'eau

Le plan de gestion de l'eau doit faciliter le déroulement des travaux de développement de la mine malgré des conditions climatiques très variables, tout en assurant la protection de l'environnement. Les principaux objectifs de ce plan sont :

- fournir au concentrateur un approvisionnement en eau de façon continue
- faciliter l'extraction du gisement en limitant le volume d'eau qui se déverse dans la fosse et en se débarrassant au moment opportun des eaux souterraines et des précipitations qui se déversent dans le bassin versant de la fosse
- assurer le contrôle des sédiments
- recueillir et traiter l'eau mise en contact avec le minerai, laquelle aurait une incidence sur la qualité des cours d'eau si elle y était déversée
- protéger les infrastructures de la mine en cas d'inondation extrême

Le plan de gestion des eaux s'articule autour des changements que la mine connaîtra pendant son développement, qui se déroulera en cinq phases :

- Phase 1 — construction
- Phase 2 — faible exploitation minière
- Phase 3 — forte exploitation minière
- Phase 4 — usinage des stocks de minerai à basse teneur
- Phase 5 — fermeture

Chaque phase prévoit des structures de dérivation, des systèmes de puisards et de pompes ainsi que des bassins de sédimentation et des réservoirs qui assureront la gestion séparée des eaux de contact et des eaux de contact affectées à mesure que l'ensemble de la superficie et l'empreinte de la mine augmentent.

18.16.2 Dérivation des eaux de contact

Les eaux de ruissellement en surface qui entrent en contact avec des zones perturbées, autres que des résidus, seront considérées comme des eaux de contact. Les eaux de contact devront être traitées pour en retirer l'importante quantité de sédiments en suspension. Les eaux de ruissellement de la roche stérile, du mort-terrain et des stocks de minerai à basse teneur de même que les eaux prélevées par pompage dans la fosse sont aussi considérées comme des eaux de contact.

La mise en valeur du gisement exigera la dérivation des ruisseaux est et ouest vers la périphérie de la fosse. Puisque les zones de drainage de ces deux cours d'eau ne sont pas d'une largeur démesurée, la dérivation des eaux pourra être effectuée en utilisant des pompes et des conduits, ou en creusant une canalisation à écoulement libre.

Les ruisseaux est et ouest seront remplacés par trois canalisations principales qui achemineront les eaux de surface vers le réservoir sud-est et les éloigneront de la fosse. Deux canalisations

seront situées à l'est des haldes de roches stériles et des empilements de mort-terrain. Elles sont désignées comme les canalisations de roche stérile nord et sud, et elles recueilleront les eaux de ruissellement des stocks pour empêcher que les eaux chargées de sédiments se déversent dans le bassin versant de l'Arctique. La troisième canalisation sera située entre la bordure est de la fosse et la bordure ouest des haldes de roches stériles et des empilements de mort-terrain. Elle est désignée comme la canalisation est de la fosse.

Au total, 14 puisards seront aménagés dans les secteurs à faible élévation qui se trouvent dans la zone de capture des eaux des ruisseaux est et ouest, où l'adduction par gravité est impossible. Chaque puisard recueillera les eaux de ruissellement en surface de diverses installations du site, les eaux d'infiltration des digues du parc à résidus ainsi que les précipitations directes. L'implantation se fera à différents moments pendant le développement du site minier. Sept de ces puisards recueilleront les eaux de contact non affectées, qui seront pompées dans l'une des trois canalisations principales pour être acheminées à terme dans le réservoir sud-est.

Les eaux de contact seront emmagasinées dans le réservoir sud-est afin que le concentrateur puisse s'en servir aux fins de réutilisation ou comme source d'eau brute. Les eaux de la fosse seront aussi pompées dans le réservoir sud-est au moyen d'un séparateur d'hydrocarbures.

18.16.3 Dérivation des eaux de contact affectées

Les eaux de ruissellement en surface qui entrent en contact avec les résidus sont considérées comme des « eaux de contact affectées ». Les eaux de contact affectées qui sont excédentaires seront traitées par l'usine de traitement séparément des eaux de contact. Ces eaux, qui contiennent des eaux de ruissellement et des eaux d'infiltration des digues du parc à résidus, seront recueillies par un réseau de canalisations et de sept puisards situés autour des cellules du parc à résidus. Elles seront repompées dans la cellule du parc à résidus active. Le concentrateur réutilisera autant d'eau que possible en provenance du parc à résidus pour minimiser le traitement des eaux de contact affectées.

18.16.4 Bassin de décantation

Les bassins de sédimentation 1 et 2 sont situés au sud du parc à résidus et sont considérés, aux fins de modélisation, comme ayant une capacité approximative de 1 Mm³ chacun. Les eaux excédentaires de ces bassins seront acheminées vers l'usine de traitement des eaux ou la rivière Villemontel. Les bassins de sédimentation seront aménagés tôt lors de la phase de construction. Ils emmagasineront et traiteront les eaux de ruissellement de la zone perturbée pour retirer l'importante quantité de sédiments en suspension, et ce, tout au long de la phase de construction.

Le bassin de sédimentation 1 sera situé à l'est du passage le plus bas du ruisseau non désigné. Il emmagasinerà les eaux excédentaires du parc à résidus par l'entremise du puisard 6 ainsi que les eaux de ruissellement locales de même que les précipitations directes. Durant la phase de la construction, les eaux de ruissellement locales contiendront peut-être une quantité importante de sédiments en provenance des zones perturbées. Les eaux en provenance du bassin de sédimentation 1 seront considérées comme des eaux de contact affectées lors de la mise en service de la cellule 1 du parc à résidus. Le bassin alimentera l'usine de traitement des eaux. Les eaux excédentaires du bassin de sédimentation 1 seront repompées dans l'usine de traitement des résidus en service pour y être emmagasinées et potentiellement réutilisées.

Le bassin de sédimentation 2 contiendra les eaux excédentaires de la fosse lors de la construction, les eaux excédentaires du réservoir sud-est avant le début de l'usinage des stocks de minerai à basse teneur, les eaux du puisard 9 pendant la construction, les eaux de

ruissellement locales et les précipitations directes. Le bassin assurera le traitement du total des solides en suspension (TSS) en forte concentration. De plus, un système de barbotage au CO₂ sera installé dans le bassin de sédimentation pour traiter le pH élevé des eaux avant qu'elles soient déversées dans la rivière Villemontel.

Les bassins de sédimentation ont été conçus pour une période de retour d'écoulements de 1 :10 années et pour une valeur limite de sédiment de 0,01 mm. Afin de minimiser l'empreinte des bassins sur la zone d'exploitation plus basse, la profondeur de ceux-ci a été fixée à 6 m et leur ratio longueur-largeur sera de 3 pour 1, respectivement. Les deux bassins seront situés au sud de la voie ferrée et de la fosse, et au nord du complexe administratif.

18.16.5 Parc à résidus

Le parc à résidus jouera deux rôles essentiels dans la gestion des eaux de la mine. Dans un premier temps, les eaux de ruissellement qui seront captées par le parc, les eaux provenant des boues de résidus et celles captées par le système de collecte des eaux d'infiltration des digues fourniront une partie importante de l'approvisionnement en eau du concentrateur. Dans un deuxième temps, le bassin qui se trouve dans le parc à résidus sera le réservoir d'eau offrant la plus grande capacité utile de la mine au cours de son exploitation. Un réservoir de grande capacité utile sera nécessaire pour répondre à la demande en eau du concentrateur (c'est-à-dire pour stocker l'eau lors des périodes de précipitations dans le but d'alimenter le concentrateur lors des périodes sèches). Si les eaux s'accumulent dans le système, le bassin pourra être débarrassé de l'excédent en les déchargeant aux fins de traitement.

Les eaux excédentaires des cellules 1 et 2 seront acheminées par pompage vers le concentrateur ou le puisard 6, selon les besoins en eau du concentrateur. Depuis le puisard 6, les eaux seront acheminées dans le bassin de sédimentation 1 avant d'être dirigées vers l'usine de traitement des eaux pour ensuite être déversées dans la rivière Villemontel.

Ce sont les boues de résidus qui contribueront le plus grand volume d'eau au parc à résidus. Les plus grands volumes prélevés du parc serviront à alimenter le concentrateur en eau recirculée. Les autres contributeurs au parc à résidus sont les eaux de ruissellement locales, les eaux pompées des puisards à proximité et les précipitations directes. L'évaporation, l'infiltration dans le réseau hydrographique et le remplissage des vides dans les résidus contribueront au débit sortant.

Le dégagement au-dessus de la cellule 1 du parc à résidus sera de 1,0 m et celui de la cellule 2 sera de 2,0 m. Lorsque le niveau d'eau dans le parc à résidus dépassera le niveau de dégagement, les pompes des eaux excédentaires seront mises en marche et prélèveront l'eau jusqu'à ce que le niveau se trouve en dessous de la limite permise, qui a été fixée à 1,0 m sous la limite de dégagement.

La majorité des eaux qui s'infiltreront par la base des digues s'écouleront dans la fosse. Les eaux d'infiltration du parc à résidus qui peuvent s'écouler à l'ouest vers l'esker Launay, au nord vers la rivière Chicobi ou au sud vers la rivière Villemontel ont été modélisées par Golder et les résultats ont été présentés dans le rapport intitulé *Solute Transport Modelling of Tailings Storage Facility, RNC Dumont Project, Quebec* (Golder, 2013b).

Trois modèles bidimensionnels de coupe transversale ont été élaborés pour représenter le trajet d'écoulement des eaux souterraines entre le parc à résidus et les récepteurs potentiels : l'esker Launay à l'ouest; la rivière Villemontel au sud, et; la rivière Chicobi au nord. L'arsenic, les chlorures et les nitrites ont été désignés comme des éléments d'intérêt pour les modèles de transport en raison de leurs concentrations prévisibles dans les eaux du parc à résidus relativement au critère applicable pour les eaux souterraines. Les simulations de transport des

contaminants ont été complétées pour les deux opérations et pour les conditions post-exploitation. Diverses simulations ont aussi été achevées pour chaque coupe type afin d'évaluer la sensibilité des résultats de la modélisation à différents facteurs. Les résultats de la modélisation numérique démontrent que le design proposé le parc à résidus n'entravera pas l'application des objectifs de protection des eaux souterraines au sein des récepteurs potentiels, comme décrit à la directive 019 (Golder, 2013b).

La section 18.7.8 fournit davantage d'information.

18.16.6 Système de collecte des eaux de ruissellement générées par les haldes à stériles

Les analyses géochimiques préliminaires indiquent que la roche stérile et les stocks de minerai à basse teneur ne seront pas acidogènes. Leurs lixiviats n'auront donc pas à être traités par l'usine de traitement des eaux avant d'être déversés à l'extérieur du site. Des canalisations seront construites le long des limites extérieures des piles de stocks pour capter les eaux de ruissellement chargées de sédiments et pour diriger l'écoulement des eaux de surface vers le réseau de puisards et de réservoirs (figure 18.1).

À l'est des haldes de roches stériles et des empilements de mort-terrain, deux canalisations dirigeront les eaux de ruissellement vers le réservoir sud-est, soit la canalisation de la halde de stériles nord et la canalisation de la halde de stériles sud. À l'ouest des haldes de roches stériles et des empilements de mort-terrain, la canalisation est de la fosse dirigera aussi les eaux de ruissellement vers le réservoir sud-est.

La taille et la forme des piles de minerai à basse teneur (MBT) en surface situées au nord de la fosse augmenteront avec le temps. Trois puisards capteront les eaux de ruissellement autour de ces zones et les déverseront dans la canalisation est de la fosse. Ces eaux gagneront éventuellement le réservoir sud-est.

Il a été présumé que la totalité des eaux de pluie qui s'infiltreront dans les piles de stocks aboutiront éventuellement dans le réservoir sud-est.

18.16.7 Traitement des eaux

Les eaux de contact affectées sont acheminées vers le bassin de sédimentation 1. Cela comprend les eaux excédentaires du parc à résidus, qui sont d'abord recueillies par le puisard 6 avant de terminer dans le bassin de sédimentation 1; les eaux d'infiltration de la digue du parc à résidus qui sont recueillies par les tranchées qui ceinturent le coin sud-est du parc à résidus, et; les eaux de ruissellement locales.

Un système de barbotage au CO₂ sera adjacent au bassin de sédimentation 2 pour traiter les valeurs élevées de pH. Le système de barbotage est constitué d'un réservoir sous pression, d'un distributeur tubulaire et de conduites qui se prolongent jusqu'au bassin de sédimentation. Si les valeurs de pH sont élevées, le système de barbotage au CO₂ sera activé (bouillonnement) pour réduire ces valeurs afin qu'elles soient conformes aux normes environnementales. Les eaux traitées seront déversées dans la rivière Villemontel.

Après la phase d'expansion, en 2022, une usine de traitement des eaux sera aménagée en raison des concentrations possiblement élevées en arsenic et autres éléments. Les eaux devront être traitées uniquement lorsque le niveau d'eau dans les cellules du parc à résidus dépasse le niveau de dégagement autorisé. Le taux de prélèvement dans le bassin de sédimentation 1 sera équivalent à la capacité de l'UTE, laquelle a été optimisée au moyen du modèle de bilan hydrique pour prévenir les décharges non contrôlées des eaux de contact

affectées dans la rivière Villemontel. L'usine fonctionnera à une capacité de 0,7 m³/s et pourra au besoin se déverser dans la rivière Villemontel au moyen d'une canalisation.

19 ÉTUDES DE MARCHÉ ET CONTRATS

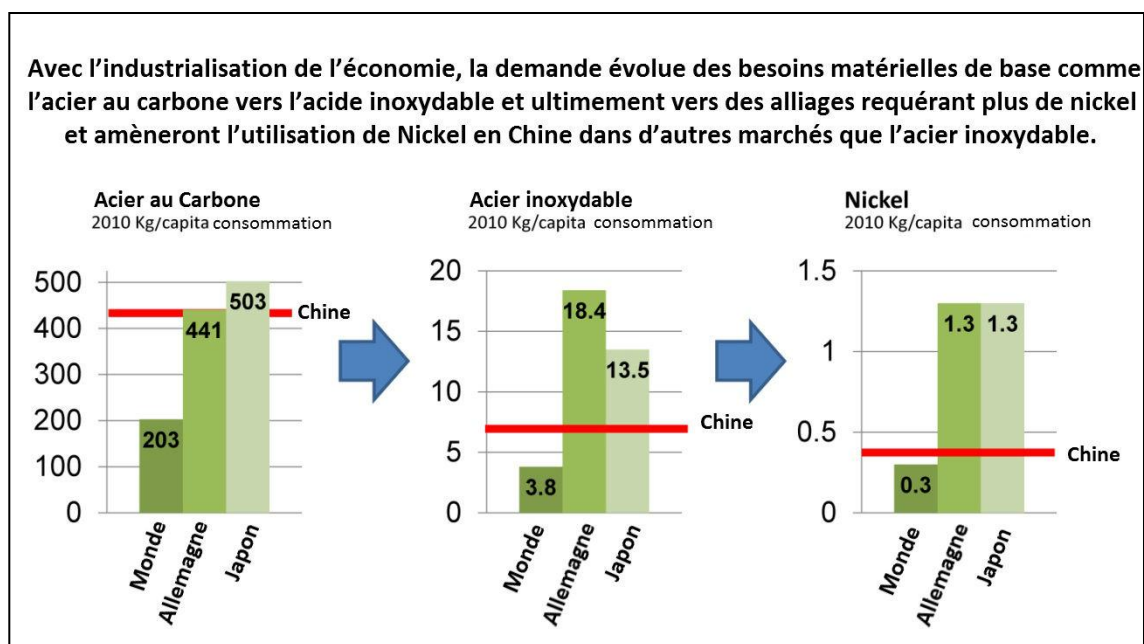
19.1 Perspectives sur le marché du nickel et de l'acier inoxydable

Selon les perspectives à long terme (mars 2013) du *Metals Market Service*, Wood Mackenzie prévoit que la consommation mondiale de nickel augmentera de 6,4 % en 2013 pour atteindre 1,83 Mt, puis de 4,7 % par année pour atteindre 2,1 Mt en 2016, puis de 2,7 % par année par la suite jusqu'à un niveau de 2,74 Mt en 2030. Les deux principaux secteurs de consommation, soit l'acier inoxydable et usages autres que l'acier inoxydable, devraient, selon les prévisions, connaître une forte croissance à l'avenir.

La demande primaire en nickel pour l'acier inoxydable devrait augmenter jusqu'à près de 2 Mt d'ici 2030, en raison d'une croissance dans la production d'acier inoxydable fondu de 5 % par année jusqu'en 2017 pour atteindre 44,6 Mt, avec une croissance par la suite de 3 % par année jusqu'en 2030 pour atteindre 65,4 Mt. La majeure partie de cette croissance sera soutenue par l'expansion continue de l'industrie chinoise de l'acier inoxydable.

La direction de RNC est d'avis que le potentiel de croissance du marché du nickel est encore plus grand que ce que les prévisions de Wood Mackenzie laissent entendre, en raison de l'économie chinoise qui continuera d'évoluer vers les produits à valeur ajoutée. Tel qu'illustré à la figure 19.1, si la demande en nickel de la Chine peut atteindre un niveau de consommation par personne semblable à l'Allemagne et le Japon, comme elle a déjà réussi à le faire pour l'acier ordinaire, cela pourrait augmenter la demande en nickel au-delà de 1 Mt par année pour atteindre un total de 1,6 Mt par année d'ici 2020. Compte tenu du fait que la demande en acier ordinaire en Chine continue d'augmenter et dépasse maintenant les niveaux de consommation par personne de l'Allemagne et du Japon, le potentiel de croissance de la demande chinoise pour le nickel pourrait être encore plus important que le niveau de 1 Mt présentement envisagé.

Figure 19.1 : Au-delà de 2015 – Évolution de la demande en nickel per capita



Source : World Steel Association, ICSG, World Stainless Steel Statistics, Brook Hunt – une société de Wood Mackenzie, analyse de RNC.

19.2 Hypothèses de prix

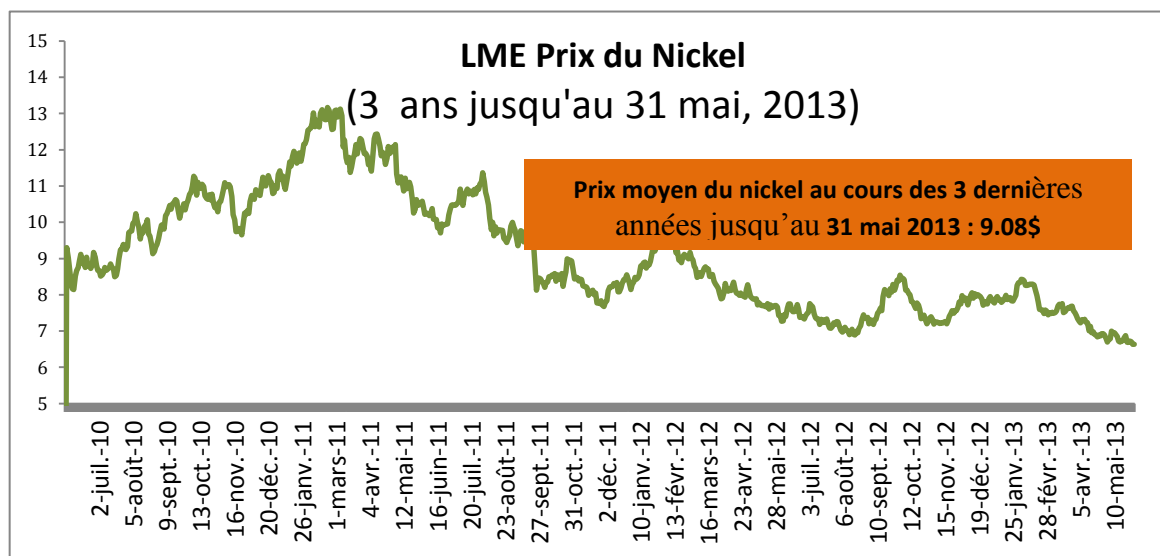
Des hypothèses de prix à long terme ont été établies pour le nickel et les sous-produits de cobalt, platine et palladium contenus dans le concentré de Dumont en se basant sur les prévisions en date du 31 mai 2013 de quatre des cinq analystes qui couvrent présentement RNC et qui publient des prévisions sur les prix des matières premières. Puisque la date prévue d'entrée en service du projet correspond désormais à la période des prévisions à court terme de ces analystes, des prévisions annuelles pour le prix du nickel sont utilisées pour 2015, 2016 et 2017, puis un seul prix prévu à long terme pour les années subséquentes. Pour les métaux en sous-produits – le cobalt, le palladium et le platine, un seul prix a été utilisé pour toutes les années. Le tableau 19-1 résume les hypothèses de prix.

Tableau 19-1 : Hypothèses de prix en dollars US

		2015	2016	2017	Long terme
Nickel	\$ US/lb	10,00 \$	10,00 \$	10,50 \$	9,00 \$
Cobalt	\$ US/lb	14,00 \$	14,00 \$	14,00 \$	14,00 \$
Platine	\$ US/oz	1 800 \$	1 800 \$	1 800 \$	1 800 \$
Palladium	\$ US/oz	700 \$	700 \$	700 \$	700 \$

Une hypothèse de 9,00 \$ par livre de nickel a été utilisée comme prix à long terme dans le cadre de l'étude, un niveau similaire au prix moyen à long terme de 9,30 \$ par livre de nickel par livre de nickel prévu par les quatre analystes et au prix moyen des trois dernières années, au 31 mai 2013, qui était de 9,08 \$ par livre de nickel.

Figure 19.2 : Prix trimestriel du nickel au comptant au LME



L'hypothèse de prix pour le platine, à 1 800 \$ par once, est similaire à la moyenne des prix prévus à long terme par les analystes de RNC, qui est de 1 793 \$ par once, et des prix prévus dans la période entre 2015 et 2017, qui se situent entre 1 853 \$ et 1 877 \$ par once. L'hypothèse de prix pour le palladium, à 700 \$ par once, est similaire à la moyenne des prix prévus à long terme par les analystes de RNC, qui est de 667 \$ par once, et des prix prévus dans la période entre 2015 et 2017, qui se situent entre 712 \$ et 775 \$ par once. L'hypothèse de prix pour le cobalt, à 14 \$ par livre, est similaire à la moyenne des prix prévus à long terme par les analystes de RNC, qui est de 13,88 \$ par livre, et des prix prévus dans la période entre 2015 et 2017, qui se situent entre 14,17 \$ et 14,29 \$ par livre. Les sensibilités à toutes ces hypothèses de prix sont présentées au chapitre 22.

19.3 Mise en marché du concentré

Le concentré Dumont, qui aura une teneur moyenne de 29 % nickel sur la durée de vie du projet ainsi que des quantités récupérables de cobalt, de platine et de palladium, devrait, selon toute attente, figurer parmi les concentrés les plus riches en nickel au monde, ce qui devrait en faire un produit désirable pour les fonderies de nickel à travers le monde. La teneur en MgO du concentré devrait se situer entre 7 et 10 %, ce qui est comparable aux teneurs en MgO des concentrés produits par d'autres mines ultramafiques.

Les hypothèses retenues au niveau des modalités commerciales pour ce concentré sont basées sur les taux de référence et comprennent notamment :

- pourcentage de 93 % de nickel payable;
- frais de traitement de base de 150 \$/t, avec une pénalité additionnelle de 25 \$/t de concentré pour la teneur en MgO;
- frais d'affinage de base de 0,70 \$/lb de nickel;
- prise de participation au prix de 10 % avec un prix de base à 8,00 \$/lb;
- pourcentage de 50 % du cobalt contenu payable et frais d'affinage de 3 \$/lb; et
- pourcentage payable du platine et du palladium contenu, en supposant une déduction de 1 g/t, de 77 % en moyenne pour un concentré à une teneur de 4,3 g/t ÉGP sur la durée de vie du projet, avec des frais d'affinage de 50 \$/oz.

Le concentré sera transporté via les infrastructures routières, ferroviaires et portuaires existantes jusqu'aux fonderies. Dans l'étude de faisabilité, il est présumé que 50 % du concentré serait traité par les fonderies de Sudbury, pour un coût de transport de 41 \$/t. Le 50 % résiduel de concentré serait transporté jusqu'à la ville de Québec à un coût de 36 \$/t, et la moitié (25 % du total) serait expédiée à une fonderie en Finlande pour un coût de transport de 40 \$ US/t, tandis que l'autre moitié (25 %) du concentré serait acheminée à des fonderies en Chine, pour un coût de transport de 79 \$ US/t. Les sensibilités liées à toutes ces hypothèses de prix sont présentées au chapitre 22.

Les prix utilisés pour les métaux vendus à terme dans le cadre de contrats potentiels sont basés sur l'expérience acquise dans des projets comparables existants et sur des connaissances générales. Contrairement au cuivre et à d'autres métaux, il n'y a aucun prix de référence établi pour les charges de traitement et d'affinage. Aucune campagne de marketing directe n'a été effectuée pour les concentrés potentiels de Dumont et ainsi aucun accord d'écoulement n'existe. Les modalités de distribution et de prix pour les concentrés de Dumont seront déterminées uniquement lorsque les accords d'écoulement auront été signés.

Basé sur la demande industrielle actuelle, il est envisagé que les concentrés nickélifères conviendraient mieux à certaines fonderies, en particulier aux deux fonderies se trouvant au

Canada qui sont exploitées par Vale et Xstrata, à la fonderie Harjavalta en Finlande exploitée par Boliden, et à la fonderie Jinchuan en Chine. La Compagnie a aussi réalisé une étude distincte qui démontre la viabilité du procédé visant à traiter le concentré en utilisant une combinaison de fours de grillage à lit fluidisé et de fours électriques à arc, et a récemment annoncé un protocole d'entente (PE) avec Tsingshan Holding Group Co., Ltd. Le PE décrit les objectifs des deux entreprises de travailler en collaboration en lien avec le traitement en aval de concentré et le potentiel de conclure un accord d'écoulement et/ou de partenariat concernant le projet Dumont. Après un an de travail en collaboration avec RNC, Tsingshan a réalisé sa propre analyse et ses propres essais avec du concentré de sulfures nickélifères (au moyen d'un procédé similaire à celui déjà annoncé par RNC dans un communiqué émis le 3 octobre 2011) dans ses installations intégrées de production de FPFN/acier inoxydable et prévoit faire les investissements nécessaires en immobilisations lorsqu'une source d'approvisionnement en concentré sera assurée. Il s'agirait d'une innovation puisque ce serait la première fois que du concentré de sulfures nickélifères serait directement utilisé pour fabriquer de l'acier inoxydable. Selon le scénario prévu, l'usine envisagée serait en mesure de traiter le concentré de sulfures nickélifères qui devrait être produit au projet Dumont.

Un survol des différentes fonderies qui sont considérées comme ayant le plus de potentiel de pouvoir traiter le concentré de Dumont est présenté à la section suivante.

19.4 Options au niveau des fonderies

Il existe présentement 11 fonderies de nickel dans le monde, et une douzième fonderie qui traitera également des concentrés sulfurés est en construction (celle de Vale à Terre-Neuve). Des profils succincts des fonderies les plus probables sont présentés ci-dessous.

19.4.1 Xstrata

La fonderie Xstrata située à Falconbridge (en banlieue de Sudbury) traite présentement des concentrés produits par les mines de Xstrata situées dans le bassin de Sudbury (la majeure partie provenant de la nouvelle mine Nickel Rim South) et au Québec (Raglan) ainsi que du concentré de tierces parties.

La fonderie utilise une technologie à fours électriques, qui convient mieux pour traiter les concentrés contenant de bonnes quantités de MgO. D'après les renseignements disponibles, la teneur moyenne en MgO du matériel d'alimentation serait supérieure à la teneur en MgO du matériel traité aux installations de Vale à Copper Cliff, principalement en raison du minerai de Raglan, mais celle-ci devrait diminuer à mesure que la production de la mine Nickel Rim South augmente. Compte tenu de l'épuisement des autres mines du bassin de Sudbury et des quantités limitées de concentrés de tierces parties disponibles, il est considéré que la fonderie ne fonctionne pas présentement à sa pleine capacité de 76 kt/a. D'après les renseignements disponibles, Xstrata n'a aucun projet important de développement minier de sulfures en cours, qui pourrait fournir du concentré additionnel pour alimenter la fonderie au cours des prochains 5 à 7 ans.

La matte produite par la fonderie à Falconbridge est expédiée à l'affinerie Nikkelverk en Norvège. La récupération globale du cobalt, après fonderie et affinage, est d'environ 70 %.

19.4.2 Vale

La principale fonderie de Vale est située à Copper Cliff, une autre banlieue de Sudbury. La fonderie utilise une technologie de fusion éclair, laquelle est moins appropriée pour traiter les concentrés qui renferment des niveaux élevés de MgO. Toutefois, la grande capacité de ces installations et la haute teneur en Ni du concentré Dumont feraient en sorte que les concentrés de Dumont représenteraient une petite proportion du tonnage total à l'entrée. De plus, les mines

de Vale dans le bassin de Sudbury produisent typiquement des concentrés à faible teneur en MgO. Par conséquent, il devrait être possible de traiter le concentré Dumont à Copper Cliff sans dépasser les limites acceptables en MgO.

19.4.3 Boliden/Norilsk

Boliden exploite actuellement la fonderie de Harjavalta en Finlande où elle traite le minerai par fusion éclair. Harjavalta fait partie d'un complexe polymétallique qui traite des concentrés de cuivre et de nickel distincts. Les produits de la fonderie sont affinés à l'affinerie Harjavalta adjacente, laquelle est détenue par Norilsk. La fonderie Harjavalta a une capacité d'environ 40 kt/a de nickel contenu et selon les renseignements disponibles, fonctionne présentement à beaucoup moins que sa capacité nominale. Elle serait donc en mesure de traiter une grande proportion du concentré Dumont. Selon les renseignements disponibles, la fonderie pourrait être agrandie en convertissant le circuit de traitement du cuivre en un circuit de nickel moyennant un investissement en immobilisations relativement minime. La fonderie peut accommoder une certaine quantité de concentrés riches en MgO. L'affinerie Harjavalta détenue par Norilsk a une capacité d'environ 65 kt/a et commence à recevoir du matériel d'alimentation intermédiaire directement de Talvivaara. Le complexe affiche un meilleur taux de récupération pour le cobalt.

19.4.4 Jinchuan

Jinchuan exploite des installations intégrées de fonderie et d'affinage dans la province de Gansu en Chine.

La fonderie a présentement une capacité d'environ 120 kt/a de nickel contenu, tandis que l'affinerie a une capacité d'environ 150 kt/a de nickel contenu. Plus de 40 % du concentré qui alimente la fonderie Jinchuan provient présentement de sources de tierces parties. Selon notre compréhension de leur profil de production minière, Jinchuan devrait être en mesure de traiter des concentrés riches en MgO et continuera d'avoir besoin de concentrés de tierces parties pour alimenter sa capacité de fonderie et d'affinage.

20 ÉTUDES ENVIRONNEMENTALES, OBTENTION DES PERMIS ET RETOMBÉES COMMUNAUTAIRES

L'information présentée dans cette section provient principalement de l'évaluation des impacts environnementaux et sociaux (IES) réalisée dans le cadre du processus d'obtention des permis pour le projet Dumont. Elle comprend aussi un certain nombre d'études effectuées par RNC et ses consultants au cours des cinq dernières années. Les données biophysiques proviennent principalement de trois différents programmes d'études sur le terrain qui se sont déroulés entre 2007 et 2009. Les renseignements complémentaires sont issus des études environnementales du milieu d'accueil en cours qui visent à étoffer l'étude d'impact environnemental et social en 2011 et 2012. Le tableau 20-1 résume la provenance des éléments biophysiques et sociaux mentionnés dans ce rapport.

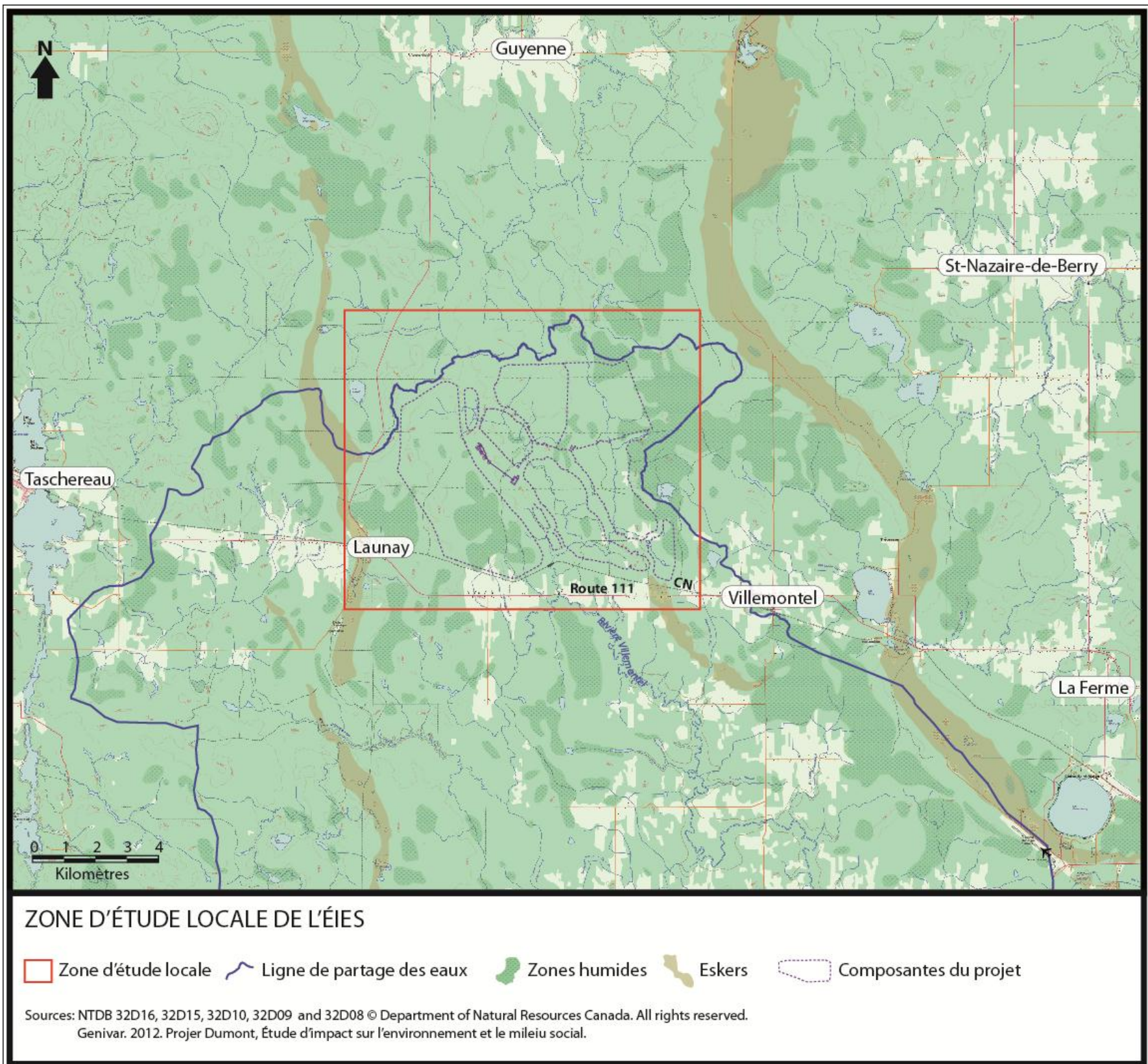
Tableau 20-1 : Provenance des éléments biophysiques et sociaux mentionnés dans l'étude de préféabilité

Type d'étude	2007 ¹	2008 ²	2009 ³	2011 ⁴	2012
Qualité de l'eau et des sédiments	√	√	√	√	
Qualité des eaux souterraines					√ ⁶
Végétation et milieux humides		√		√	
Faune	√	√	√		
Petits mammifères				√	
Poissons	√	√	√	√	√ ⁶
Invertébrés benthiques	√	√	√		
Oiseaux		√		√	
Reptiles et amphibiens				√	
Archéologie		√			
Consultation des parties prenantes				√ ⁵	√ ⁷

Remarques : 1. Ménard et Coppola (2008). 2. GENIVAR (2009). 3. GENIVAR (2010). 4. Données non publiées. 5. Transfert Environnement (2011). 6. GENIVAR (2012) 7. Transfert Environnement (2013) **Source :** RNC.

La zone d'étude de l'ÉIES englobe un secteur plus vaste que l'empreinte du projet, comme le démontre la figure 20.1.

Figure 20.1 : Zone d'étude locale de l'ÉIES



Source : RNC.

20.1 Description des composants biophysiques

20.1.1 Climat

Le climat de la propriété Dumont est continental : les températures moyennes varient de -17,3 °C en janvier à +17,2 °C en juillet. La température annuelle moyenne est 1,2 °C. Les précipitations annuelles moyennes totalisent 918 mm : 670 mm de pluie et 248 mm de neige. L'évaporation moyenne calculée des lacs varie entre 2,0 et 4,2 mm pour la période de juin à septembre inclusivement. Une station météorologique aménagée sur le site en juin 2011 enregistre des vents dont la vitesse varie entre 0 et 10 km/h; les rafales atteignent 28 km/h. Le vent souffle majoritairement du nord-ouest.

20.1.2 Hydrologie et réseau hydrographique

La zone d'étude locale est située dans le bassin versant de la rivière Saint-Laurent, qui regroupe les rivières Villemontel et Kinojévis. Il est bordé par le bassin versant de la Baie James.

La grande majorité de la zone d'étude se déverse dans la rivière Villemontel. Celle-ci rejoint la rivière Kinojévis, laquelle se jette dans la rivière des Outaouais, qui fait partie du bassin hydrographique du Saint-Laurent. La pente de la rivière Villemontel entre les confluents avec le ruisseau non désigné 1 et avec la zone d'influence de la rivière Kinojévis (27,9 km en aval) est de 0,03 %, ce qui représente une dénivellation de seulement 8,8 m entre ces deux points. Son écoulement est en escalier, c'est-à-dire une succession de plans d'eau d'élévation constante contrôlés par des seuils ou des barrages de castor. Au cours du mois d'août 2012, le débit mesuré dans la Villemontel a varié de 0,3 à 0,5 m³/s (étiage sévère).

Le ruisseau sans nom 1, tributaire de la rivière Villemontel, est le principal cours d'eau qui sera affecté par le projet. À son embouchure avec la rivière Villemontel, le ruisseau sans nom 1 draine une superficie totale de 50 km². La pente moyenne d'écoulement de ce cours d'eau est de 0,3 %.

Deux autres cours d'eau, les ruisseaux Paré et sans nom 2, se trouvent dans la zone d'étude. Ces ruisseaux se jettent directement dans la rivière Villemontel, un peu en amont du ruisseau sans nom 1.

20.1.3 Hydrogéologie

Quatre unités hydrostratigraphiques ont été repérées dans la zone d'étude :

- Des dépôts glaciolacustres;
- Des dépôts fluvio-glaciaires;
- Des tills, et;
- Le substrat rocheux.

Les dépôts fluvio-glaciaires se concentrent dans les eskers, ce qui donne des dépôts de sable allongés tous orientés vers le nord-ouest/sud-est. En ce qui concerne le projet Dumont, ces dépôts se trouvent à l'ouest (esker Launay), en son centre (esker sans nom) et à l'est (esker Saint-Mathieu-Berry).

Deux eskers aquifères majeurs, soit les eskers de Launay et Saint-Mathieu-Berry, se trouvent en surface dans la zone d'étude et dans les secteurs avoisinants. Un troisième dépôt fluvio-glaciaire considérablement plus petit, l'esker sans nom, borde la partie méridionale de la zone d'étude et est adjacent à la fosse projetée.

Les eaux présentes dans le substrat rocheux et le mort-terrain de la zone d'étude, autres que les eaux des eskers, sont considérées comme provenant de formations hydrogéologiques de catégorie II conformément au système de classification du MDDEFP (MDDEFP, 1999), puisqu'elles sont seulement utilisées dans les environs pour approvisionner des maisons privées le long de la route 111. L'esker de Launay et l'esker sans nom sont des formations hydrogéologiques de catégorie I. Ils peuvent fournir une quantité d'eau suffisante de qualité acceptable et pourraient constituer, au besoin, une source d'approvisionnement pour une collectivité.

Les eaux présentes dans les dépôts meubles et le substrat rocheux s'écoulent généralement dans des directions identiques : du nord-ouest vers le sud-est dans la partie ouest de la zone d'étude, et du nord vers le sud dans la partie est. L'orientation de l'écoulement s'aligne sur la topographie locale et l'écoulement des eaux de surface.

Les eaux souterraines se trouvent généralement près de la surface du sol, à moins d'un mètre de profondeur, sauf dans les secteurs de l'esker Launay et de l'esker non désigné, où le niveau piézométrique est plus profond.

Le débit des eaux dans le mort-terrain varie de 0,6 m/a à 1,1 m/a, et de 7,8 m/a à 15,3 m/a dans le substrat rocheux à proximité de la surface. Le débit ne dépasse pas 0,06 m/a dans le substrat rocheux profond.

20.1.4 Qualité des eaux souterraines

La qualité de l'eau souterraine dans la zone d'étude est en général bonne. Seuls quelques-uns des paramètres analysés montrent des dépassements, parfois ponctuels, des critères de résurgence dans les eaux de surface ou infiltration dans les égouts (RESI ou pour l'eau de consommation, et cela, dans certains puits d'observation seulement. Ces paramètres sont l'arsenic, le cuivre, le manganèse, le nickel, le zinc et le pH.

20.1.5 Qualité des eaux de surface

De façon générale, les eaux de surface de la zone d'étude locale sont légèrement alcalines (pH le plus souvent légèrement supérieur à 7,0) et modérément dures (dureté totale le plus souvent entre 17 et 57 mg/L). Elles sont riches en carbone organique, que l'on retrouve principalement sous forme dissoute, à des concentrations variant entre 4 et 28 mg/L. La turbidité est très variable d'une station à l'autre et des valeurs élevées, atteignant près de 30 unités de turbidité néphélométrique (UTN), ont été mesurées dans certains échantillons.

Les stations échantillonnées se séparent en trois groupes très distincts quant aux caractéristiques des eaux de surface. La rivière Villemontel diffère des autres cours d'eau étudiés à plusieurs égards. Les eaux y sont plus dures et leur concentration en ions majeurs est plus élevée, ce qui se traduit par une conductance spécifique environ deux fois plus élevée.

Parmi les substances nutritives, les concentrations en phosphore total peuvent parfois être très élevées (jusqu'à 0,10 mg/L). Elles dépassent fréquemment les critères proposés par le Conseil canadien des ministres de l'Environnement et le MDDEFP visant à prévenir l'eutrophisation des plans d'eau. Des dépassements ont été observés à toutes les stations, ce qui témoigne de milieux aquatiques eutrophes.

Parmi les métaux, les concentrations en aluminium sont particulièrement élevées. Elles dépassent généralement le critère de protection de la vie aquatique (effet chronique), du MDDEFP, soit 0,087 mg/L. En novembre 2009, elles dépassaient également le critère d'effet aigu (0,75 mg/L) dans cinq échantillons sur sept. Le dépassement du critère d'effet chronique n'est pas rare dans toute la partie nord du Québec, mais le dépassement du critère d'effet aigu est moins fréquent. Les concentrations en fer dépassent régulièrement le critère de protection de la vie aquatique, effet chronique.

20.1.6 Qualité des sédiments

La concentration de chrome total dans les sédiments dépasse généralement la concentration d'effets rares (CER) du critère québécois, et ce, pour toutes les années échantillonnées. De plus, la concentration seuil produisant un effet (CSE) et la recommandation canadienne ont été dépassées dans près de 50 % des échantillons. Des concentrations élevées de chrome pouvant produire des effets néfastes sur les organismes sont fréquemment mesurées dans les sols et les sédiments qui dérivent de la serpentine, une famille de minéraux fréquemment retrouvée dans la zone d'étude locale.

D'autres dépassements ont été observés, quoique plus rarement, pour le cadmium, le cuivre et le plomb, et ce, principalement au Lac à la Savane.

20.1.7 Sols

Dans le cadre de l'ÉIES, une évaluation environnementale des usages dont l'ensemble de la propriété Dumont a fait l'objet dans le passé a été réalisée afin de déterminer les éléments qui auraient pu poser un risque de contamination réel ou potentiel des sols ou des eaux. L'étude a conclu que même si une scierie et une voie ferrée se trouvaient en bordure du site, il n'y a aucune preuve que celui-ci a été contaminé par des activités antérieures. Un programme de caractérisation des sols est prévu dans la dernière partie de 2013 pour évaluer les conditions initiales avant que le projet soit mis en œuvre. La caractérisation géochimique du mort-terrain qui sera manipulé et empilé a été réalisée en 2012. Les résultats sont présentés à la section 1.7 de ce rapport.

20.1.8 Végétation et milieux humides

Les milieux terrestres couvrent 39 % de la superficie (3 786 ha) de la zone d'étude locale, alors que les milieux humides en occupent 57 % (5 540 ha). La superficie restante se compose d'environnements anthropiques, comme des terres agricoles et des habitations (399 ha; 4 %). Les milieux terrestres comprennent 17 types principaux de végétation, dont des peuplements feuillus (9 %), mixtes (15 %) et de conifères (46 %), ainsi que d'autres types de milieux terrestres (30 %), comme des prairies non cultivées. Les coupes récentes ont fragmenté plusieurs de ces milieux.

La majorité d'entre eux ont une valeur écologique moyenne. Toutefois, les peuplements de feuillus intolérants, les prairies non cultivées, les terrains broussailleux et ceux récemment déboisés ont une valeur écologique faible. La valeur écologique des environnements anthropiques varie de faible à très faible.

De petites superficies de pessière et de pinède à pin gris sont de valeur écologique élevée. Ces pessières sont situées dans la tourbière à l'est du village de Launay. Elles forment de minces bandes forestières, entourées de tourbière ouverte à valeur écologique élevée. Avec la tourbière, elles forment une diversité d'habitats intéressante pour la flore. Ensuite, les pinèdes à pin gris renfermant la hudsonie tomenteuse et la polygonelle articulée, deux plantes à statut particulier, ont été identifiées comme ayant une valeur écologique élevée. Précisons que ce

secteur est hautement valorisé par la population, mais qu'il ne sera pas perturbé par le projet Dumont.

Les tourbières ouvertes et les marécages arborescents représentent 65 % de tous les milieux humides de la zone d'étude locale. Les tourbières boisées et les marécages arbustifs en représentent quant à eux 34 %. Enfin, les étangs et les marais leur étant associés représentent environ 1 % des milieux humides. La majorité des milieux humides sont de valeur écologique moyenne. Deux tourbières ouvertes sont de valeurs écologiques élevées et une tourbière à mares est de valeur écologique très élevée.

Tous les habitats naturels de la zone couverte par l'étude ont été définis en détail. Plus de 150 fiches descriptives ont été préparées.

20.1.9 Mammifères

La diversité de la faune qui entoure la propriété Dumont est considérable en raison du climat subnordique de la région de l'Abitibi-Témiscamingue. Le secteur est en fait une zone de transition où l'on retrouve des espèces animales septentrionales et méridionales. Les données de chasse et de piégeage du MRNF (2007-2008) révèlent la présence d'une grande variété d'animaux de l'Abitibi-Témiscamingue qui vivent sans doute dans la zone d'étude. Sur cette liste figurent le castor, le rat musqué, l'écureuil roux, le cerf de Virginie, l'orignal, le raton laveur, la mouffette rayée, le lynx du Canada, le coyote, le loup gris, l'ours noir, la loutre de rivière, la martre, la belette, le pékan et le vison. Les études effectuées sur le site révèlent la présence d'originaux, de loups, d'ours noirs, de castors, de marmottes, d'écureuils roux et de lièvres d'Amérique.

Selon le ministère des Ressources naturelles et de la Faune du Québec (MRNF), le Lac à la Savane, qui se trouve légèrement à l'extérieur de la propriété Dumont, est un habitat protégé du rat musqué.

20.1.10 Petits mammifères

Une étude conçue dans le cadre du protocole relatif aux micromammifères du MRNF a eu lieu en septembre 2011 dans différents habitats de la zone couverte par l'étude. L'analyse des données préliminaires indique la présence du campagnol des rochers (*Microtus chrotorrhinus*), actuellement sur la liste des espèces susceptibles d'être désignées menacées ou vulnérables au Québec. Un seul spécimen a été capturé dans son habitat de prédilection, c'est-à-dire une forêt mixte mature située sur un affleurement rocheux. Cet habitat, situé à l'ouest du Lac à la Savane, ne sera pas perturbé par les infrastructures de la mine. Des habitats qui profiteront au campagnol des rochers seront aménagés dans le secteur du Lac à la Savane et/ou à l'ouest des installations de gestion des résidus projetées, où des spécimens de cette espèce ont été capturés. Cette mesure d'atténuation a été incluse dans l'ÉIES.

20.1.11 Poissons

Les recensements effectués entre 2007 et 2012 ont dénombré 24 espèces de poissons dans les cours d'eau de la zone d'étude (Lac à la Savane, Lac Doyon, Lac Gauthier et le Ruisseau Pandini). Parmi ces espèces, ce sont le meunier noir, l'épinoche à cinq épines et l'omisco qui sont les plus répandus.

Dans la rivière Villemontel, quelques espèces de la famille des cyprinidés ainsi que des espèces de plus grande taille ont été capturées, comme le crapet de roche, le grand brochet, le doré jaune et la perchaude.

Les recensements effectués dans les habitats des cours d'eau de la zone d'étude les plus susceptibles d'abriter l'omble de fontaine n'ont pas permis de capturer de spécimen de cette espèce. La rivière Villemontel et ses affluents offrent un faible potentiel d'habitat pour ce salmonidé puisque les eaux sont généralement très turbides, que le lit est composé d'argile et de silt, et que l'écoulement est surtout lentique.

20.1.12 Invertébrés benthiques

Les études portant sur les invertébrés benthiques ont été réalisées en 2007, 2008 et 2009. 66 taxons ont été recensés au total; la densité globale atteint 1 300 organismes par mètre carré. De ces nombres, 33 % des taxons et 23 % des organismes sont de la famille des chironomidés, à laquelle appartiennent les moucheron ou les petites mouches apparentées aux moustiques dont le stade larvaire est aquatique. Ces larves constituent une importante source d'alimentation pour les poissons et pour d'autres insectes; une fois adultes, elles deviennent une importante source d'alimentation pour les oiseaux et pour les chauves-souris. Ces insectes résistent bien à la pollution organique.

20.1.13 Oiseaux

Selon la banque de données ÉPOQ des observateurs et observatrices d'oiseaux du Québec, 112 espèces d'oiseaux ont été recensées dans les régions de Launay et de Trécesson. Les études réalisées en 2008 sur la propriété Dumont ont permis de recenser 44 espèces. Les travaux de recensement, qui se sont poursuivis en 2011, ont permis, grâce à la recherche active et à l'utilisation de stations d'écoute et de 12 enregistreurs automatiques de chants d'oiseaux, de recenser 90 espèces, dont plus d'une vingtaine n'étaient pas répertoriées dans la banque de données ÉPOQ. La paruline à joues grises et le bruant à gorge blanche sont les deux espèces les plus courantes.

L'absence de plans d'eau et de cours d'eau d'importance à l'intérieur du périmètre couvert par le projet Dumont laisse croire que la présence d'oiseaux aquatiques, comme la sauvagine, y est faible. En fait, seulement quatre espèces courantes ont été recensées lors des études sur le terrain (le canard noir, le canard colvert, la sarcelle et le huard).

20.1.14 Reptiles et amphibiens

La zone d'étude locale abrite une bonne diversité d'anoures. Six espèces ont été recensées. Les espèces suivantes sont communes et répandues au Québec : la rainette crucifère, la grenouille des bois, le crapaud d'Amérique, la grenouille du Nord, la grenouille verte et la grenouille léopard. Quelques thamnophis communs ont été aperçus pendant les travaux sur le terrain. Les activités de recensement de la tortue des bois ont été effectuées en 2011, mais aucun spécimen n'a été observé. Un recensement supplémentaire de la tortue mouchetée a été mené au printemps 2013 sans qu'aucune ne soit aperçue.

20.2 Espèces en péril

20.2.1 Plantes

La consultation de la banque de données des espèces en péril du gouvernement du Québec (CDPNQ) indique qu'il n'y a aucune espèce « en péril » dans la zone d'étude. Toutefois, des colonies de hudsonies tomenteuses (*Hudsonia tomentosa*) se trouvent, selon le CDPNQ, à l'est et au nord-est du futur site de la mine. Des études sur le terrain effectuées en 2008 ont confirmé la présence de ces colonies, mais aucun spécimen n'a été recensé, à cette époque, à l'intérieur des limites de la propriété Dumont. Cette plante est susceptible d'être désignée menacée ou vulnérable au Québec.

Pendant les mois de juin, juillet et août 2011, trois campagnes de terrain portant sur une quarantaine d'espèces de plantes à statut particulier ont été organisées à l'intérieur de la zone d'étude du projet Dumont. Ces travaux ont permis de recenser trois espèces à statut précaire : le droséra à feuilles linéaires (*Drosera linearis*), qui croît dans un milieu humide (marécage) à l'extrémité nord-est de la zone d'étude, et la hudsonie tomenteuse (*Hudsonia tomentosa*) ainsi que la polygonelle articulée (*Polygonella articulata*), que l'on retrouve à l'extrémité sud-ouest de la propriété Dumont. Selon le plan de développement actuel, les secteurs où ces espèces ont été recensées ne seront pas touchés.

20.2.2 Reptiles et amphibiens

En mai 2011, une étude dont l'objectif consistait à recenser la tortue des bois (*Clemmys insculpta*) en marge des cours d'eau qui pourraient être touchés par la construction des infrastructures de la mine a eu lieu sur le terrain. Aucune tortue des bois n'a été recensée. Cette espèce est susceptible d'être désignée menacée ou vulnérable au Québec.

De plus, les enregistrements audio en temps réel qui ont été captés sur le site entre les mois de mai et de juillet 2011 n'ont fourni aucune preuve audio de la présence de la rainette faux-grillon (*Pseudacris triseriata*), qui sera probablement ajoutée sur la liste des espèces menacées ou vulnérables du Québec.

Dans le cadre du processus d'évaluation environnementale provinciale, RNC a dû procéder à un recensement printanier de la tortue mouchetée (*Emydoidea blandingii*) pour confirmer que cette espèce n'est pas présente sur la propriété Dumont. Elle est considérée par les gouvernements fédéral et provincial comme étant menacée. En dépit des efforts intensifs déployés lors du recensement printanier de 2013 (16 stations pendant 10 jours consécutifs), aucun spécimen n'a été capturé.

20.2.3 Oiseaux

Pendant les études sur le terrain qui se sont déroulées en 2008, une chouette lapone (*Strix nebulosa*) a été aperçue à l'intérieur de la zone d'étude, mais le site de nidification n'a pu être confirmé. Cette espèce n'a pas été aperçue lors des études subséquentes.

Les travaux de recensement de 2011 ont permis de repérer trois espèces à statut particulier : le moucherolle à côtés olive (*Contopus cooperi*), le quiscale rouilleux (*Euphagus carolinus*), et l'engoulevent d'Amérique (*Chordeiles minor*). Ces trois espèces sont susceptibles d'être désignées menacées ou vulnérables au Québec, et le Comité sur la situation des espèces en péril au Canada estime qu'elles sont déjà menacées.

Parmi les espèces recensées dans les secteurs de Launay et de Trécesson qui figurent dans la banque de données ÉPOQ des observateurs et observatrices d'oiseaux du Québec, le hibou des marais (*Asio flammeus*) a été recensé. Cette espèce est susceptible d'être désignée menacée ou vulnérable au Québec. Sur cette liste figure aussi le pygargue à tête blanche (*Haliaeetus leucocephalus*), qui est désigné au Québec comme une espèce vulnérable. Sa présence à l'intérieur de la zone d'étude est toutefois improbable en raison de l'absence de plans d'eau d'importance offrant une abondance de poissons.

20.3 Description de l'environnement social

Le projet Dumont est situé dans la municipalité régionale de comté (MRC) de l'Abitibi. Le territoire compte 17 municipalités et deux territoires non organisés. La réserve autochtone de Pikogan se trouve aussi dans ce secteur géographique. La population de la MRC est d'environ

24 300 habitants. Les indicateurs socio-économiques des municipalités avoisinantes sont présentés au tableau 20-2.

Le territoire qui serait couvert par le projet Dumont se trouve principalement dans les municipalités de Launay et de Trécesson, et une faible superficie appartient à la municipalité de Berry, au nord-est. Les villages de Launay et de Villemontel se trouvent en bordure de la route et de la voie ferrée qui relie Amos à la MRC voisine, Abitibi-Ouest, dont la municipalité la plus près est Taschereau. Ces deux villages ont vu le jour lorsque le chemin de fer transcontinental a été construit pendant les premières vagues de colonisation de la région de l'Abitibi, au début du 20^e siècle.

Tableau 20-2 : Indicateurs socio-économiques des municipalités situées à proximité du projet Dumont

	Amos	Berry	Launay	Pikogan	Taschereau	TNO Lac Chicobi	Trécesson	Province du Québec
Population totale en 2011	12 671	625	229	538	981	203	1 138	7 903 001
Population totale de 15 ans et plus en 2011	84 %	77 %	80 %	67 %	82 %	77 %	84 %	84 %
Superficie en 2011	431 km ²	577 km ²	258 km ²	1 km ²	251 km ²	722 km ²	197 km ²	1 356 547 km ²
Densité de population par kilomètre carré en 2011	29,4	1,1	0,9	538	3,9	0,3	5,8	5,6
Moyenne d'âge de la population en 2006	41 ans	33,4 ans	45,3 ans	24,5 ans	38,6 ans	39 ans	39,9 ans	41 ans
Taux d'emploi en 2006	58,30 %	60,70 %	41 %	56,90 %	43 %	50 %	56,60 %	60,40 %
Taux de chômage	12 %	13,30 %	21,10 %	14 %	19 %	10 %	10 %	7 %
Population totale de 15 ans et plus sans certificat, diplôme ou grade en 2006	32,47 %	65,90 %	66,70 %	60,60 %	49,70 %	53,30 %	32,30 %	25 %
Revenu moyen en 2005 – ménages privés (\$)	45 804	49 793	N.D.	34 432	35 408	N.D.	53 824	46 419
Habitations nécessitant des rénovations majeures — % du nombre total d'habitations privées habitées en 2006	7,10 %	21,40 %	10 %	23,10 %	20,50 %	30,80 %	15,70 %	7,7 %

Sources : Statistique Canada, Recensement de la population 2006 — Profils des communautés. Statistique Canada, Recensement de la population 2011, adapté par l'Institut de la statistique du Québec.

20.3.1 Description des communautés avoisinantes

20.3.1.1 Amos

La ville d'Amos, qui est située à 25 km à l'est du projet Dumont, est la plus grande ville de la MRC. Sa population s'élève à 12 500 habitants. Amos est aussi le siège administratif et commercial de la MRC. La ville offre aux municipalités avoisinantes des services publics, comme des soins de santé, des infrastructures de sport et la gestion des commissions scolaires.

20.3.1.2 Launay

L'économie de Launay repose principalement sur l'agriculture et sur l'exploitation forestière. La municipalité compte 229 habitants et 112 habitations privées. La majorité de son territoire se

compose de terres publiques (terres de la Couronne). Les limites du plan de développement du projet Dumont se situent à environ 2 km de la zone urbaine de la municipalité, qui se trouve sur l'esker de Launay. Launay doit composer avec une baisse démographique et avec la dévitalisation¹ de son économie, qui a été accélérée par la fermeture en 2006 du moulin à scie, la seule industrie de la municipalité.

Le 26 septembre 2012, RNC et la municipalité de Launay ont conclu un accord provisoire de collaboration et de partenariat. L'objectif principal de cet accord est de formaliser la collaboration entre RNC et la municipalité de Launay pour favoriser le développement de la collectivité ainsi que l'avancement du projet Dumont.

20.3.1.3 Trécession (Villemontel)

Le canton de Trécession, qui compte 1 138 habitants et 562 habitations privées, regroupe deux villages : Villemontel, situé à environ 3 km des limites du plan de développement du projet Dumont, et un autre nommé La Ferme, qui est plus éloigné. Les activités agricoles, forestières, récréatives et culturelles qu'offre la municipalité sont nombreuses. Celle-ci, considérée dans son ensemble, affiche une croissance démographique.

20.3.1.4 Territoire non organisé du lac Chicobi (Guyenne)

Le village de Guyenne, qui compte 174 habitants, est situé à 10 km au nord du site Dumont. Il se trouve sur l'un des deux territoires non organisés dont la gestion est assurée par la MRC. La plupart des activités économiques sont liées à l'agriculture et à l'exploitation forestière. Le lac Chicobi, un plan d'eau d'importance, se trouve dans ce secteur. On y retrouve de nombreux chalets et des camps d'été. Le lac Chicobi fait partie du bassin hydrologique de l'Arctique.

20.3.1.5 Berry

Le site du projet chevauche le coin sud-ouest de la municipalité de Berry. Cette municipalité compte 625 citoyens et 230 habitations, et elle englobe deux villages, soit Saint-Gérard-de-Berry et Saint-Nazaire, ainsi que des chalets agglomérés autour des lacs, y compris le Lac Berry et le Lac Du Centre. Les principales activités sont l'agriculture et la foresterie. Une légère croissance résidentielle a été observée au cours de la dernière décennie dans des secteurs ruraux de la municipalité et autour des lacs.

20.3.1.6 Taschereau

La municipalité de Taschereau, qui compte 996 habitants, se trouve tout juste à l'ouest de Launay. Située à environ 12 km du site Dumont, Taschereau a vu le jour il y a 50 ans grâce à son moulin à scie, lequel a été fermé définitivement en 2011. L'économie repose sur les activités agricoles et forestières, et sur un nouveau projet touristique et récréatif. Taschereau offre un grand nombre de gîtes et de restaurants en raison de sa proximité au lac. La municipalité se trouve aussi à la limite septentrionale du Parc national d'Aiguebelle.

¹Plan d'action gouvernemental à l'intention des municipalités, ministère des Affaires municipales, des Régions et de l'Occupation du territoire

20.3.1.7 Pikogan (Abitibiwinni First Nation)

La réserve autochtone de Pikogan se trouve à l'intérieur des limites de la ville d'Amos, en bordure de la rivière Harricana. Elle compte plus de 150 habitations. La réserve a été fondée en 1956 et elle a été agrandie en 2008 pour répondre aux besoins résidentiels, économiques et communautaires de la communauté. 934 personnes sont membres enregistrés de la Première nation Abitibiwinni; 553 d'entre eux habitent Pikogan (selon le Registre des Indiens de 2011 — Affaires autochtones et Développement du Nord du Canada). La population est formée de Cris et d'Algonquins. Le conseil de bande Abitibiwinni, principal employeur de la communauté, offre de nombreux services qui touchent notamment l'éducation, les activités récréatives et le développement économique.

Le 5 avril 2013, RNC et les Premières Nations Abitibiwinni (PNA) ont signé un protocole d'entente (PE). Le PE servira de cadre pour administrer les relations entre RNC et les PNA conformément à leur intention commune de bâtir des liens fondés sur la coopération et le respect mutuel dans le cadre de la mise en valeur du projet Dumont.

20.3.2 Répartition du territoire et utilisation

Une carte illustrant la répartition du territoire que couvre le projet Dumont est présentée à la figure 20.2.

20.3.2.1 Terres publiques

Les terres que couvre le projet nickélicifère Dumont sont majoritairement publiques. Les principales activités qui s'y déroulent ont trait à la foresterie (exploitation et gestion forestière) et sont gérées par le ministère des Ressources naturelles depuis 2013 par attribution de contrats. Une partie du territoire est soumis à une convention de gestion forestière adoptée par la municipalité régionale de comté de l'Abitibi.

Selon le MRNF, il y a cinq baux consentis à des camps de chasse et deux zones de piégeage enregistrées à l'intérieur des limites de la propriété Dumont. RNC a engagé des pourparlers avec les propriétaires des camps de chasse enregistrés pour conclure une entente de rachat.

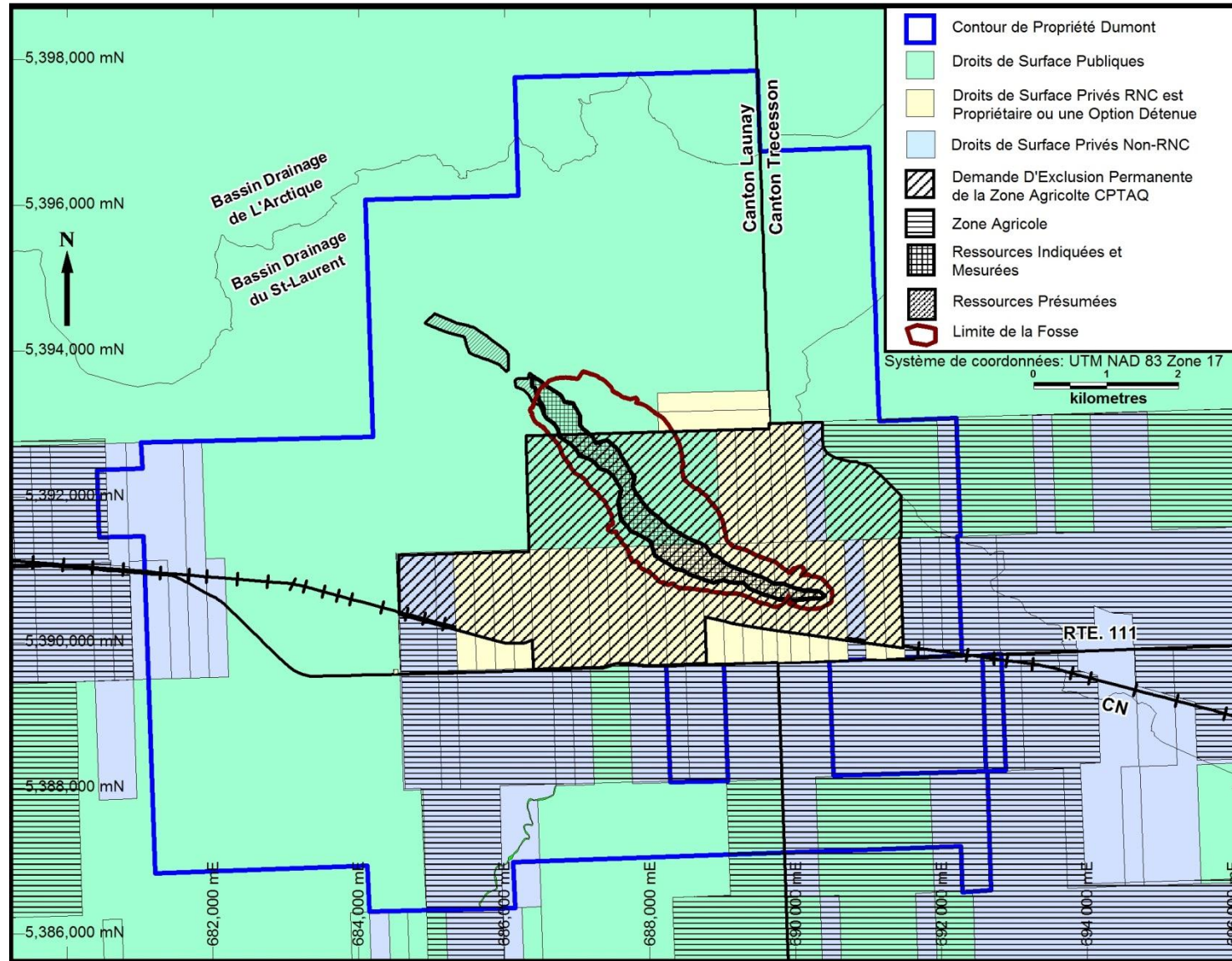
20.3.2.2 Terrains privés

Une partie des terrains requis pour assurer le développement des infrastructures de surface du projet appartiennent à des propriétaires privés (figure 20.2). Selon le plan d'aménagement du territoire de la MRC, le zonage de ces terres est agroforestier. RNC a fait l'acquisition de la plupart des terrains stratégiques ou a conclu des options d'achat (voir section 5.5).

20.3.2.3 Zones agricoles

Une partie des terres publiques et privées du secteur sud du projet sont classées comme zones agricoles provinciales (voir figure 20.2). Conformément à la Loi sur la protection du territoire et des activités agricoles, un permis doit être délivré par la Commission de protection du territoire agricole du Québec pour réaliser des activités qui ne sont pas de nature agricole (voir section 5.5).

Figure 20.2 : Propriété Dumont — éléments de surface à considérer



Source : RNC.

Rapport No : 2280
Rev : 0
Date : 25 July 2013

20-12

20.3.3 Archéologie

Une évaluation du potentiel archéologique de la zone d'étude a été menée dans le cadre de l'étude environnementale du milieu d'accueil de 2008. Aucun secteur offrant un important potentiel archéologique n'a été repéré à l'intérieur de la zone d'étude. Seulement quelques zones de potentiel moyen à faible ont été recensées sur les berges de la rivière Villemontel et de ses affluents. La réalisation de brefs travaux de reconnaissance archéologique dans les zones de potentiel moyen à faible a été recommandée au cas où ces zones seraient touchées par le projet minier, puisque les impacts sur celles-ci seraient permanents et substantiels. Ces activités se dérouleront à l'été 2013.

20.4 Processus d'information et de consultation des parties prenantes

Consciente de l'intérêt suscité dans les communautés d'accueil à la suite de l'annonce du projet nickélicifère Dumont, RNC a volontairement choisi de mettre sur pied un processus de consultation et d'information du public pendant la phase d'exploration. Ce processus vise à assurer la diffusion d'information relative au projet de même que la communication efficace entre les parties, et à consigner les préoccupations, les commentaires et les suggestions des communautés d'accueil dans le but d'améliorer la qualité des études techniques et économiques et de mieux définir le contenu de l'étude d'impact environnemental.

Cette approche comporte deux principales étapes : (1) un processus consultatif et informatif en lien avec l'étude de pré faisabilité, et; (2) un processus de consultation en lien avec l'ÉIES.

Pour assurer une approche rigoureuse et faciliter le dialogue entre les parties, RNC a retenu les services de Transfert Environnement, une firme spécialisée dans l'harmonisation des relations sociales. Agissant comme un tiers lors des activités de consultation, Transfert Environnement devait appuyer RNC dans la coordination de celles-ci et de préparer les procès-verbaux ainsi que les rapports qui ont fait état des discussions survenues, tout en documentant la façon dont RNC a tenu compte des propos soulevés lorsqu'est venu le moment d'élaborer le projet Dumont.

Toutes les activités de consultation et d'information ont été documentées et les préoccupations exprimées par les parties prenantes ont été compilées. Un rapport sur le processus consultatif et informatif mené pendant l'étude de pré faisabilité a été préparé par Transfert Environnement en 2011. Un deuxième rapport sur le processus de consultation en lien avec l'ÉIES a aussi été produit par celle-ci et sera soumis aux autorités concernées. Il sera aussi publié sur le site Web de la firme à titre de document public.

Aussi, les moyens de communication et d'échanges suivants ont été utilisés pendant le processus de consultation :

- séances d'information;
- journées portes ouvertes et visites du site;
- activités de rétroaction;
- création de comités consultatifs :
 - comité consultatif élargi;
 - table ronde au sein des municipalités/compagnie, et;
- démarches consultatives et informatives à l'intention des Premières Nations de Pikogan.

Les tableaux 20-3 et 20-4 présentent respectivement les principales préoccupations et les critères de sélection de l'emplacement, qui ont été discutés lors des activités de consultation et d'information.

20.4.1 Prochaines activités de consultation

Les prochaines étapes du processus de consultation du projet Dumont s'inscrivent dans le cadre des processus provincial et fédéral d'évaluation d'impact environnemental. RNC compte poursuivre les travaux de consultation des parties prenantes durant les phases de développement et d'exploitation du projet afin de minimiser et d'atténuer les impacts de celui-ci et de favoriser son acceptation. À court terme, les journées portes ouvertes et les visites du site serviront comme activités de consultation.

Tableau 20-3 : Principales préoccupations soulevées au cours des processus de consultation et d'information

Catégorie	Préoccupations
Processus de consultation et d'information	Fonctionnement, composition, ressources et rôle des comités mis en place Accès à l'information sur le projet Finalité des processus de consultation
Méthodes et moyens employés pour l'analyse d'impact	Crédibilité des méthodes utilisées pour analyser les impacts environnementaux et sociaux (ex. : questionnements liés aux méthodes sélectionnées pour évaluer les impacts sociaux du projet) Justesse des données utilisées (ex. : présence de marge d'erreur) Analyse des impacts en continu Prise en compte des projets connexes
Développement économique	Impacts sur l'économie locale et régionale Maximisation des retombées locales et régionales Développement résidentiel et industriel Rétention des nouveaux venus et accroissement de la population
Eau	Protection des eaux souterraines (eskers, puits, etc.) Contamination des eaux de surface Composition chimique, sécurisation et gestion des effluents des aires d'accumulation (halles de roches stériles et parcs à résidus) Mesures d'atténuation et de compensation des impacts au niveau de l'eau
Sol et emplacement des composantes	Éloignement des composantes par rapport à la route et aux résidences Superficie du territoire affectée
Faune, flore et milieux humides	Impacts sur la grande faune Compensation de la destruction des milieux humides
Impacts visuels	Effet sur le paysage Mesures d'atténuation des impacts visuels
Climat et qualité de l'air	Émission de poussières Mesure d'atténuation et de contrôle des poussières
Milieu humain	Utilisation de la voie ferrée Activités récréotouristiques et agroforestières Offre d'achat des résidences à proximité et processus de négociation Développement immobilier Augmentation de la valeur des habitations et son incidence sur la capacité des citoyens à payer leurs taxes Bénéfices pour la communauté en termes d'infrastructures et d'investissement communautaire Tissu social et qualité de vie
Santé et sécurité	Transport des produits chimiques Risques d'atteinte à la santé des travailleurs et des citoyens liés à la présence de chrysotile dans les poussières Plan d'urgence Sécurisation du site
Nuisances	Nuisances sonores

Catégorie	Préoccupations
	Nuisances lors des phases d'exploration et d'aménagement Émissions de poussières Congestion routière Circulation de camions lourds
Restauration et postfermeture	Plan de restauration et utilisation future du site Garanties financières pour la restauration du site Fonds de diversification économique
Projet (divers)	Possibilité de remplissage progressif de la fosse Forages exploratoires et puits de forages Rentabilité du projet Conséquences d'une possible vente du projet

Tableau 20-4 : Critères de sélection de l'emplacement soulevés pendant les consultations

Enjeux	Critère d'emplacement
Nuisances sonores, visuelles et poussières	Établissement des composants au nord de l'autoroute 111 pour que les camions n'aient pas à la traverser
	Zones de circulation des camions majoritairement situées loin de l'autoroute 111 et des résidences
	Aire d'empilement la plus haute (halde de roche stérile) éloignée de l'autoroute 111 et des résidences
	Aires d'empilement moins hautes (installations de gestion des résidus et aire d'entreposage du mort-terrain) près de Launay et de l'autoroute 111
	Aires d'empilement temporaires (pile de minerai à basse teneur) près du centre-ville de Launay et de l'autoroute 111
	Revégétalisation rapide (aire d'entreposage du mort-terrain et digues de rétention des résidus) près du centre-ville de Launay et de l'autoroute 111
	Installations de gestion des résidus éloignées de l'autoroute 111 et des résidences
Eau	Composantes situées à l'intérieur d'un seul bassin versant (rivière Villemontel)
	Distance tampon d'un kilomètre par rapport aux eskers de Launay et de St-Mathieu-Berry
Milieux sensibles	Protection du milieu humide accueillant la droséra à feuilles linéaires (espèce à statut particulier)
	Protection du milieu humide à l'est de Launay
	Protection des boisés près de l'esker de Launay
	Protection du territoire connu abritant le campagnol des rochers (espèce à statut particulier)

20.5 Version préliminaire de l'étude d'impact environnemental et social du projet

20.5.1 Identification préliminaire des impacts environnementaux et sociaux

Cette section résume les principaux impacts environnementaux et sociaux anticipés lors de la mise en valeur du projet Dumont, comme indiqué dans l'ÉIES. Bien que cette liste ne soit pas exhaustive, elle fait ressortir des aspects qui méritent une attention particulière. L'approche retenue est conforme aux exigences provinciales et fédérales qui encadrent la réalisation d'évaluations environnementales. Le processus permettant de définir et de déterminer l'importance des impacts sur l'environnement s'appuie principalement sur la description détaillée du projet et du milieu, sur la consultation des parties intéressées, et sur les leçons tirées de projets semblables.

L'importance de chaque impact a été déterminée par des spécialistes qui se sont notamment penchés sur les effets de chacun d'entre eux sur une composante de l'environnement en tenant compte de l'intensité, de l'étendue, de la durée et de la probabilité d'occurrence. Les mesures

d'atténuation proposées sont aussi prises en compte au moment de déterminer l'importance d'un impact. L'évaluation est effectuée une seule fois et vise à définir l'impact résiduel une fois que les mesures d'atténuation ont été appliquées.

Dans l'ensemble, la majorité des impacts ont été qualifiés de faible importance ou de très faible importance. Il est pertinent de mentionner la présence de plusieurs impacts positifs, plus particulièrement sur les composants de l'environnement humain. Les impacts suivants sont considérés comme ayant une importance résiduelle moyenne :

Environnement physique

- Émissions de gaz à effet de serre (GES) pendant la phase d'exploitation;
- Perte de terres arables pour d'autres utilisations pendant la phase d'exploitation;
- Perturbations des régimes hydriques et sédimentaires pendant les phases de construction/préproduction et d'exploitation, et;
- Perturbations du régime d'écoulement des eaux souterraines (rabattement de la nappe phréatique) pendant la phase d'exploitation.

Environnement biologique

- Perte d'habitats forestiers lors de la phase d'exploitation;
- Perte d'habitats d'oiseaux lors de la phase d'exploitation, et;
- Perte d'habitats de mammifères lors de la phase d'exploitation.

Environnement humain

- Pertes d'emplois et réduction des achats dans la région reliés la phase de fermeture;
- Détérioration possible de la sécurité économique des ménages et diminution des services communautaires lors de la phase de fermeture;
- Empiètement sur une partie des terres utilisées par les membres de la collectivité de Pikogan pendant toutes les phases du projet;
- Détérioration possible de la qualité de vie d'une partie de la population du voisinage en raison des préoccupations liées aux effets potentiels du projet sur l'environnement et la santé pendant la phase d'exploitation;
- Difficultés économiques potentielles chez les personnes à faible revenu ou à revenu fixe et pression sur les services existants pendant la phase de construction/préproduction; et
- Perturbations du paysage perçues par des observateurs stationnaires et mobiles à certains endroits pendant la phase d'exploitation.

Un seul impact a été qualifié de très important ou d'important en vertu de la *Loi canadienne sur l'évaluation environnementale*, soit le risque de formation de dioxyde d'azote à des concentrations susceptibles d'affecter la santé, puisque ce phénomène n'a pas encore été modélisé que et ses impacts précis ne peuvent être évalués. Cet impact est considéré comme préoccupant en raison de la proximité de certains habitants de Launay et de Villemontel et de l'envergure des activités de sautage pour extraire le minerai de la fosse. Des études de modélisation de la dispersion atmosphérique des concentrations de dioxyde d'azote en suspension lors des sautages permettront d'évaluer plus précisément les risques pour la santé et la nécessité ou non de mettre en place des mesures préventives spécifiques dans le cadre

du plan des mesures d'urgence pour assurer une protection adéquate des travailleurs et de la population à proximité.

20.5.2 Mesures d'atténuation

En plus de son engagement à mettre en place des mesures d'atténuation conçues pour ce type de projets industriels, RNC envisage la mise en œuvre de certaines mesures d'atténuation spécifiques telles que :

- mesures de compensation pour les propriétaires de puits privés qui seront potentiellement touchés par le rabattement de la nappe phréatique lors du dénoyage de la fosse
- protection des zones boisées en bordure de l'autoroute 111 pour minimiser l'ampleur des modifications apportées aux éléments du paysage
- création d'une zone tampon de 1 km entre l'esker de Launay et l'infrastructure minière la plus près de celui-ci pour protéger l'aquifère
- atténuation de l'impact causé par le développement du projet sur les trois espèces d'oiseaux à statut particulier en évitant la destruction des nids attribuable à la coupe de bois pendant la période de nidification, soit de la mi-mai à août.
- Construction d'une digue de sécurité entre le parc à résidus et le village de Launay pour minimiser les impacts d'une rupture de digue;
- Mise en place d'un service de navette reliant le projet aux principaux centres urbains pour réduire le trafic induit par le déplacement des employés;

20.5.3 Programme de compensation

20.5.3.1 Milieux humides

Conformément à l'aménagement du site proposé lors de l'étude de préfaisabilité, les infrastructures de la mine empièteront sur environ 2 525 ha de milieux humides. Cela nécessitera la création d'un programme d'indemnisation pour protéger, améliorer ou restaurer les milieux humides de la région de l'Abitibi-Témiscamingue. Un tel projet sera d'abord soumis au ministère du Développement durable, de l'Environnement, de la Faune et des Parcs (MDDEFP) aux fins d'approbation pour être ensuite aménagé lors de la phase de construction.

20.5.3.2 Habitat du poisson

Conformément à l'aménagement du site proposé lors de l'étude de préfaisabilité, la mise en valeur du projet Dumont aura vraisemblablement un impact négatif sur environ 31 ha de l'habitat du poisson. Toutefois, la portion touchée est considérée de faible qualité; elle n'abrite pas d'habitats névralgiques (p. ex. : des frayères potentielles) ni aucune espèce qui présente un intérêt sportif ou commercial.

RNC devra vraisemblablement présenter et mettre en œuvre, conformément à la section 27.1 de la *Loi sur les pêches*, un plan de compensation pour contrebalancer l'endommagement, la destruction et la perte d'habitat du poisson causés par le développement de la mine. Ce plan devra être accepté par le gouvernement provincial et par le gouvernement fédéral. À ce stade-ci, le ministère des Pêches et des Océans (MPO) ne considère pas que les sections du ruisseau situé dans l'empreinte des installations de gestion des résidus sont des habitats du poisson. RNC discute présentement avec le MPO et Environnement Canada pour déterminer si

les cours d'eau qui se trouvent dans l'empreinte des haldes à stériles, des stocks de minerai à basse teneur et des empilements de mort-terrain doivent être enregistrés à l'annexe 2 du Règlement sur les effluents des mines de métaux (REMM) conformément à l'article 36 (3) de la *Loi sur les pêches*.

20.6 Obtention des permis environnementaux et réglementation en vigueur

20.6.1 Contexte juridique

Deux paliers législatifs sont responsables de l'évaluation environnementale et de la délivrance des permis d'exploitation minière au Québec. L'analyse préliminaire qui suit est une analyse de la réglementation environnementale en vigueur qui encadrera le projet nickélicifère Dumont. Cette analyse se penche également sur les autres lois et règlements qui peuvent influencer les délais d'obtention des permis, et elle fait état des modifications que propose le projet de loi 43 à la Loi sur les mines du Québec, lequel aura vraisemblablement une influence sur le projet Dumont

20.6.2 Processus provincial d'obtention des permis

Afin d'obtenir un certificat d'autorisation pour aménager et pour exploiter le projet Dumont, RNC doit, conformément à la *Loi sur la qualité de l'environnement* (L.R.Q., c. Q-2), se soumettre à une procédure d'évaluation et d'examen des impacts sur l'environnement, laquelle prévoit la réalisation d'une étude d'impact environnemental et, si nécessaire, la tenue d'audiences publiques. À l'échelle provinciale, le catalyseur de cette procédure est la construction d'une usine capable de traiter 7 kt/j de minerai ou plus. L'usine de traitement, selon sa conception actuelle, produira 52,5 kt/j lors de la phase de démarrage. La production atteindra 105 kt/j au terme de la phase d'expansion

20.6.3 Processus fédéral d'obtention des permis

En raison de l'impact probable sur l'habitat du poisson et de l'entreposage ainsi que de la fabrication d'explosifs, et puisque la capacité de production est de l'ordre de 52,5 kt/j à 105 kt/j, le projet nickélicifère Dumont doit faire l'objet d'une étude environnementale approfondie conformément à *Loi canadienne sur l'évaluation environnementale* (LCEE, LRC, 1992, Ch. 37). Comparativement aux examens environnementaux préalables, le processus d'étude approfondie exige une participation accrue des experts du gouvernement fédéral de divers départements, notamment de Pêches et Océans Canada (MPO) et de Ressources naturelles Canada (RNC). Un processus officiel de consultation publique, qui prévoit, entre autres, la consultation des Premières Nations, doit aussi être mis en œuvre.

Parallèlement à ce processus d'étude approfondie, tout projet minier qui se sert d'un habitat du poisson pour y déposer des résidus miniers doit être enregistré à l'annexe 2 du Règlement sur les effluents des mines de métaux (REMM) conformément à l'article 36 (3) de la *Loi sur les pêches*. En conséquence, RNC devra évaluer diverses possibilités de stockage de ses résidus miniers et démontrer clairement que le scénario proposé est celui qui convient le mieux compte tenu des contraintes environnementales, techniques, économiques et sociales. De plus, RNC devra présenter et mettre en œuvre, conformément à la section 27.1, un plan de compensation pour contrebalancer l'endommagement, la destruction et la perte d'habitat du poisson qui seront causés par le projet.

En 2010, les gouvernements du Québec et du Canada ont renouvelé l'Entente de collaboration Canada - Québec en matière d'évaluation environnementale, qui vise à optimiser l'utilisation des mécanismes de coopération fédérale-provinciale dans le cadre de la *Loi canadienne sur l'évaluation environnementale*. Même si chaque gouvernement conserve l'autorité des

domaines sous sa juridiction et demeure responsable des décisions en matière d'évaluation environnementale requises par sa législation respective, l'entente a pour objectif d'assurer qu'une seule évaluation environnementale soit réalisée pour les projets qui doivent se conformer aux exigences tant fédérales que provinciales en matière d'évaluation environnementale. Les parties s'entendent pour respecter les échéanciers prévus dans les lois provinciale et fédérale pour les évaluations environnementales. Chaque juridiction a un seul point de contact et ceux-ci sont responsables d'assurer le respect des exigences de chaque partie participant dans l'évaluation environnementale coopérative.

En plus de l'Entente de collaboration, le gouvernement fédéral a créé en 2007 le Bureau de gestion des grands projets (BGGP) pour appuyer la nouvelle approche du gouvernement du Canada de l'examen réglementaire des grands projets de ressources – une approche visant à assurer un processus d'examen efficace, responsable, transparent et réalisé à l'intérieur des délais prescrits par le cadre légal. Le mandat du BGGP est d'assurer la coordination, la gestion et la responsabilisation générales pour les grands projets de ressources dans le contexte du processus actuel d'examen de la réglementation fédérale, et; de mener des recherches et déterminer des options pour permettre l'amélioration du rendement du système fédéral de réglementation pour les grands projets de ressources.

20.6.4 Autres lois et règlements applicables

20.6.4.1 Loi sur les mines du Québec

Le 29 mai 2013, le ministre des Ressources naturelles du Québec a déposé le projet de loi 43 : la nouvelle *Loi sur les mines*. Le projet de loi 43 retient la majorité des règlements actuels de la *Loi sur les mines* relatifs aux droits et à la propriété, mais inclut plusieurs modifications importantes qui touchent notamment aux droits des municipalités, à la surveillance environnementale, à la considération des intérêts publics, aux mesures de retombées économiques et à la consultation des Premières Nations. Le projet de loi sera débattu par l'Assemblée nationale à l'automne 2013.

Auparavant, le ministre des Ressources naturelles a déposé, le 13 février 2013, plusieurs propositions de modification au *Règlement sur les substances minérales autres que le pétrole, le gaz naturel et la saumure*. Tous ces amendements touchent des règlements qui portent sur les exigences en matière de garantie financière pour les plans de restauration et de remise en état qui doivent être soumis et approuvés pour l'obtention du bail minier. En vertu de la réglementation modifiée, l'exploitant devra fournir une garantie financière qui couvre 100 % des coûts prévus pour la remise en état et la restauration du site, y compris les coûts de démantèlement des infrastructures et du traitement des eaux à long terme. Cette garantie est payable en trois versements : 50 % dans un délai de 90 jours suivant la réception du plan de réaménagement et de restauration approuvé; 25 % à la date du premier anniversaire de la réception du plan approuvé, et; 25 % à la date du deuxième anniversaire de la réception du plan approuvé. Le modèle économique présenté dans ce rapport tient compte des modifications réglementaires proposées.

20.6.4.2 Loi sur la protection du territoire et des activités agricoles

Cette loi vise à assurer le caractère durable, selon une approche territoriale, des pratiques agricoles et à favoriser le développement durable des entreprises agricoles au sein des terres agricoles établies. Pour faire respecter cette loi, le gouvernement du Québec a mis sur pied la Commission de protection du territoire agricole du Québec (CPTAQ). La figure 20.2 montre l'étendue des terres qui sont classées comme des zones agricoles en vertu de la loi, où les terres agricoles et les activités qui en découlent doivent être maintenues et préservées. Pour exercer des activités minières sur ces terres, il faudrait modifier le zonage ou faire exclure ces

terrains des zones agricoles par la CPTAQ. Une telle exclusion doit être demandée par l'administration municipale concernée ou par la municipalité régionale de comté (MRC). La demande d'exclusion doit démontrer qu'il n'existe aucun terrain non agricole disponible convenant aux fins prévues par la municipalité. La majorité des terres agricoles qui se trouvent à l'intérieur des limites de la propriété Dumont sont de piètre qualité ou servent à la sylviculture. La MRC a déposé la demande d'exclusion auprès de la CPTAQ en février 2013, laquelle est appuyée par deux municipalités directement concernées, soit Launay et Trécesson, qui ont adopté des résolutions en ce sens. RNC a mené d'importantes consultations auprès des producteurs agricoles locaux et régionaux, des unions locale et régionale de producteurs agricoles (UPA), et aussi auprès des municipalités concernées et de la MRC pour obtenir un fort consensus quant au secteur visé par l'exclusion. C'est pourquoi RNC ne s'attend pas à ce que l'exclusion, aux fins de l'aménagement du projet Dumont, soit refusée sans motif valable.

20.6.4.3 Loi sur l'acquisition de terres agricoles par des non-résidents

En vertu de la loi actuelle, RNC n'est pas considérée comme un résident du Québec et doit donc demander une autorisation spécifique pour faire l'acquisition d'une partie des terrains privés qui ne se trouvent pas dans la zone visée par le processus d'exclusion décrit ci-dessus. Les deux processus (exclusion et acquisition par des non-résidents) sont menés simultanément et seront analysés conjointement par la CPTAQ.

20.6.5 Calendrier d'obtention des permis

20.6.5.1 Étapes importantes

Le calendrier projeté d'obtention des permis suppose que les deux paliers législatifs, les gouvernements fédéral et provincial, établiront un processus de collaboration harmonieux qui s'inscrit dans le cadre de l'Entente de collaboration Canada - Québec en matière d'évaluation environnementale.

Le processus d'obtention des permis débute au moment où l'avis de projet est soumis au ministère du Développement durable, de l'Environnement et des Parcs du Québec (MDDEP). Cet avis fait état de l'envergure du projet et fournit un résumé des impacts environnementaux potentiels en fonction de l'aménagement prévu par l'ÉPF. L'avis de projet est évalué conjointement par les gouvernements provincial et fédéral. Des directives sont ensuite transmises à l'exploitant quant à l'envergure du projet et à la réalisation d'une étude d'impact environnemental et social (ÉIES).

Une fois que l'ÉIES a été réalisée et qu'elle a été acceptée par les autorités, le Bureau d'audiences publiques sur l'environnement (BAPE) amorce le processus d'audience publique. Le BAPE soumet ensuite ses recommandations au MDDEP et aux autres autorités gouvernementales pour qu'une décision portant sur la délivrance du certificat d'autorisation soit rendue. Le tableau 20-5 résume les principales étapes du processus d'obtention des permis.

Tableau 20-5 : Sommaire des étapes à franchir dans le cadre du processus d'obtention des permis environnementaux

Étapes importantes	Calendrier (actuel) prévu
Dépôt de l'avis de projet	Terminé - décembre 2011
Directives fédérales et provinciales	Terminé - février 2012
Dépôt de l'ÉIES	Terminé - novembre 2012
Examen réglementaire de l'ÉIES	En cours
Début du processus d'audience publique	T4 2013

Recommandations du BAPE à l'intention des autorités	T2 2014
Délivrance du certificat d'autorisation	T3 2014

Source : RNC.

20.6.5.2 Annexe II du Règlement sur les effluents des mines de métaux

L'autorisation de déposer des déchets miniers dans un plan d'eau naturel où vivent des poissons requiert une modification réglementaire qui ajoute le plan d'eau à l'annexe 2 du Règlement sur les effluents des mines de métaux (REMM). Ce processus peut prendre 8 à 12 mois. Il débute lorsque l'exploitant et le MPO en arrivent à une entente au sujet d'un programme de compensation pour contrebalancer la perte d'habitat du poisson. Il convient de mentionner que l'exploitant, avant l'amendement au REMM, peut entreprendre les travaux de construction dès la réception du certificat d'autorisation, dans la mesure où ces travaux ne visent pas à déposer des déchets miniers dans l'habitat du poisson.

À ce stade-ci, RNC a été informé par le MPO que les sections du ruisseau potentiellement touché par les deux cellules des installations de gestion des résidus ne sont pas considérées comme des habitats du poisson et ne déclencheront donc pas le processus d'amendement prévu à l'annexe 2 du REMM. RNC réclame présentement des directives au MPO afin de mieux définir le statut des habitats du poisson dans les sections du ruisseau non désigné potentiellement touché par les haldes de roches stériles et de minerai à basse teneur ainsi que les empilements de mort-terrain. RNC tente de démontrer à Environnement Canada que ces matériaux, sur la base des informations résultants du programme de géochimie environnementale extensif, ne sont pas nocifs pour le poisson et ne devraient donc pas déclencher le processus d'amendement réglementaire.

20.7 Programme de géochimie environnementale

Cette section se veut une vue d'ensemble des divers travaux relatifs à la géochimie environnementale réalisés par RNC pour développer le projet nickélifère Dumont. Elle traite autant des caractérisations géochimiques, que des études visant à quantifier le potentiel de séquestration passive de carbone par les roches stériles et les résidus miniers. L'objectif du programme de caractérisations géochimiques de l'environnement est de classer les rejets miniers issus de l'exploitation selon la *Directive 019 sur l'industrie minière* (Directive 019) du Québec, ce qui permettra ainsi de planifier la gestion des rejets miniers, et de déterminer quels seront les éléments d'intérêt environnemental dans la gestion des eaux de la future mine, afin de recourir aux mesures nécessaires de traitement de l'eau durant l'exploitation.

20.7.1 Phase 1 : Essais environnementaux préliminaires sur les roches minéralisées, les roches stériles et les résidus

Une étude de géochimie environnementale préliminaire a été réalisée en 2009 par GENIVAR LP (GENIVAR, 2010a). Cette étude a permis de caractériser les roches minéralisées, les roches stériles et les résidus de traitement métallurgique en assumant, au moment des essais, que ces derniers sont équivalant aux résidus miniers. Un total de 30 échantillons a été soumis à des analyses du bilan acide-base et à des essais de lixiviation des métaux (TCLP-1311, SPLP-1312 et CTEU9, pour chaque échantillon), en plus d'un essai de lixiviation MWMP. Cinq échantillons ont subi des essais cinétiques en cellules d'humidité. Les échantillons de roche stérile analysés ne démontrent aucun potentiel acidogène et ont été classés comme non dangereux, mais ont un pH et contiennent des concentrations en aluminium, en arsenic, en fluorure, en fer, en mercure et en zinc dans le lixiviat qui excèdent les normes d'effluent du Québec (Directive 019) ou les normes de qualité des eaux souterraines. L'essai MWMP d'un composite de roches minéralisées indique que les concentrations dans le lixiviat ne dépassent

pas les normes. Les essais en cellules d'humidité indiquent une faible oxydation des sulfures et une neutralisation par les carbonates. En se basant sur les résultats des essais cinétiques, aucune génération de drainage acide n'a été observée et les concentrations de métaux lixiviés des échantillons sont inférieures aux normes utilisées lors de l'étude préliminaire. Par contre, le pH alcalin des lixiviats peut excéder la limite supérieure de la norme pour les eaux souterraines. D'autres essais ont été recommandés pour répondre aux exigences nécessaires pour l'obtention des permis.

20.7.2 Phase 2 : Essais statiques du stérile, du minerai à basse teneur, des résidus et du mort-terrain

Une seconde étude de géochimie environnementale plus importante a débuté en 2010. Les essais statiques ont été accomplis en 2011 et les essais cinétiques ont été achevés en 2013 (Golder, 2013). Le rapport 2013 de Golder présente les résultats des travaux de la phase 2 effectués sur la roche stérile, le minerai à basse teneur, les résidus, les échantillons des eaux de traitement des résidus et les dépôts meubles. Le rapport présente aussi la composition chimique des déchets miniers, leur potentiel de génération de drainage minier acide (DMA) et de lixiviation des métaux dans le milieu ambiant lorsqu'ils sont soumis aux conditions ambiantes. Les méthodes d'essais statiques et cinétiques réalisées sur le stérile de la mine (état solide) sont conformes à la Directive 019 du Québec. Ils comprennent l'analyse du bilan acide-base (ABA), la composition chimique (éléments majeurs et traces) et les essais statiques de lixiviation des métaux (TCLP, SPLP et CTEU9) sur tous les solides ainsi que les essais cinétiques standards de lixiviation en cellules d'humidité sur les résidus et la roche stérile.

20.7.2.1 Caractéristiques géochimiques de la roche stérile

Tous les échantillons de roche stérile analysés sont classés comme étant non acidogènes (non PAG), mais lixiviables selon la Directive 019. À l'exception d'un échantillon de roche stérile, tous les échantillons contiennent moins de 0,3 % de soufre et possèdent un fort pouvoir tampon comme le démontrent les ratios du potentiel de neutralisation (NPR) supérieurs à 10 (comparativement au minimum de 3 recommandé par la Directive 019). Le contenu en soufre (S(T)) d'un échantillon de roche volcanique est de 0,32 %. Toutefois, cet échantillon possède un fort pouvoir tampon et, de ce fait, est classé comme non PAG. Le tableau 20-6 résume les résultats des divers essais statiques effectués sur la roche stérile et le minerai à basse teneur.

Tableau 20-6 : Résumé des caractéristiques chimiques et classification des principaux types de roche stérile et de minerai à basse teneur selon les résultats des essais statiques (Golder, 2013)

Type de roche	Potentiel global par type de roche			Désignation DRA globale	Dépassements du lixiviât TCLP par rapport aux normes de qualité des eaux souterraines ¹	Classification lithologique de la roche stérile (directive 019)
	Nombre d'éch.	S(T) moy. (%)	NPR global			
Volcanite	27	0,10	29	Non PAG	Cu (4), Mn (9), Ni (5)	Lixivable
Volcanite (affleurement)	6	0,04	26	Non PAG	Cu (2), Mn (1), Ni (1)	Lixivable
Péridotite	32	0,05	72	Non PAG	Cr (19), Mn (4), Ni (32)	Lixivable
Dunite	28	0,04	119	Non PAG	Cr (4), Cu (1), Ni (28)	Lixivable
Dunite (minerai à basse teneur)	11	0,04	165	Non PAG	Mn (1), Ni (11)	Lixivable
Gabbro	42	0,07	15	Non PAG	Cr (4), Cu (17), Ni (3) Pb (1)	Lixivable

Remarque : 1. Pour les échantillons où la composition chimique dépasse le critère A du Québec pour les sols, relativement au paramètre en question.

Les échantillons sont classés comme lixiviables en se basant sur deux critères, soit les résultats des essais de lixiviation statiques TCLP et la composition chimique. Dans le cas de nombreux

échantillons, le chrome, le cuivre, le manganèse et le nickel démontraient aux deux critères en phase solide, des concentrations dépassant le critère A du Québec, et dans le lixiviat TCLP, à des concentrations qui dépassent les normes de qualité des eaux souterraines au Québec. Le chrome, le cuivre et le nickel dépassent aussi les normes de qualité des eaux souterraines dans les essais plus représentatifs SPLP simulant une pluie acide et dans les essais de lixiviation à l'eau CTEU9, quoique moins fréquemment et à des niveaux plus faibles (sur quelques échantillons et à de faibles concentrations) que ceux des essais TCLP plus agressifs. Quoiqu'il en soit, les méthodes d'essai à court terme recommandées par la Directive 019 sont limitées dans leur capacité à reproduire les du site minier de Dumont e de représenter adéquatement la qualité de l'eau issue du contact avec les roches stériles attendue sur le site de la mine.

Les essais cinétiques offrent une évaluation plus représentative et à plus long terme de la qualité probable de l'eau de contact issue des roches stériles de la future mine. Des essais cinétiques standards d'altération en cellules d'humidité ont été réalisés sur 13 échantillons de roche stérile provenant des différentes lithologies. Les résultats sont présentés dans le rapport de Golder (2013). Mis à part quelques dépassements lors des cycles initiaux des essais, les critères de qualité des eaux souterraines et des effluents ont été respectés sur une longue durée, à l'exception du pH qui est demeuré au-dessus des critères provinciaux en matière d'effluents, et ce, pour tous les échantillons de péridotite et certains échantillons de dunite. Ces résultats suggèrent que même si la roche stérile est classifiée comme « lixiviable » selon les normes prévues par la directive 019 québécoise, les eaux entrant en contact avec les stériles sont peu susceptibles de lixivier des concentrations de composés chimiques présentant un intérêt du point de vue environnemental, comme l'ont démontré les essais de lixiviation statiques.

20.7.2.2 Caractéristiques géochimiques de l'eau de traitement et des résidus

L'étude 2013 de Golder présente les résultats des essais statiques effectués sur 15 échantillons de résidus représentatifs des différents types de minerai transformé (prélevé dans différentes sections du gisement) qui seront déposés dans les mêmes installations de gestion des résidus durant l'exploitation de la mine. Tous les échantillons de résidus sont classés comme non PAG, mais lixiviables selon la directive 019. Dix échantillons sur 15 contenaient du nickel à des concentrations qui dépassent les normes québécoises de qualité des eaux souterraines (tableau 20-7). Les essais de lixiviation en milieu aqueux (SPLP et CTEU9) sur les solides de résidus ont démontré que certains paramètres supplémentaires (surtout l'argent et le cuivre) dépassaient les normes de qualité des eaux souterraines.

Tableau 20-7 : Résumé des caractéristiques environnementales pour les échantillons de résidus (Golder, 2013)

Échantillon de résidus	Potentiel DRA				Classification globale du stérile (Directive 019)
	S(T) (%)	NPR global	Désignation DRA globale	TCLP – Classification lixiviation 1	
15 échantillons provenant de divers types de minerai	0,07	109	Non PAG	Ni (10)	Lixiviable

Remarque : 1. Pour les échantillons où la composition chimique dépasse le critère A du Québec pour les sols, relativement au paramètre en question.

Des essais cinétiques standards d'altération en cellules d'humidité ont été réalisés sur 7 échantillons de résidus. Les résultats sont présentés dans le rapport de Golder (2013). La majorité des concentrations chimiques respectaient les critères de qualité des eaux souterraines et des effluents durant les essais sauf au niveau du pH basique du lixiviat qui demeurait au-dessus des critères provinciaux en matière d'effluents, et ce, pour tous les

échantillons de résidus. Certains constituants y compris l'arsenic, le chlorure, le cuivre et le nitrate ont enregistré des dépassements lors des cycles initiaux d'essais, qui ont ensuite chuté sous les valeurs pour les eaux souterraines ou les effluents. Le nickel est demeuré sous les valeurs pour les effluents ou les eaux souterraines, et ce, pour tous les échantillons et pendant la durée complète des essais cinétiques.

Quinze (15) échantillons d'eau de procédé ont été analysés. Certains échantillons ont présenté des dépassements liés au chlorure, au chrome total et au cuivre total par rapport aux normes de qualité des eaux souterraines, et aussi des dépassements du chrome dissous dans un nombre moins important d'échantillons, mais aucun dépassement n'a été enregistré pour le cuivre dissous. Les concentrations du total des solides en suspension de 5 échantillons dépassaient les normes québécoises sur la qualité des effluents, mais les autres paramètres y compris le pH étaient en dessous des valeurs. Six (6) échantillons d'eau de procédé sur 15 ont fait l'objet d'essais de toxicité sur la truite arc-en-ciel et la daphnie magna, lesquels n'ont démontré aucune toxicité sur les deux organismes.

20.7.2.3 Dépôts meubles

Des échantillons de divers types de dépôts meubles ont subi la batterie complète d'essais statiques y compris le potentiel acidogène, la composition chimique et les trois tests de lixiviation (TCLP, SLPL et CTEU9), comme le prescrivent les méthodes analytiques recommandées par Québec. Un résumé des résultats est présenté au tableau 20-8.

Tableau 20-8 : Résumé des caractéristiques chimiques et classification du mort-terrain selon les résultats des essais statiques (Golder, 2013)

Dépôts meubles	Nombre d'échant.	Potentiel global par type de mort-terrain			Dépassements du lixiviat TCLP par rapport aux normes de qualité des eaux souterraines ¹	Classification globale du mort-terrain (directive 019)
		Moy. S(T) (%)	NPR global	Désignation DRA globale		
Till inférieur	12	0,03	41	Non PAG	Cr (1), Cu (1), Ni (5)	Lixivable
Till supérieur	2	0,06	50	Non PAG	Cr (1), Ni (1)	Lixivable
Silt, sable et gravier	11	0,04	35	Non PAG	Ni (1)	Risque faible
Argile	8	0,03	91	Non PAG	aucun	

Remarque : 1. Pour les échantillons où la composition chimique dépasse le critère A du Québec pour les sols, relativement au paramètre en question.

Les dépôts meubles sont non PAG et quelques échantillons, de till surtout, lixivient les métaux à des concentrations qui dépassent les normes québécoises de qualité des eaux souterraines et des sols. Le sable-silt-gravier et l'argile sont considérés comme posant un risque faible en raison du nombre peu élevé de dépassements, des faibles valeurs de dépassement des échantillons et du fait que les concentrations moyennes de TCLP pour tous les paramètres répondent aux critères comparatifs.

20.7.2.4 Classification du stérile pour la construction

Le potentiel de réutilisation du stérile basé sur les essais de lixiviation statiques permet de classer la roche stérile de Dumont comme étant de catégorie III, soit réutilisable à l'extérieur de l'empreinte de la mine seulement si elle est confinée sans contact direct avec le sol naturel.

Malgré cela, les essais cinétiques suggèrent que les eaux de contact sont susceptibles de contenir de faible concentration de métaux. Ainsi, l'utilisation de la roche stérile aux fins de remplissage ou de construction des infrastructures de la propriété minière peut nécessiter des

mesures pour protéger les sols ou les eaux souterraines pendant l'exploitation de la mine ou à sa fermeture. C'est pourquoi son utilisation sur le site de la mine doit être discutée avec les autorités du Québec.

20.7.3 Essais cinétiques à grande échelle

20.7.3.1 Essais en colonnes

Des essais cinétiques à grande échelle (colonnes de lixiviation) ont débuté en mars 2012 et sont largement achevés pour chacune des lithologies importantes, pour le minerai à basse teneur (6 cellules) et pour les résidus (1 cellule). Ces essais visant à évaluer les effets d'échelle sur la qualité de l'eau des lixiviats, ont été réalisés à l'Unité de recherche et de service en technologie minérale (URSTM) de l'Université du Québec en Abitibi-Témiscamingue. Les résultats de cette étude se trouvent à l'annexe du rapport de Golder (2013).

Ils corroborent les résultats obtenus lors des essais en cellules d'humidité de taille standard, où les dépassements des normes pour les effluents sont attribuables au pH des roches stériles composées de péridotite, de dunite et de minerai de dunite à basse teneur. Quelques dépassements isolés des normes québécoises de qualité des eaux souterraines ont été enregistrés, surtout lors des premiers cycles de lixiviation. Les cycles subséquents n'ont donné lieu à aucun dépassement de ces normes.

20.7.3.2 Cellules expérimentales à échelle réelle

Deux cellules d'essais de lixiviation à échelle réelle (cellules expérimentales) ont été construites sur le site minier en 2011 et sont encore utilisées par RNC (figure 20.3). Une des cellules contient un mélange de dunite à faible teneur et stérile, alors que l'autre contient des résidus. Ces essais visaient à évaluer le potentiel de carbonatation et le comportement géochimique du stérile et des résidus dans des conditions similaires à celles attendues dans les haldes de stérile et dans les parcs à résidus, plus particulièrement pour les lithologies qui contiennent des sulfures et/ou des alliages.

Figure 20.3 : Cellules expérimentales – Cellule des résidus en avant-plan, cellule de stérile (dunite serpentinisée) en arrière-plan. Le diamètre des cellules est de 5 m.



Source : RNC.

La cellule des résidus est équipée de capteurs mesurant l'humidité volumétrique du sol, la température et le potentiel hydrique. Ceci fournit des informations sur le comportement géotechnique des résidus lorsqu'ils sont soumis à des conditions naturelles. Une station météorologique a été installée sur le site pour faire le suivi des conditions atmosphériques (précipitation, pression atmosphérique, vitesse du vent et sa direction, radiation solaire).

La qualité de l'eau des lixiviats des deux cellules expérimentales respecte les normes du Québec sur les effluents. Ils respectent aussi en général les valeurs pour les eaux souterraines sauf à quelques exceptions isolées qui touchent l'argent, l'arsenic et le manganèse (peu de cycles et dépassements marginaux).

Les résultats obtenus jusqu'à maintenant corroborent ceux obtenus lors des essais en cellules d'humidité à petite échelle et lors des essais de lixiviation en colonnes à plus grande échelle : ils suggèrent que la qualité de l'eau des lixiviats qui entre en contact avec les résidus et les roches stériles est susceptible d'être considérablement meilleure que celle sur laquelle se base la classification de lixiviation de ces stériles.

20.7.4 Séquestration du carbone

La séquestration du CO₂ en réaction avec les minéraux naturels riches en magnésium, comme la serpentine contenue dans le gisement Dumont, et son stockage à long terme sous forme de carbonates de magnésium sont définis comme le seul processus permanent de séquestration du carbone. Ceci offre la possibilité de réduire sensiblement l'empreinte environnementale du projet par le biais de la réduction de l'émission nette de gaz à effet de serre (GES). Cette réaction spontanée est appelée carbonatation minérale spontanée. La carbonatation minérale spontanée est un processus qui se produit naturellement aux conditions ambiantes lorsque les minéraux silicatés riches en magnésium comme la serpentine (incluant le chrysotile) se transforment en carbonates de magnésium, comme la magnésite, en présence d'eau et de dioxyde de carbone.

En 2010, une équipe de l'Université Laval a réalisé une étude pour déterminer le potentiel de séquestration du carbone sur différents résidus miniers du projet Dumont, incluant : fibres turboséparées, résidus de déschlammage (schlamm) et résidus finaux de flottation (Pronost et al., 2010). L'étude indique clairement que les matériaux sont en mesure de séquestrer le carbone en fixant le dioxyde de carbone (CO₂) de l'atmosphère dans divers carbonates secondaires. Les échantillons carbonatés à température ambiante ont séquestré approximativement entre 0,8 % à 1,0 % de leur masse en CO₂. Les concentrations initiales en CO₂ de 0,3 % à 0,9 % ont augmenté après la carbonatation, avec des valeurs comprises entre 1,5 % et 1,9 %. Les échantillons carbonatés en eudiomètre ont atteint leur plein potentiel de carbonatation avec des concentrations finales en CO₂ variant entre 5,2 % et 9,5 %.

Les cellules expérimentales pour le stérile et les résidus construites sur le site de Dumont ont été équipées pour déterminer la séquestration du carbone en milieu naturel. L'étude en cours, impliquant des chercheurs de l'Université Laval et de l'Université du Québec en Abitibi-Témiscamingue (UQAT), vise à mieux comprendre les mécanismes de carbonatation pour permettre à RNC de quantifier et d'optimiser les réactions de séquestration du carbone du stérile et des résidus de Dumont et ainsi, éventuellement, contrebalancer les émissions de gaz à effet de serre du projet.

Les grandes colonnes de lixiviation montées à l'UQAT ont été démantelées après 1 an d'utilisation. Les particules dans les colonnes de roches ultramafiques se sont agglomérées pour former des amas. Ces amas cimentés ont été préparés comme s'ils formaient des grains/amas entiers pour être observés par MEB (microscopie électronique à balayage). Les images montrent une importante croissance de différents carbonates (repérés par SDE,

spectroscopie x dispersif en énergie) dans des grains ultramafiques (péridotite) qui sont cimentés par une matrice de carbonates (figure 20.4). Il a aussi été trouvé que la serpentine fibreuse présente des signes de croissance des carbonates et de cimentation (figure 20.5). La caractérisation au MEB du reste des échantillons altérés en laboratoire est en cours et prévoit davantage d'examen par imagerie MEB et XRD.

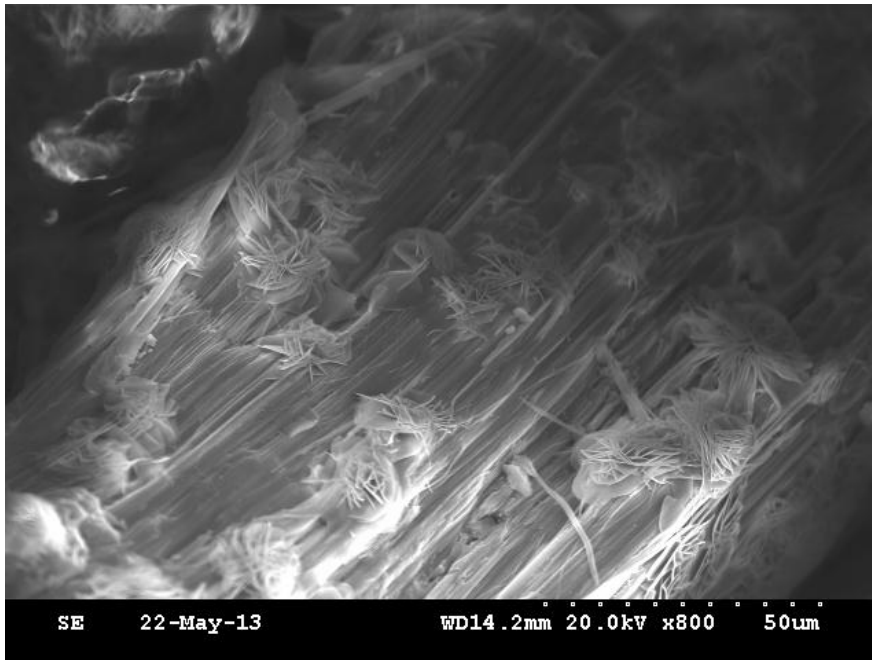
En mai 2013, un essai sur le terrain a eu lieu pour caractériser l'altération à court terme de la péridotite ultramafique stérile, de la dunite et des résidus. Les études antérieures ont démontré la production de carbonates secondaires par altération prolongée (~1 an). L'objectif de l'essai sur le terrain est d'évaluer le taux auquel la réaction de carbonatation secondaire se déroule. Des échantillons seront prélevés chaque semaine pendant les essais pour être analysés par un MEB muni d'un spectroscope x dispersif en énergie. Ces échantillons hebdomadaires seront aussi examinés pour déterminer leur teneur en chrysotile par comptage de points afin de caractériser sa répartition lors de la carbonatation secondaire. Le programme se poursuit actuellement.

Figure 20.4 : Image au MEB de grains de péridotite altéré en laboratoire. Un grain de péridotite de petite taille est « cimenté » à un grain plus volumineux par l'entremise d'un réseau de carbonates en plaquettes.



Source : URSTM

Figure 20.5 : Image au MEB de serpentine fibreuse (provenant de péridotite) altérée en laboratoire : serpentine fibreuse qui affiche une altération en carbonates secondaires.



Source : URSTM

20.7.5 Études subséquentes

À la suite des résultats des deux phases de tests et des essais cinétiques à grande échelle, des essais supplémentaires sont actuellement réalisés sur les résidus et sur les matériaux obtenus lors des essais de lixiviation en colonne des roches stériles, lesquels prévoient :

- Une analyse minéralogique en laboratoire à l'UQAT (MEB et spectroscopie x dispersif en énergie) sur la roche extraite des colonnes de lixiviation. La MEB et la spectroscopie x dispersif en énergie viseront la caractérisation des carbonates secondaires provenant des roches ultramafiques altérées (comme décrit à la section 20.7.4).
- Des analyses sur une base hebdomadaire par MEB et par spectroscopie x dispersif en énergie ainsi que par comptage de points pour les essais sur le terrain afin d'évaluer le taux de carbonatation (comme décrit à la section 20.7.4).
- Des essais chimiques statiques sur le matériau des colonnes de roches stériles (stériles, minéral à basse teneur et résidus) visant à documenter les changements chimiques et minéralogiques pouvant être survenus au cours des essais, ce qui aidera à interpréter le comportement de l'altération à long terme des roches stériles et des résidus.

Un essai de lixiviation en colonne sur des résidus submergés est aussi en cours aux laboratoires de SGS pour examiner l'effet de la présence de résidus sur la chimie de la colonne d'eau sus-jacente. Cet essai vise à reproduire les processus géochimiques qui pourraient survenir entre les résidus qui seront déposés au fond de la fosse pendant les dernières années d'exploitation de la mine et l'eau qui ennoiera la fosse après la fermeture. Les résultats concernant la qualité de l'eau provenant de la colonne de lixiviation serviront à valider les résultats d'un modèle prédictif sur la qualité des eaux du site.

20.8 Santé et sécurité

20.8.1 Considérations générales

Les questions de santé et de sécurité relatives aux travailleurs et à la communauté sont énumérées ci-dessous. Elles sont intimement liées au développement du projet Dumont et à son exploitation.

- restreindre l'accès au complexe industriel par des mesures efficaces, comme l'installation de clôtures;
- diminuer les risques d'accidents de la route impliquant les camions en utilisant les voies ferrées de façon optimale;
- réduire les effets psychosociaux du projet sur les communautés avoisinantes en implantant des moyens de communication efficaces, comme un comité de suivi auquel siègent les parties prenantes et un mécanisme de gestion des plaintes;
- limiter l'émission de contaminants atmosphériques potentiels, comme le chrysotile, en implantant des mesures efficaces de contrôle des poussières;
- éviter la contamination de l'eau en minimisant le déversement d'effluents miniers dans l'environnement grâce à la mise sur pied d'un système efficace de gestion des eaux du site, à l'optimisation du recyclage des eaux de traitement et à la construction d'une usine de traitement des eaux qui seront déversées à l'extérieur du site; et
- gérer efficacement les risques associés à la présence de chrysotile dans le minerai et dans les stériles.

20.8.2 Gestion du chrysotile

Le principal danger pour la santé et la sécurité qui découle de l'aménagement du projet Dumont est l'émission de fibres de chrysotile dans l'air ambiant. Le chrysotile, qui est une variété fibreuse de la serpentine, est un des six minerais regroupés sous l'appellation commerciale d'amiante. Le chrysotile est présent dans le gisement Dumont sous forme de dunites et de péridotites serpentinisées dans une proportion qui varie de 0 % à 10 %. L'intervalle de confiance de 95 % pour la teneur moyenne globale en chrysotile pour ces types de roches se trouve entre 1,6 % et 1,9 % (consulter les sections 9.5 et 11.1.7). L'exposition aux fibres de chrysotile en suspension doit être réduite en raison du potentiel cancérigène lié à leur inhalation. Au Québec, la réglementation en matière de santé et de sécurité du travail fixe la norme d'exposition au chrysotile en suspension à une fibre par centimètre cube (1 f/cm^3). Il n'y a aucune trace de chrysotile dans le gabbro et le basalte, ni dans l'argile et le mort-terrain granulaire.

Différentes mines qui exploitaient jusqu'à récemment ce minerai, comme celle de Thetford Mines au Québec, respectaient les normes réglementaires de chrysotile en suspension. Des mécanismes de contrôle efficaces et parfaitement adaptés limitent l'émission de poussières en les captant à la source dans les secteurs de traitement à sec; l'air de la cabine des équipements mobiles d'exploitation est aussi filtré et le minerai est humidifié lors de son exploitation à ciel ouvert. Les installations d'exploration de RNC respectent aussi les normes réglementaires. En effet, des mesures de contrôle des poussières ont été implantées, et elles sont captées à la source. Dans le même ordre d'idées, des scies humides sont employées pour découper les carottes de forage. RNC a mis en place un programme d'évaluation de la qualité de l'air de ses installations dès 2007. En 2013, 18 prélèvements d'échantillons ont été effectués à des endroits précis à l'intérieur des infrastructures et sur les travailleurs. L'analyse de ces échantillons a démontré que les concentrations mesurées de chrysotile varient entre $0,0005 \text{ f/cm}^3$ à

0,11 f/cm³. La valeur maximale enregistrée depuis le début du programme d'évaluation de la qualité de l'air est 0,48 f/cm³, en 2007. Depuis ce temps, la valeur maximale mesurée ne cesse de diminuer. Même si les concentrations enregistrées sont nettement inférieures aux normes d'exposition du Québec, RNC demande tout de même aux employés qui occupent un poste à risque de porter un respirateur qui protège contre le chrysotile.

RNC a aussi mis en place, en collaboration avec le Centre de santé et de services sociaux du Témiscamingue, un programme de surveillance et de suivi de la concentration de chrysotile à la cellule de résidus in situ et à la cellule de caractérisation des stériles (voir section 20.7.3). L'objectif de ce programme est de quantifier le potentiel de dispersion par le vent des fibres de chrysotile dans l'environnement immédiat et dans les communautés avoisinantes. Le processus de carbonatation spontanée, qui est décrit à la section 20.7.4, jouera un rôle prépondérant dans le contrôle de l'émission de chrysotile dans l'air ambiant. Au cours de ce processus, le chrysotile présent dans les résidus et dans les stériles est transformé spontanément en carbonates de magnésium.

Il importe de souligner qu'il n'existe aucune norme quant à la concentration de chrysotile en suspension dans le milieu naturel, et ce, tant au Canada qu'au Québec.

21 DÉPENSES EN IMMOBILISATIONS ET COÛTS D'EXPLOITATION

21.1 Estimation des dépenses en immobilisations

Les dépenses en immobilisations du projet, y compris lors de la capacité de production de 52,5 kt/j et de l'expansion de cette capacité à 105 kt/j, ainsi que les dépenses de maintien au cours de la durée de vie de 33 ans, ont été évaluées en fonction des travaux décrits dans les chapitres ultérieurs. Les parties citées ci-dessous ont contribué à la préparation de l'estimation des dépenses en immobilisations dans des aspects précis :

Ausenco

- Concassage
- Traitement du minerai
- Chargement
- Parc à résidus (excluant le terrassement des digues)
- Bureaux, atelier mécanique et poste de lavage;
- Services publics;
- Infrastructures sur le site;
- Infrastructures hors du site;
- Frais indirects; et
- Éventualité.

SRK

- Halles de stériles;
- Conception des canaux; et
- Puisards.

RNC/Snowden

- Préparation du site (dégagement et décapage);
- Développement minier de la fosse (par RNC et l'entrepreneur);
- Équipement mobile d'exploitation;
- Équipement auxiliaire d'exploitation;
- Terrassement des digues de retenue des résidus; et
- Coûts du propriétaire.

Sauf indication contraire, tous les montants sont exprimés en dollars canadiens.

21.2 Sommaire de l'estimation des dépenses en immobilisations

Cette estimation constitue une étude de faisabilité de classe 3 d'Ausenco avec un degré d'exactitude de $\pm 15\%$.

Le tableau 21-1 présente un résumé de l'estimation des dépenses en immobilisations, incluant les dépenses initiales, les dépenses d'expansion et les dépenses de maintien. Les coûts sont exprimés en dollars canadiens réels du deuxième trimestre de 2013. Le prix des éléments en devise étrangère a été calculé en fonction du taux de change prévu au moment de l'achat. Les premiers remplissages d'éléments consommables sont inclus dans les coûts indirects de l'estimation des dépenses initiales et de l'estimation des dépenses d'expansion, et l'estimation des dépenses de maintien tient compte de la libération de ces éléments consommables.

Tableau 21-1 : Sommaire des dépenses en immobilisations (M\$)

Description	Dépenses initiales (M\$)	Dépenses d'expansion (M\$)	Dépenses de maintien (M\$)	Total des dépenses en immob. (LOM) (M\$)
Mine	320	216	419	955
Usine de traitement	428	424	254	1 106
Résidus	34	61	172	267
Services publics	122	99	0	221
Infrastructures	87	27	0	114
Frais indirects ¹	125	80	(22)	183
Coûts du propriétaire	47	9	0	56
Contingence	105	81	0	186
Total	1 268	997	823	3 088

Remarques : 1. La valeur négative est due à la libération des éléments des premiers remplissages.

Les tableaux 21-2 à 21-4 illustrent les détails des dépenses en immobilisations initiales, d'expansion et de maintien par domaine SRT, répartis par devise. Tous les montants ont été établis en fonction d'un taux de change de parité entre le dollar américain et le dollar canadien, et ces montants ont été ajustés dans l'estimation de coûts en fonction du taux de change prévu au moment où les dépenses seront effectuées.

Tableau 21-2 : Dépenses en immobilisations initiales par domaine

Domaine SRT	Composition		Total des coûts (M\$ CA)	
	M\$ CA	M\$ US	À parité	Au taux de change prévu
Domaine 1 - Exploitation	195	119	314	320
Domaine 2 - Concassage	50	5	55	55
Domaine 3 - Traitement du minerai	263	104	367	372
Domaine 4 - Chargement du concentré	0.3	0.0	0.3	0.3
Domaine 5 - Résidus	32	1	34	34
Domaine 6 - Services publics	121	2	122	123
Domaine 7 - Infrastructures sur le site	80	0	80	80
Domaine 8 - Infrastructures hors du site	7	0	7	7
Sous-total des frais directs	748	231	979	991
Domaine 9 - Frais indirects	125	0	125	125
Domaine 10 - Frais du propriétaire	47	0	47	47
Sous-total des frais indirects	172	0	172	172
Total des frais directs + indirects	920	231	1 151	1 163

Domaine 11 - Indexation	Non inclus			
Domaine 11 - Contingence	105	0	105	105
Coûts totaux du projet	1 025	231	1 256	1 268

Tableau 21-3 : Dépenses en immobilisations d'expansion par domaine

Domaine SRT	Composition		Total des coûts (M\$ CA)	
	M\$ CA	M\$ US	À parité	Au taux de change prévu
Domaine 1 - Exploitation	32	166	198	216
Domaine 2 - Concassage	50	5	55	55
Domaine 3 - Traitement du minerai	253	104	357	369
Domaine 4 - Chargement du concentré	0	0	0	0
Domaine 5 - Résidus	60	1	61	61
Domaine 6 - Services publics	97	2	99	99
Domaine 7 - Infrastructures sur le site	22	0	22	22
Domaine 8 - Infrastructures hors du site	5	0	5	5
Sous-total des frais directs	519	278	797	827
Domaine 9 - Frais indirects	80	0	80	80
Domaine 10 - Frais du propriétaire	9	0	9	9
Sous-total des frais indirects	89	0	89	89
Total des frais directs + indirects	608	278	886	916
Domaine 11 - Indexation	Non inclus			
Domaine 11 - Contingence	81	0	81	81
Coûts totaux du projet	689	278	967	997

Tableau 21-4 : Dépenses en immobilisations de maintien par domaine

Domaine SRT	Composition		Total des coûts (M\$ CA)	
	M\$ CA	M\$ US	À parité	Au taux de change prévu
Domaine 1 - Exploitation	63	320	384	419
Domaine 2 - Concassage	0	0	0	0
Domaine 3 - Traitement du minerai	254	0	253	254
Domaine 4 - Chargement du concentré	0	0	0	0
Domaine 5 - Résidus	172	0	172	172
Domaine 6 - Services publics	0	0	0	0
Domaine 7 - Infrastructures sur le site	0	0	0	0
Domaine 8 - Infrastructures hors du site	0	0	0	0
Sous-total des frais directs	489	320	809	845
Domaine 9 - Frais indirects	(22)	0	(22)	(22)
Domaine 10 - Frais du propriétaire	0	0	0	0
Sous-total des frais indirects	(22)	0	(22)	(22)
Total des frais directs + indirects	467	320	787	823

Domaine 11 – Indexation	Non inclus			
Domaine 11 - Contingence	0	0	0	0
Coûts totaux du projet	467	320	787	823

L'estimation a été établie en tenant compte d'un contrat IACG (EPCM), tel que décrit au chapitre 21.4.2.2.

Les paramètres et les hypothèses suivantes ont été établis :

- L'estimation est basée sur les prix et les coûts au T2 2013.
- Les coûts liés au financement (par ex. : honoraires, services-conseils, etc.) sont exclus.
 - Aucune indexation des prix n'a été ajoutée à l'estimation, autre qu'une provision pour la contingence.

Les données pour ces estimés ont été obtenues auprès de plusieurs sources différentes, notamment :

- conception et ingénierie de niveau faisabilité;
- planification minière;
- Données topographiques obtenues lors de l'arpentage du site;
- études géotechniques;
- soumissions budgétaires de plusieurs fournisseurs potentiels pour l'achat de l'équipement;
- coûts unitaires budgétés selon les entrepreneurs locaux pour les travaux de génie civil, le béton, l'acier, l'électricité et la mécanique;
- données tirées d'études et de projets similaires récemment réalisés; et
- renseignements fournis par RNC, SRK, Snowden, et Norascon.

Les principales catégories de coûts (équipement permanent, achats de matériel, installation, sous-traitance, frais indirects et frais du propriétaire) ont été identifiées et analysées. Un pourcentage de contingence a été alloué pour chacune de ces catégories selon la précision des données obtenues, et le montant global d'éventualité a été établi de cette façon

21.3 Étendue de l'estimation des dépenses en immobilisations

21.3.1 Exploitation minière

L'estimation des coûts de l'exploitation minière a été effectuée par RNC. Le tableau 21-5 résume les éléments de l'estimation des dépenses minières pour la phase initiale, la phase d'expansion et la phase de maintien. Les coûts énumérés dans le tableau 21-5 sont fondés sur le taux de change prévu au moment où les dépenses seront effectuées. Les trois phases de développement s'échelonnent de façon suivante :

- Phase initiale : de la fin du mois 1 de la période d'usinage (22 mois de prédécapage + 1 mois d'usinage = total de 23 mois), ou de septembre 2014 à juillet 2016;
- Phase d'expansion : du mois 2 à la fin du mois 54, au moment où l'expansion est mandatée (août 2016 à décembre 2020); et

- Phase en régime permanent: du mois 55 (janvier 2021) à la fin de la durée de vie du projet (mois 398 ou 33 ans et deux mois après le début de la production (août 2049).

Tableau 21-5 : Sommaire des dépenses en immobilisations associées à l'extraction minière (M\$)

Domaine SRT	Initial (52,5 kt/j - usine)	Expansion (105 kt/j - usine)	Régime permanent (105 kt/j - usine)	Total
01 – 100 : Préparation du site	5	0,4	3	8
01 – 200 : Décapage de l'entrepreneur	50	0	0	50
01 – 300 : Décapage du propriétaire	101	0	0	101
01 – 400 : Équipement minier	133	199	385	717
01 – 500 : Équipement auxiliaire	18	5	7	30
01 – 600 : Atelier des camions	11	7	24	42
01 – 630 : Magazines	0,2	0,2	0,0	0,4
01 – 640 : Stockage du carburant	1,0	0,7	0,0	2
01 – 700 : Premiers remplissages	1	4	0	5
Total	320	216	419	955

Les chiffres du tableau 21-5 proviennent de :

Préparation du site – L'estimation se fonde sur la superficie totale dégagée lors des trois phases de développement. Le montant de 2 000 \$ par hectare dégagée provient de l'entrepreneur présélectionné.

Décapage par l'entrepreneur – L'estimation se fonde sur l'exploitation minière déléguée à l'entrepreneur et les montants proviennent de ce dernier.

Décapage par le propriétaire – L'estimation se fonde sur l'exploitation minière effectuée par le propriétaire et sur un modèle d'estimation base zéro des coûts d'exploitation minière. Ce modèle a été révisé et approuvé par Snowden.

Équipement minier et flotte auxiliaire – Le modèle base zéro comprend la dérivation d'équipement mobile requise pour respecter l'horaire d'exploitation minière établi. Les coûts à l'unité pour les équipements miniers et auxiliaires précis se fondent sur les estimations budgétaires fournies par des détaillants qui représentent les manufacturiers majeurs, y compris Caterpillar, Komatsu, Hitachi, Joy et Sandvik. Les estimations incluent non seulement le coût des unités, mais également les coûts de leur assemblage et de leur transport vers le site.

Atelier des camions – L'atelier des camions sera agrandi au fil du temps en fonction de la flotte de camions de halage. Le nombre de baies requis a été estimé selon la formule empirique de 1 baie de maintenance par cinq camions et 1 baie auxiliaire par 12 camions. Six baies seront construites lors de la phase initiale, et l'atelier des camions sera éventuellement doté de 20 baies. Le coût des baies est déterminé en fonction des camions de halage de 230 tonnes.

Dépôt d'explosifs – L'usine d'explosifs (y compris les dépôts pour stocker les explosifs et l'usine de fabrication d'explosifs qui sera construite au cours de la deuxième année d'usage,

au T2 2017) sera louée du fournisseur d'explosifs. Les seuls coûts figurant dans l'estimation sont donc les coûts associés à la préparation du site.

Stockage – La taille de la baie de diesel a été établie en fonction de l'estimation de la consommation de diesel du modèle base zéro.

Premiers remplissages – Les premiers remplissages de la mine ont été calculés en fonction du stockage de tous les consommables de 1 mois, à l'exception des pneus (4 mois), du diesel (5 jours) et de l'électricité (aucun stockage). Aucun achat d'articles de maintenance pour la mine ne sera requis, car ces derniers seront gardés sous consignation.

21.3.2 Usine de traitement

L'estimation pour l'usine de récupération du nickel et les installations associées a été calculée sur la base des différents produits (c'est-à-dire divisée en terrassement, béton, structure, etc.) et présentée par secteur (c'est-à-dire concassage, broyage, etc.). L'estimation est basée sur l'achat de nouvel équipement mécanique, et les quantités ont été évaluées en fonction de principes de base.

L'estimation est basée sur l'hypothèse que la majorité des travaux seront effectués sous contrat à prix fixe ou à prix unitaire, selon un échéancier de développement normal. Aucune provision n'est incluse pour les contrats au coût majoré ou selon un échéancier accéléré. La construction des réservoirs, des structures, de la mécanique, la tuyauterie, l'électricité et l'instrumentation et les travaux de génie civil seront effectués par des entrepreneurs expérimentés avec de la main-d'œuvre locale

21.3.3 Installations de gestion des résidus

L'estimation inclut une provision pour la construction de la digue de départ à la cellule initiale (cellule 1) des installations du parc à résidus jusqu'à une hauteur de 10 m (comparé à la hauteur finale d'environ 45 m), ce qui est suffisant pour entreposer environ un an de production de résidus. La digue de retenue sera construite d'abord en retirant l'argile qui se trouve en aval de la paroi de la digue et en remplissant la tranchée principale de roche stérile, bien que le sable et le gravier du mort-terrain retirés de la fosse pourront également être utilisés, selon la disponibilité de la roche stérile. La paroi de la digue sera alors construite à l'aide de la roche stérile de la fosse et elle sera formée d'un noyau d'argile central (construit à l'aide de l'argile brune provenant de la fosse ou des tranchées) et d'une couche de filtration adjacente (construite à l'aide du sable et du gravier provenant de la fosse).

La construction de la paroi de la digue s'échelonnera sur 12 mois afin que toute la roche utilisée provienne du minerai extrait de la mine sans qu'aucun entreposage ou remaniement ne soit requis. Le coût du chargement, du déversement et du transport de ce matériel à une sortie de fosse est exclus de l'estimation, car il est inclus dans les coûts miniers. Seuls les coûts associés à la distance de transport supplémentaire vers le parc à résidus sont inclus (au cours de la durée de vie de la mine, la distance de transport à sens unique que parcourt le matériel utilisé pour la construction des digues est d'environ 5,8 km, en plus d'une distance moyenne de transport à sens unique de 4,7 km pour tout le matériel provenant de l'exploitation de la fosse).

La construction du noyau d'argile et de la couche de filtration s'échelonneront sur une période de six mois lors des mois de température clémente, au moment où l'argile et le matériel de filtration peuvent être transportés, déchargés et étalés sans geler, et que les exigences en période de pointe dépasseront la capacité instantanée de la mine. Il sera donc nécessaire de stocker et de remanier ces matériaux. Les prix du matériel ne nécessitant pas de stockage et de la roche utilisée lors de la construction sont les mêmes, seule la distance de transport

supplémentaire est comprise. Pour le matériel stocké, les coûts supplémentaires de remaniement, de chargement et de déchargement sont également inclus.

La capacité du parc à résidus sera augmentée de façon graduelle en élevant les parois de la digue. La cellule 1 sera relevée d'environ 6 m annuellement et atteindra une hauteur finale d'environ 45 m. La capacité de stockage de la cellule 1 sera d'environ 142 Mt de résidus lors des six premières années de production. La hauteur initiale de la cellule 2 atteindra environ 15 m et cette cellule sera relevée d'environ 4 m annuellement pour atteindre une hauteur finale d'environ 65 m. La capacité supplémentaire de 538 Mt de la cellule 2 sera suffisante pour tout le minerai traité lorsque la fosse sera en activité. Lorsque l'alimentation passera de la fosse aux aires de stockage, les résidus seront déchargés dans la fosse. Tous les coûts associés à l'élévation de la digue sont classés comme dépenses en immobilisations.

21.3.4 Infrastructures sur le site

Les bâtiments administratifs suivants seront construits :

- bâtiment administratif principal avec centre médical et salle d'entraînement
- vestiaire de la mine
- bureau de sécurité
- guérite de sécurité
- laboratoire d'analyse.

De plus, les bâtiments suivants seront construits pour l'usine de traitement. Les dépenses en immobilisations pour ces bâtiments sont incluses dans l'estimation du coût pour l'usine de traitement.

- installations de concassage primaire;
- bâtiment de traitement (incluant le broyage, la flottation, la séparation magnétique, la purification et l'épuisement);
- recouvrement de l'aire de stockage de minerai concassé;
- atelier mécanique (intégré au bâtiment de l'usine de traitement) et entrepôt de stockage de réactifs (intégré au bâtiment de l'usine de traitement);
- installations de fabrication des explosifs; et
- atelier d'entretien mécanique des camions miniers.

Les coûts comprennent aussi l'approvisionnement des systèmes électriques, les accessoires et l'ameublement des bâtiments, mais excluent le terrassement. Le coût pour assurer l'approvisionnement en électricité et en eau des bâtiments est compris dans le coût de l'usine de traitement.

21.3.4.1 Embranchement de voie ferrée

Un embranchement de voie ferrée, d'une longueur d'environ 5 km, dessert l'usine de traitement. L'embranchement de voie ferrée est constitué d'une voie de livraison de carburant située près de l'atelier d'entretien des camions miniers et d'une voie de livraison de fret au nord de l'usine de traitement.

21.4 Bases de l'estimation

21.4.1 Coûts directs

Les coûts directs sont établis en fonction de la quantité et incluent tout l'équipement permanent, les matériaux en vrac, le fret (terrestre et maritime), les sous-traitants, la main-d'œuvre, les coûts indirects de l'entrepreneur et la croissance associée à la construction des installations.

La même méthode de calcul des estimations a été utilisée pour la capacité de 52,5 kt/j et la capacité de 105 kt/j, tout en tenant compte des différences dans certains aspects des travaux.

21.4.1.1 Avant-métrés de matières premières

Les avant-métrés de matériel en vrac de niveau faisabilité ont été élaborés à partir de schémas d'aménagement. Les tarifs ont été déterminés à partir des soumissions budgétaires obtenues auprès d'entrepreneurs locaux. Ces tarifs comprennent les tarifs de gros de la matière première en question et le coût réel des matériaux permanents. Les tarifs unitaires comprennent le transport local du matériel fourni par les entrepreneurs.

Il ne sera pas nécessaire d'importer du matériel de remplissage. L'agrégat sera fourni par l'usine de concassage sur place, acheté par le propriétaire. L'usine de concassage sera exploitée par la mine et l'agrégat sera distribué au concasseur (les coûts reliés à la production d'agrégat sont inclus dans les coûts d'exploitation de la mine). Le matériel de coupe excédentaire pourra être entreposé sur place ou utilisé pour la construction ultérieure.

21.4.1.2 Coût de la main-d'œuvre

Le coût de la main d'œuvre a été établi en fonction des principes de base de différents métiers (soudeur, chaudronnier, couvreur, plombier, mécanicien de machineries fixes, magasinier, opérateur de grue, etc.). Ces coûts sont basés sur la convention collective du Québec (secteur industriel) qui se trouve sur le site Web <http://www.ccq.org>, ainsi que dans le Guide de l'employeur 2013 – Retenues à la source et cotisations provenant du site Web <http://www.revenuquebec.ca>.

Ces coûts incluent :

- Taux horaire de base;
- Taux de contribution de la convention collective – secteur industriel :
 - vacances, jours fériés et congés de maladie;
 - primes;
 - sécurité, santé et bien-être;
 - provision pour les vêtements de sécurité et l'équipement; et
 - avantages sociaux et fonds.
- Taux de contribution de Revenu Québec :
 - Régime des rentes du Québec;
 - Régime québécois d'assurance parentale;
 - Fonds des services de santé;
 - Commission des normes du travail;

- Fonds de développement et de reconnaissance des compétences de la main d'œuvre; et
- Retenues d'impôt.

La semaine de travail s'échelonne sur 50 heures, soit 40 heures normales et 10 heures supplémentaires. Les 10 heures supplémentaires sont réparties en 4 heures à taux majoré de 50% (taux régulier x 1.5) et 6 heures à taux double. La semaine de travail s'échelonne du lundi au vendredi, 8 heures normales par jour; 4 heures et demie réparties du lundi au jeudi et 6 heures à taux double le samedi.

La composition d'une équipe d'un entrepreneur responsable des structures, de la mécanique et des conduits (SMC) a été élaborée à un tarif horaire moyen de 72,85 \$/h.

Les coûts indirects reliés à la structure, la mécanique, la plomberie, l'électricité et l'instrumentation ont été élaborés avec l'aide d'entrepreneurs en construction bien établis du Québec; le terrassement et le bétonnage ont été obtenus d'entrepreneurs en activité au Québec. Dans l'estimation, les coûts distribuables ont été répartis par pourcentage sur une base heure-personne et comprennent les éléments suivants :

- salaires, charge salariale, indemnités et avantages sociaux pour la force de travail indirecte, ainsi que le personnel de supervision et de gestion de l'entrepreneur;
- recrutement du personnel et indemnités de déplacement;
- indemnités de logement à l'extérieur;
- mobilisation et démobilitation;
- bâtiments et installations temporaires destinées à l'entrepreneur sur les lieux;
- équipement et fournitures pour l'atelier;
- véhicules et équipement utilisés par le personnel lors de la construction;
- équipement de construction, y compris des grues pouvant atteindre 100 tonnes;
- alimentation électrique temporaire pour la construction (génératrices diesel);
- petits outils et consommables;
- frais généraux du bureau du site (papeterie, communications, éclairage et électricité, premiers soins, sécurité, etc.);
- coûts/contribution du siège social;
- frais de financement;
- assurances;
- publicité; et
- profits.

Le coût total de la main-d'œuvre SMP s'élève à 155,62 \$/h, ce qui comprend le coût de base de l'équipe SMP de 72,85 \$/h et les coûts reliés aux éléments de la liste ci-dessus. Des entrepreneurs SMP locaux ont confirmé l'exactitude de ces coûts. Le tarif de 140 \$/h relié à l'électricité et l'instrumentation est légèrement inférieur en raison des coûts moins élevés de l'équipement de construction.

21.4.1.3 Coûts des équipements

Plusieurs soumissions budgétaires ont été obtenues pour l'équipement mécanique, à l'exception des petites pompes, des agitateurs, des balances de chargement et de l'équipement mobile qui proviennent de la base de données d'Ausenco. Les soumissions budgétaires couvrent 95 % des coûts reliés aux équipements mécaniques. Les soumissions les moins coûteuses ont été prises en compte pour chaque type d'équipement.

21.4.1.4 Fret

Tous les matériaux en vrac, ainsi que les articles et équipements destinés à l'usine inclus dans les coûts directs comprennent la livraison au magasin sur le site. Lorsque possibles, les coûts reliés aux articles et équipements destinés à l'usine proviennent de soumissions budgétaires comprenant le fret. Dans les cas contraires, un pourcentage a été ajouté, si applicable. Pour l'équipement mécanique, 4 % des coûts ont été ajoutés pour le fret terrestre et 12 % des coûts pour le fret maritime des équipements provenant de l'extérieur du Canada. Ces pourcentages correspondent aux moyennes qui s'appliquent sur les projets exécutés au Canada.

21.4.1.5 Droits et taxes

Lorsque des articles importés font l'objet de droits de douane, le montant de ces droits est inclus dans l'estimation.

Toutes les taxes sont exclues, à moins d'indication contraire.

21.4.2 Coûts indirects et coûts du propriétaire

Les coûts indirects incluent les éléments nécessaires pour réaliser le projet, mais non reliés aux coûts directs de construction. Les sous-chapitres suivants présentent un sommaire de ces éléments.

21.4.2.1 Installations et services temporaires

Les installations et services temporaires sont des éléments qui ne sont pas directement attribuables à la construction d'installations physiques précises de l'usine ou de leur infrastructure, mais qui doivent être fournis lors de la période de construction pour contribuer à cette dernière, et ils ont fait l'objet d'une estimation détaillée.

Ces coûts comprennent :

- bureaux IACG, services HS&E, services de sécurité, véhicules du site, ravitaillement en carburant, transportation par autobus, coûts récurrents du projet, services de maintien, provision de routes temporaires, alimentation électrique temporaire, eau, gestion de l'effluent et autres installations nécessaires. Lors de la phase d'expansion, l'alimentation électrique nécessaire aux travaux de construction sera fournie par le propriétaire.
- grues de construction à lourde charge. Ceci inclut les grues dont la capacité est plus élevée que celles de l'entrepreneur. La capacité de ces grues est supérieure à 100 tonnes.

21.4.2.2 IACG (EPCM)

Le budget de l'ingénierie, de l'approvisionnement, de la gestion de projet et de la gestion de la construction (IACG) a été établi en identifiant les ressources sur un horaire défini. Une estimation détaillée des consultants et des dépenses générales du projet fait également partie des coûts IACG. L'estimation des coûts IACG comprend les éléments suivants :

- Services à l'entreprise;
- Services du projet;
- Ingénierie;
- Aménagement;
- Construction;
- Indemnités de déplacement;
- Dépenses reliées aux bureaux à la maison;
- Dépenses reliées aux bureaux sur le site; et
- Consultants (géotechnicien, spécialiste en logistique de l'expédition, arpentage, tests des sols et de compaction, essais du béton, sécurité-incendie).

21.4.2.3 Représentants des fournisseurs

Des provisions pour les représentants des fournisseurs, pour la supervision de l'installation et la mise en service sont incluses et se fondent sur le soutien que les fournisseurs ont recommandé dans les soumissions budgétaires. Ces éléments ont été ajoutés là où ils s'appliquent. Lorsqu'ils sont nécessaires, mais qu'ils ne sont pas indiqués, 3 % des coûts de l'équipement ont été ajoutés.

21.4.2.4 Construction de campements

La construction de campements ne sera pas nécessaire. La main-d'œuvre proviendra d'Amos et de la région de l'Abitibi-Témiscamingue.

21.4.2.5 Pièces de rechange

Les pièces de rechange incluent les pièces de rechange importantes, les pièces de rechange opérationnelles pour un an et les pièces de mise en service.

Une liste de pièces de rechange a été élaborée à partir des soumissions budgétaires reçues. Là où les pièces de rechange ne sont pas incluses dans la soumission, un pourcentage des coûts de l'équipement a été ajouté.

Aucun moteur de rechange pour le broyeur semi-autogène n'est inclus.

Une augmentation des stocks de pièces de rechange sera autorisée lors de la phase d'expansion.

21.4.2.6 Soutien à la mise en service

Les heures d'installation directe n'incluent pas le coût de la main-d'œuvre pour la construction qui vient en aide à l'équipe de mise en service IACG. Ces coûts prennent en compte deux équipes composées chacune d'un électricien, de deux installateurs et d'un assistant pendant quatre mois. La phase d'expansion n'inclut que deux mois.

21.4.2.7 Premiers remplissages

Une estimation est incluse pour les premiers remplissages des réactifs suivants : KAX, MIBC, Aerofroth 65, Calgon, CMC, H₂SO₄, CuSO₄, floculant et hypochlorite de sodium. Une charge de 100 % pour les boulets de broyage de 38 mm, 65 mm et 100 mm est également comprise.

Une provision a également été établie pour les huiles, les lubrifiants, les hydrauliques et les graisses.

21.4.2.8 Équipe de modification

Les heures d'installation directe ne comprennent pas les modifications après-construction effectuées dans le but de faciliter le transfert et l'acceptation par le propriétaire. Les coûts reliés à ces modifications comprennent une équipe de modification formée de deux installateurs, trois chaudronniers, deux assistants et un électricien qui seront en poste pendant quatre mois, et ils incluent également une provision de 500 000 \$ pour le matériel. Lors de la phase d'expansion, les coûts de l'équipe de modification de 52 500 t/j sont coupés de moitié, car les leçons tirées de la construction seront appliquées lors de l'expansion.

21.4.2.9 Frais du propriétaire

Les frais du propriétaire proviennent du propriétaire. Ils comprennent les éléments suivants :

- Coûts généraux et administratifs capitalisés (jusqu'à la fin du mois 1 de l'usinage, ou juillet 2016);
- Coûts d'exploitation capitalisés liés à l'usine de traitement (également jusqu'à juillet 2016);
- Coûts de recrutement;
- Coûts d'orientation;
- Coûts de formation; et
- Coûts des assurances de la construction.

21.4.2.10 Indexation des prix

Cette estimation n'inclut pas l'indexation des prix.

21.4.3 Augmentation de l'estimation, éventualité et exactitude de l'estimation

21.4.3.1 Provision pour l'augmentation

Du moment de la préparation de l'estimation jusqu'à la toute fin de l'installation, un certain nombre de variations qui ne découlent pas de changements apportés au projet peuvent se produire. Des provisions sont incluses dans la section des coûts directs de l'estimation et elles sont précisées en fonction de chaque élément.

Les catégories d'augmentation assignées à chaque élément dépendent du niveau de définition obtenu. Les catégories sont les suivantes :

- A Ingénierie 2 %
- B Ingénierie préliminaire 4 %
- C Aménagement 7 %
- D Estimation 10 %
- N Aucune augmentation 0 %

Dans ce cas-ci, la provision pour l'augmentation des dépenses en immobilisations initiales et d'expansion pour l'usine de traitement a été établie à 4,1 %. Aucune augmentation n'a été ajoutée à l'exploitation minière, aux travaux d'hiver et aux coûts indirects.

21.4.3.2 Estimation des contingences

Une provision pour les contingences a été ajoutée et il faut s'attendre à ce que cette somme soit dépensée. Cette provision couvre les coûts supplémentaires qui découleront de la conception détaillée finale et des études effectuées pour fournir une estimation globale de la portée des travaux. Cette somme n'est pas destinée aux dépenses reliées aux changements dans la portée et les normes du projet.

La valeur des coûts de construction et de la contingence de l'estimation représente 100 % de la portée du projet. Ici, le total des contingences pour les dépenses en immobilisations initiales s'élève à 9 % et celui des contingences pour les dépenses en immobilisations d'expansion s'établit à 8,8 %, selon une méthode analytique tenant compte des éléments de l'estimation et évaluant l'estimation de la portée, des coûts et de la confiance.

Les catégories d'éventualités assignées à chaque élément dépendent du niveau de définition obtenu pour la portée et du niveau des coûts. Les deux catégories sont combinées pour déterminer l'éventualité globale de l'élément précis.

Les catégories de portée sont :

- A Ingénierie..... 5 %
- B Ingénierie préliminaire..... 12 %
- C Aménagement..... 17 %
- N Aucune augmentation 0 %

Les catégories de prix sont :

- A Soumissionné..... 5 %
- B Soumission budgétaire 7 %
- C Projet actuel – Escalation 10 %
- D Estimation 15 %
- N Aucune augmentation 0 %

Des pourcentages d'éventualité directs ont été appliqués aux éléments suivants :

- Flotte minière 5 %
- Équipement auxiliaire 10 %
- Préparation du site 8 %
- Prédécapage par le propriétaire 5 %
- Prédécapage par l'entrepreneur 8 %
- Parc à résidus..... 10 %
- Coûts d'exploitation généraux et administratifs capitalisés..... 10 %
- Événements du propriétaire 10 %

Aucune éventualité n'a été appliquée sur l'augmentation.

Les éléments suivants ne sont pas compris dans les éventualités :

- effets des conditions météorologiques anormales, conditions météorologiques au-dessus des normales;

- changements aux conditions du marché qui surviennent au cours du projet et qui pourraient avoir une incidence sur le coût de la main-d'œuvre ou des matériaux;
- changements des paramètres généraux de production et d'exploitation non compris dans la portée détaillée du projet telle que décrite dans cette étude de faisabilité;
- allocations particulières de l'industrie, en plus de celles qui sont incluses dans le coût de la main-d'œuvre; et
- conséquences découlant de conflits de travail.

Les éléments mentionnés ci-dessus font partie des éventualités du propriétaire.

21.4.4 Exclusions

- Financement du projet et frais d'intérêt;
- Couverture du risque de change;
- Valeur résiduelle de l'équipement et des installations temporaires;
- Valeur résiduelle de tout équipement faisant double emploi;
- Coûts des temps d'arrêt pour le propriétaire;
- Variation du taux de change;
- Indexation des prix;
- Conséquences découlant de modifications apportées par les autorités gouvernementales, y compris l'horaire;
- Élévation des coûts en raison de travaux devancés (par ex. : si du béton est nécessaire avant la construction d'une centrale de dosage sur le site);
- Retrait, restauration ou élimination de matériel dangereux ou contaminé trouvé lors de la construction;
- Coûts découlant de toute exigence spéciale reliée à la participation de sources de financement externes; et
- Coûts nécessaires pour identifier, situer, retirer ou déplacer des obstructions ou des installations de services publics souterraines existantes.

21.4.5 Dépenses en immobilisations différées et de maintien du projet

Les besoins courants en capital pour la période d'exploitation de la mine s'élèvent à 823 M\$ sur la durée de vie de la mine et comprennent un crédit de 22 M\$ pour la libération des premiers remplissages à la fin de la durée de vie du projet. Les éléments couverts par le capital de maintien comprennent :

- Le dégagement continu du terrain avant le creusement de la fosse ou l'agrandissement des haldes de stériles.
- L'achat d'une nouvelle flotte minière et auxiliaire pour la mine (en raison des distances de transport plus longues à mesure que la fosse s'approfondit) et d'une flotte de remplacement (au moment où les premiers équipements atteignent la fin de leur durée de vie économique). Pour les camions de halage, qui représentent 60 % des dépenses reliées à la flotte au cours de la durée de vie de la mine, une durée de vie de 100 000 heures a été prise en compte – ce qui équivaut à une durée de vie d'environ 16 ans.

- L'expansion nécessaire de l'atelier à mesure que la flotte augmente. L'atelier, qui compte au départ 6 baies, sera doté de 10 baies au cours de l'expansion. À la suite de l'expansion, 10 baies de plus seront ajoutées avec le capital de maintien.
- L'expansion continue de du parc à résidus.
- La construction d'une usine de traitement des eaux en 2022. Les coûts associés à cette usine sont inclus dans la ligne « Domaine 3 - Traitement du minerai » du tableau 21-4.
- Les coûts des remplacements généraux effectués à l'usine et aux infrastructures, qui devraient s'élever à 250 M\$ au cours de la durée de vie du projet. Ils sont également inclus dans la ligne « Domaine 3 - Traitement du minerai » du tableau 21-4.

21.5 Estimation des coûts d'exploitation

21.5.1 Sommaire

Cette section décrit en détail l'estimation des coûts d'exploitation pour l'extraction minière, le traitement du minerai et les frais généraux et administratifs (G&A) pour le projet Dumont. Les coûts sont présentés en dollars canadiens du deuxième trimestre 2011, à moins d'indication contraire. L'estimation est considérée de niveau faisabilité avec un degré d'exactitude de $\pm 15\%$.

Les coûts d'exploitation ont été estimés de la façon suivante :

- Les coûts d'exploitation pour la fosse sont basés sur la céduled de production, les paramètres de rendement des équipements miniers recommandés par les manufacturiers et le coût actuel des matières premières et les taux de main-d'œuvre.
- Les coûts d'exploitation pour le concentrateur sont basés sur les taux de consommation des réactifs et des autres consommables déterminés lors des essais métallurgiques, et d'une structure de main-d'œuvre appropriée pour le schéma de traitement dans sa forme actuelle.
- L'estimation des coûts d'exploitation pour le concentrateur inclut les coûts associés à l'exploitation du parc à résidus.
- Les frais G&A sont basés sur le niveau de soutien requis pour l'exploitation.
- Les coûts de traitement et d'affinage du concentré sont basés sur les conditions commerciales abordées au chapitre 18 et sur la production prévue de concentré.
- Les coûts d'exploitation pour le traitement du minerai ont été calculés en excluant les écarts des débits d'usinage nominaux (par ex. : ne tient pas compte de la période de rodage, etc.).

Un résumé des coûts d'exploitation sur la durée de vie de la mine est présenté au tableau 21-6.

Tableau 21-6 : Sommaire des coûts d'exploitation

	Unités	52,5 kt/j 2016-2020	105 kt/j 2021-2036	Stocks 2036-2049	LOM moyenn e
Mine	\$/t minerai usiné	6,61 \$	6,15 \$	0,77 \$	3,89 \$
Mine ¹	\$/t de minerai extrait de la fosse	1,63 \$	1,69 \$	0,00 \$	1,68 \$
Traitement	\$/t minerai	5,04 \$	4,76 \$	4,76 \$	4,78 \$
G&A	\$/t minerai	0,94 \$	0,56 \$	0,41 \$	0,52 \$
Coût du site	\$/t minerai	12,60 \$	11,46 \$	5,94 \$	9,18 \$

Coût du site	\$/lb	3,45 \$	4,15 \$	3,59 \$	3,90 \$
Traitement et affinage	\$/lb	1,45 \$	1,40 \$	1,43 \$	1,42 \$
Coût direct brut	\$/lb	4,90 \$	5,55 \$	5,02 \$	5,32 \$
Crédit pour sous-produits	\$/lb	(0,46 \$)	(0,51 \$)	(0,61 \$)	(0,53 \$)
Coût direct net	\$/lb	4,44 \$	5,04 \$	4,41 \$	4,79 \$

Remarque : 1. Pour donner un portrait exact des coûts de l'exploitation minière, ce montant n'inclut pas les 61 M\$ nécessaires au remaniement de 103 Mt de minerai au cours de la durée de vie de la mine.

21.5.2 Principales hypothèses

Les principales hypothèses employées pour générer l'estimation des coûts d'exploitation sont décrites ci-dessous.

- Les prix en dollars canadiens sur les biens et services obtenus avant le T2 2013 ont été indexés à la base du prix de revient de cette date en tenant compte de l'indice canadien moyen des prix à la production (IPP) de la période qui s'étend de janvier 2010 à décembre 2012 et qui s'élève à 2,57 % par année.
- Les prix en dollars américains sur les biens et services obtenus avant le T2 2013 ont été indexés à la base du prix de revient de cette date en tenant compte de l'indice canadien moyen des prix à la production (IPP) de la période qui s'étend de janvier 2010 à décembre 2012 et qui s'élève à 2,85 % par année.
- Les coûts en main-d'œuvre ont été estimés en tenant compte de la structure organisationnelle élaborée pour chaque secteur et les taux salariaux sont basés sur les salaires et avantages payés aux opérations minières existantes dans la région de l'Abitibi au Québec et les données sur les salaires recueillies par Coopers Consulting et PWC.
- Basé sur des discussions avec Hydro-Québec, il a été présumé que le projet bénéficierait d'un tarif L. Le prix prévu de 44,45 \$/MWh tient compte des tarifs d'Hydro-Québec en vigueur en avril 2013.
- Le prix prévue à long terme du diesel de 0,94 \$/litre est basé sur un prix prévu à long terme pour le pétrole de 90 \$ US/baril et un taux de change de 1 \$ CA pour 0,90 \$ US.

21.5.3 Coûts d'exploitation liés à l'extraction minière

Un résumé des coûts d'extraction minière par fonction et par catégorie est présenté aux tableaux 21-7 et 21-8 respectivement.

Tableau 21-7 : Sommaire des coûts d'exploitation liés à l'extraction minière – par fonction

Activité	Unités	Total	Coûts de prédécapage capitalisés	Coûts imputés	% du total
Entrepreneur	M\$	166	50	116	2,5 %
Propriétaire par fonction :					
Production - forage	M\$	234	7	227	5,0 %
Production - sautage	M\$	626	16	610	13,3 %
Prédécoupage - sautage et forage	M\$	46	0	46	1,0 %
Chargement	M\$	320	8	312	6,8 %
Transport	M\$	2 153	28	2 125	46,4 %
Remaniement du minerai à basse teneur	M\$	313	0	313	6,8 %
Empierrement	M\$	116	4	112	2,5 %
Équipement de soutien	M\$	180	10	170	3,7 %
Équipement auxiliaire	M\$	24	2	22	0,5 %
Entretien - main-d'œuvre	M\$	330	13	317	6,9 %
Total - gestion, services techniques et administration	M\$	224	13	211	4,6 %
Total	M\$	4 732	151	4 581	100,0 %
\$/t matériau		1,88	0,06	1,82	
\$/t minerai		4,01	0,13	3,89	

Tableau 21-8 : Sommaire des coûts d'exploitation liés à l'extraction minière – par catégorie

		Total	Coûts de prédécapa ge capitalisés	Coûts imputés	% du total
Entrepreneur	M\$	166	50	116	2,5 %
Propriétaire par secteur :					
Main-d'œuvre	M\$	1 127	40	1 087	23,7 %
Consomptibles	M\$	958	19	939	20,5 %
Entretien	M\$	1 148	20	1 128	24,6 %
Diesel	M\$	1 240	20	1 220	26,6 %
Électricité	M\$	45	1	44	1,0 %
Autre	M\$	48	1	47	1,1 %
Total	M\$	4 732	151	4 581	100,0 %
Tarif unitaire	\$/t roche	1,88	0,06	1,82	
	\$/t minerai	4,01	0,13	3,89	

Les travaux d'extraction minière effectués par un entrepreneur représentent 2,5 % du total. La principale tâche effectuée par l'entrepreneur consistera à retirer toute l'argile qui recouvre le gisement au cours de 5 premières années de l'exploitation (incluant le sautage). Les coûts

d'exploitation de l'entrepreneur sont basés sur un processus d'appel d'offres compétitif qui a mené à la présélection de Norascon en tant qu'entrepreneur minier. Norascon a travaillé étroitement avec l'équipe de l'étude de faisabilité sur plusieurs aspects de cette étude.

Le halage est l'activité à coût unique la plus importante et équivaut à près de 50 % du total des coûts d'exploitation. En raison des paramètres spécifiques du site du projet Dumont, les camions de 230 t qui ont été choisis représentent l'option la plus économique, puisque les camions plus volumineux ont un ratio moins favorable poids à vide-charge utile. De ce fait, ils consomment plus de diesel sur une base unitaire et se déplacent moins rapidement lors des halages en montée. Le diesel représente près de 45 % du total des coûts de halage. Comme il sera discuté à la section 24, l'utilisation d'un système de trolley en appui au halage par camion pourrait réduire la consommation de diesel de la flotte de camions de halage d'environ 35 ML, ou de 35 %.

Le tableau 21-8 indique que le diesel, l'équipement, l'entretien et la main-d'œuvre représentent chacun approximativement 25 % du total des coûts d'exploitation. En plus des 1 066 ML de diesel qui seront consommés par la flotte de camions de halage lors de la production dans la fosse exploitée, une quantité supplémentaire de 250 ML pourrait être consommée par les foreuses, les excavatrices et l'équipement de support lors du remaniement du minerai à basse teneur. De plus, 35 ML de diesel pourraient être ajoutés au nitrate d'ammonium et aux émulsifiants aux installations de fabrication des explosifs. Les principales hypothèses concernant le coût de l'entretien de l'équipement sont basées sur des estimations budgétaires fournies par OEM.

Les besoins en main-d'œuvre seront de 331 personnes en moyenne sur la durée de vie de la mine, incluant 463 quand la fosse sera en activité et 116 pendant le remaniement du minerai à basse teneur. Ces totaux n'incluent pas le personnel affecté à la construction du parc à résidus, qui pourrait correspondre en moyenne à 34 personnes de plus au cours des 20 années où la construction du parc sera active.

Les consommables représentent la majorité du reste des coûts d'exploitation liés à l'extraction minière du propriétaire. Cette catégorie comprend, mais sans s'y restreindre, les trépan de forage, les outils d'attaque du sol (« ground engaging tools : GET »), les pneus de camion et les explosifs. Les coûts de l'électricité représentent environ 1 % des coûts d'exploitation du propriétaire. Ceci traduit le prix relativement bas de l'électricité au Québec.

21.5.4 Coûts d'exploitation liés à l'usine de traitement

Les coûts d'exploitation liés à l'usine de traitement sont basés sur les schémas de traitement décrits au chapitre 17. Les limites d'installation pour la détermination des coûts d'exploitation liés au traitement du minerai débutent avec les installations de concassage et se terminent au le parc à résidus, et comprennent les services à l'usine

21.5.4.1 Bases de l'estimation

Les coûts d'exploitation liés à l'usine de traitement ont été déterminés selon des principes de base, en utilisant des données provenant de différentes sources dont :

- les critères de conception du procédé;
- les soumissions des fournisseurs de réactifs et d'équipements;
- les niveaux de personnel requis pour l'usine de traitement estimés par Ausenco;

- les salaires et les avantages pour le personnel basés sur les informations provenant de projets similaires dans la région des données d'enquête présentées par Coopers Consulting et PWC;
- les recommandations du client; et
- des études et des évaluations antérieures.

21.5.4.2 Inclusions

L'estimation des coûts d'exploitation liés à l'usine de traitement inclut tous les coûts directs associés à la production de concentré nickélique.

Les coûts suivants sont inclus dans l'estimation des coûts d'exploitation d'Ausenco :

- la main-d'œuvre pour assurer la supervision, la gestion et la préparation de rapports pour les activités techniques et organisationnelles sur le site directement liées à l'usine de traitement;
- la main-d'œuvre pour assurer le fonctionnement et l'entretien des équipements mobiles de l'usine et les véhicules légers, l'usine de traitement et les infrastructures de soutien;
- les coûts directement associés au fonctionnement de l'usine de traitement, incluant tous les réactifs, les consommables, et les matériaux d'entretien;
- les matériaux d'entretien utilisés pour faire fonctionner et entretenir l'équipement mobile et les véhicules légers;
- le coût de l'électricité fournie à l'usine de traitement à partir du réseau électrique;
- les coûts de fonctionnement des installations de traitement des eaux usées; et
- les coûts associés au fonctionnement général, incluant les consultants, la formation et les fournitures générales.

21.5.4.3 Exclusions

Les suivants sont exclus des coûts d'exploitation liés à l'usine :

- les frais généraux d'entreprise;
- l'indexation des prix et les fluctuations du taux de change;
- les coûts d'exploitation liés à l'extraction minière autres que les analyses de contrôle des teneurs;
- la main-d'œuvre et les coûts d'exploitation pour l'exploration;
- les permis environnementaux;
- la contingence;
- les droits de douane et les taxes à la consommation;
- les dépenses en immobilisations de maintien;
- les intérêts et les frais de financement; et
- les activités liées à la fermeture/réhabilitation de la mine ou de l'usine.

21.5.4.4 Sommaire des coûts d'exploitation liés à l'usine de traitement

L'usine a été conçue pour un taux de traitement initial de 52,5 Mt de minerai par année, suivi d'une expansion à 105 Mt/a, à un taux de disponibilité de 92,0 %. Les coûts de traitement

comprennent la main-d'œuvre, l'électricité, les matériaux d'entretien, les réactifs et les consommables, l'équipement mobile, et les essais métallurgiques en continu. Le sommaire des coûts fournis aux tableaux 21-9 et 21-10 comprend la capitalisation du premier mois de coûts d'exploitation de l'usine de traitement (inclus dans les coûts du propriétaire dans l'estimation du capital) et tient aussi compte de la période de rodage de six mois pour atteindre le niveau maximum de production pour chaque ligne de traitement. Le coût d'exploitation global estimé pour l'usine de traitement initiale est de 5,04 \$/t de minerai usiné, et 4,76 \$/t de minerai usiné après expansion.

Tableau 21-9 : Sommaire des coûts pour l'usine de traitement – Phase initiale à 52,5 kt/j

Secteur	Unités	Total	Capitalisé	Porté aux dépenses	\$/t	M\$/a
Minerai usiné	Mt	84				
Main-d'œuvre	M\$	47	1	46	0,56	11
Électricité	M\$	140	1	139	1,65	32
Matériaux d'entretien	M\$	74	1	73	0,86	17
Réactifs et consommables	M\$	160	2	158	1,88	36
Divers	M\$	7	0	7	0,09	2
Total	M\$	428	5	423	5,04	98

Tableau 21-10 : Sommaire des coûts pour l'usine de traitement – Phase d'expansion à 105 kt/j

Secteur	Unités	Total	Capitalisé	Porté aux dépenses	\$/t	M\$/a
Minerai usiné	Mt	1 095				
Main-d'œuvre	M\$	425	0	425	0,39	15
Électricité	M\$	1 820	0	1 820	1,66	64
Matériaux d'entretien	M\$	820	0	820	0,75	29
Réactifs et consommables	M\$	2 075	0	2 075	1,90	72
Divers	M\$	68	0	68	0,06	2
Total	M\$	5 208	0	5 208	4,76	182

21.5.5 Frais généraux et administratifs (G&A)

Le coût estimé pour les frais généraux et administratifs est basé sur le niveau de service requis pour une opération de la taille de Dumont, et tient compte des services locaux existants. Les coûts résumés au tableau 21-11 sont presque entièrement de nature fixe, de telle sorte que les coûts unitaires à 105 kt/j sont pratiquement réduits de moitié par rapport aux coûts pour le projet initial à 52,5 kt/j.

Tableau 21-11 : Résumé des coûts G&A – Phase initiale à 52,5 kt/j

Secteur	Unités	Total	Capitalisé	Porté aux dépenses	\$/t	M\$/a
Minerai usiné	Mt	84				
Main-d'œuvre	M\$	27	6	21	0,25	5
Consommables	M\$	3	1	2	0,03	1
Entretien	M\$	0	0	0	0,00	0
Électricité	M\$	1	0	1	0,01	0
Diesel	M\$	1	0	1	0,01	0
Autre	M\$	64	10	54	0,64	12
Total	M\$	96	17	79	0,94	18

Tableau 21-12 : Résumé des coûts G&A – Phase d'expansion à 105 kt/j

Secteur	Unités	Total	Capitalisé	Porté aux dépenses	\$/t	M\$/a
Minerai usiné	Mt	1,095				
Main-d'œuvre	M\$	133	0	133	0,12	5
Consommables	M\$	18	0	18	0,02	1
Entretien	M\$	3	0	3	0,00	0
Électricité	M\$	11	0	11	0,01	0
Diesel	M\$	4	0	4	0,00	0
Autre	M\$	368	0	368	0,34	13
Total	M\$	537	0	537	0,49	19

Le poste le plus important aux tableaux 21-11 et 21-12 est « Autre ». Le tableau 21-13 listent les « autres » éléments qui sont fixes par nature :

Tableau 21-13 : Postes de frais G&A inclus dans Autres coûts

	\$/t		
	000 \$/a	52,5 kt/j	105 kt/j
Consultants	400 \$	0,021	0,010
Conférences	15 \$	0,001	0,000
Voyages	100 \$	0,005	0,003
Coûts G&A - fournitures de bureau	100 \$	0,005	0,003
Contrat de sécurité	300 \$	0,016	0,008
Contrat d'entretien ménager	250 \$	0,013	0,007
Élimination des déchets	100 \$	0,005	0,003
Budget - recrutement	120 \$	0,006	0,003
Budget - formation et RH	800 \$	0,042	0,021
Taxes municipales	826 \$	0,043	0,022
Assurances	1 200 \$	0,063	0,031
Audit	250 \$	0,013	0,006
TI - général	500 \$	0,026	0,013
Budget environnemental	1 202 \$	0,063	0,031
Premiers soins, examen médical, etc.	85 \$	0,004	0,002
Contrôle des pertes	800 \$	0,042	0,021
Relations avec la communauté	500 \$	0,026	0,013
Budget- achat-envoi	500 \$	0,026	0,013
Total	8 048 \$	0,420	0,210

Les « autres » éléments qui sont variables par nature incluent :

- Transport des employés. Basés sur des offres de prix de sociétés de transport locales, des coûts de 5 900 \$ par employé annuellement sont estimés pour les travailleurs dont la période de travail est de 12 heures et des coûts de 7 700 \$ par employé annuellement sont estimés pour les employés travaillant sur une base de 5 jours par semaine.
- Le matériel informatique et les logiciels. Les employés utilisant un ordinateur pourraient engendrer des coûts de 5 100 \$ par an, lequel prend en compte que 80 % du personnel

utilise des logiciels communs avec un échéancier de remplacement aux trois ans alors que les 20 % restant auront besoin de logiciels plus dispendieux avec licences annuelles.

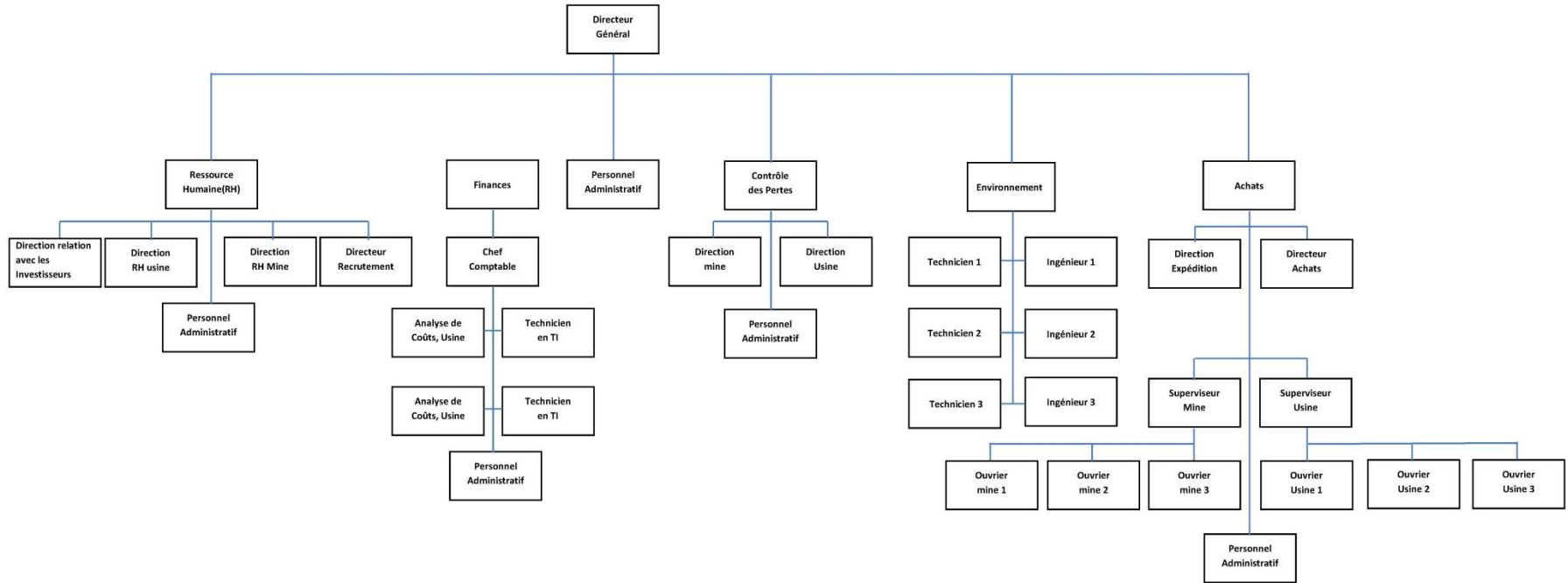
- Équipement de sécurité. Tous les employés recevront des équipements de protection individuelle d'une valeur de 945 \$ par année.

L'autre élément de coût majeur est la main-d'œuvre, qui est basée sur la structure organisationnelle présentée à la figure 21.1 (page suivante).

21.5.6 Contingence

La contingence n'est pas incluse dans l'estimation des coûts d'exploitation.

Figure 21.1 : Structure organisationnelle G&A



22 ANALYSE ÉCONOMIQUE

22.1 Sommaire

Cette analyse économique réalisée dans le cadre de l'étude de faisabilité Dumont est axée sur le scénario de base, lequel inclut l'utilisation de camions conventionnels (alimentés au diesel) pour le transport du minerai et n'inclut pas l'utilisation de camions assistés d'un système de trolley. Le scénario de base prévoit également la production d'un concentré de nickel qui serait vendu à des tierces parties, et ne tient pas compte des bénéfices potentiels issus de la magnétite en sous-produit.

Les principaux paramètres économiques pour ce scénario de base sont présentés au tableau 22-1. Il est à noter que les coûts et les rendements ont été établis en utilisant les paramètres macroéconomiques présentés dans la section qui suit; puisque l'on s'attend à ce que le taux de change varie à court ou moyen terme, les TRI en dollars canadiens et en dollars US sont différents. Comme résumé au chapitre 21, les dépenses en immobilisations comprennent les premiers remplissages des éléments consommables et leur décomptabilisation à la fin de la durée de vie du projet.

Tous les montants sont présentés en dollars canadiens à moins d'indication contraire.

Tableau 22-1 : Sommaire des paramètres économiques de l'étude de faisabilité

	Unité	\$ CA	\$ US
Minerai extrait	Mt	1 179	1 179
Nickel payable	Mlbs	2 774	2 774
Équivalent Ni payable ¹	Mlbs éq.Ni	2 922	2 922
Revenu brut	\$/t minerai	24,88	22,40
Frais du traitement et d'affinage	\$/t minerai	3,33	3,00
Revenu net de fonderie (NSR)	\$/t minerai	21,54	19,40
Coûts d'exploitation sur le site	\$/t minerai	9,18	8,27
Coût direct brut	\$/lb Ni	5,32	4,79
Coût direct net	\$/lb Ni	4,79	4,31
Capital initial	M\$	1 268	1 205
Capital d'expansion	M\$	997	898
Capital de maintien	M\$	823	741
Capital total	M\$	3 088	2 844
VAN _{8%} avant impôt	M\$	2 293	2 003
TRI avant impôt		19,5 %	18,7 %
VAN_{8%} après impôt	M\$	1 330	1 137
TRI après impôt		15,9 %	15,2 %

Remarque : 1. Basé sur le profil de production indiqué au tableau 16-1 et sur les profils de prix indiqués au tableau 22-2.

22.2 Hypothèses

Le tableau 22-2 présente les hypothèses de prix et de taux de change qui ont été utilisées dans le cadre de l'évaluation du scénario de base. À l'exception du prix prévu pour l'acide (un réactif essentiel dans le procédé d'usinage), toutes les autres hypothèses sont basées sur les prévisions faisant l'objet d'un consensus parmi les analystes des valeurs mobilières dans le secteur canadien des métaux usuels.

Tableau 22-2 : Hypothèses pour les prix et les taux de change

Item	Unités	2016	2017	2018+
Ni	\$ US/lb	10,00 \$	10,50 \$	9,00 \$
Co	\$ US/lb	14,00 \$	14,00 \$	14,00 \$
Pt	\$ US/oz	1 800 \$	1 800 \$	1 800 \$
Pd	\$ US/oz	700 \$	700 \$	700 \$
Pétrole	\$ US/bbl	90,00 \$	90,00 \$	90,00 \$
Acide	\$ US/t	76,80 \$	79,28 \$	voir ci-dessous
Taux d'échange \$ CA	\$ CA = \$ US	0,95 \$	0,90 \$	0,90 \$

Voici d'autres hypothèses importantes employées dans le cadre de l'analyse du scénario de base :

- Chacun des deux circuits d'usinage atteindra la capacité nominale de production de 52,5 kt/j sur une période de rodage de six mois.
- La récupération métallurgique du Ni tel que prédite par le modèle est basée sur les résultats des 105 échantillons soumis à la procédure d'essai standard (STP). La récupération sur la durée de vie de la mine est estimée à 43,0 % en moyenne. La récupération métallurgique moyenne pour le Co est établie à 42,0 %, soit presque équivalente à celle du Ni, basé sur la compréhension de la répartition du Co dans les minéraux récupérables et des récupérations approximatives associées à ces minéraux. La récupération moyenne pour le Pt et le Pd est basée sur les résultats des essais en circuit fermé; la récupération devrait atteindre 62,5 % et 60,7 % en moyenne pour le Pt et le Pd respectivement.
- Les coûts hors du site sont de 64 \$ US/t de concentré pour le transport (une moyenne basée sur le transport à différentes destinations).
- Le tarif d'électricité à long terme est de 44,45 \$/MWh, basé sur le tarif L actuel d'Hydro-Québec et le profil de la demande prévue pour le projet Dumont.
- Les prix à long terme pour l'acide de 72 \$ US/t en 2018, de 71 \$ US/t de 2019 à 2024 et de 70 \$ US à compter de 2025, sont basés sur une étude de marché réalisée par la firme-conseil CRU Strategies.
- Les hypothèses suivantes sont fondées sur l'expérience antérieure des membres de la haute direction de RNC :
 - Des prix de 175 \$ US/t de concentré pour le traitement en fonderie et de 0,80 \$ US/lb pour l'affinage du nickel, incluant une prise de participation au prix. Ceci équivaut à 1,20 \$ US/lb sur la durée de vie du projet.

- Le coût d'affinage pour le cobalt et les ÉGP en sous-produits a été estimé à un coût additionnel de 0,07 \$ US/lb Ni sur la durée de vie du projet (3,00 \$ US/lb pour le Co et 50 \$ US/oz pour les ÉGP).
- Les déductions à la fonderie pour le nickel et le cobalt sont évaluées à 7 % et 50 % respectivement (donc des quantités payables de 93 % et 50 % respectivement). Les déductions pour les ÉGP sont estimées à 1 g/t ce qui, compte tenu de la teneur moyenne du concentré à 4,3 g/t, se solderait par une quantité payable sur la durée de vie du projet de 77 %.
- Le fonds de roulement a été calculé en tenant compte des éléments suivants (basé sur l'expérience antérieure des membres de la haute direction de RNC, à moins d'indication contraire) :
 - Les modalités contractuelles pour la vente du concentré prévoient un paiement de 90 % de la valeur du concentré dans un délai de 30 jours et du 10 % résiduel dans un délai de 60 jours.
 - Les comptes créditeurs seront réglés dans un délai de 30 jours.
 - Les premiers remplissages pour la mine et les secteurs G&A ont été calculés en fonction d'une réserve d'un mois pour tous les éléments consommables, à l'exception des pneus (quatre mois), du diesel (cinq jours) et de l'électricité (aucune réserve). Aucun achat préalable d'articles d'entretien minier ne sera nécessaire puisque ceux-ci seront détenus en consignation. Les premiers remplissages pour l'usine de traitement ont été calculés par Ausenco selon la méthode des premières composantes.

La VAN est présentée selon un taux d'actualisation de 8 %. La VAN est présentée en dollars réels du T2 2013, et la date du départ de l'actualisation coïncide avec le début de la période de construction du projet en septembre 2014. Aucune dépense importante antérieure à cette date n'est incluse dans l'analyse économique.

Les résultats ont été calculés avant et après impôt. Les résultats après impôt tiennent compte des hypothèses suivantes concernant les régimes fiscaux :

- Les amendements prévus au régime d'impôt sur le revenu des sociétés annoncés dans le budget fédéral 2013 ont été inclus, en particulier :
 - La catégorie 41A, qui permet l'amortissement accéléré d'une partie des dépenses initiales d'investissement dans l'usine, sera graduellement éliminée d'ici 2020.
 - La catégorie des FEC qui permet l'amortissement accéléré de toutes les dépenses initiales d'aménagement sera graduellement éliminée d'ici 2018.
 - Le crédit d'impôt à l'investissement sera graduellement éliminé d'ici 2016.
- Les amendements proposés au régime d'impôt minier du Québec annoncés en mars 2013 seront mis en place avant le début de la production sur le projet Dumont. Ceux-ci comprennent notamment :
 - L'application d'un impôt minier minimum variant de 1 à 4 % selon la rentabilité. La méthodologie utilisée pour calculer le bénéfice avant impôt pour ce nouvel impôt minier

est nouvelle et ne permet pas l'amortissement accéléré des dépenses d'investissement en pré-production, de telle sorte que l'impôt minimum est exigible dès le début de la production commerciale.

- Un taux d'imposition variable est appliqué sur le bénéfice avant impôt, calculé de façon similaire à la législation antérieure. Le taux varie de 16 % pour une marge bénéficiaire avant impôt de 35 % ou moins, jusqu'à 28 % pour une marge bénéficiaire avant impôt de 50 % ou plus.

Les paiements de redevances calculés tiennent compte de l'hypothèse selon laquelle les redevances historiques, à 2 % et 3 % NSR, seront ramenées à 1 % et 1,5 % respectivement, tel que prévu dans les ententes. Le rachat aura lieu lorsque la mine atteindra la production commerciale. Les paiements de redevances calculés comprennent la redevance de 1 % NSR de Red Kite et supposent que la redevance de 0,8 % NSR détenue par Ressources Québec sera rachetée en août 2017, tel que prévu dans l'entente.

22.3 Résultats pour le scénario de base

La durée de vie totale du projet peut être subdivisée en quatre périodes tel que décrit ci-dessous :

- La période de construction, d'une durée de 22 mois débutant en septembre 2014;
- La période de production initiale lorsque le concentrateur aura une capacité de traitement de 52,5 kt/j, d'une durée de 54 mois jusqu'à la fin du mois de décembre 2020;
- La période de production accrue dans la fosse, lorsque le concentrateur aura une capacité de traitement de 105 kt/j, d'une durée de 186 mois (14,5 années) jusqu'à la fin du mois de juin 2036; et
- La période de production à partir des stocks à basse teneur lorsque les activités d'extraction minière dans la fosse auront cessé. Le concentrateur continuera de traiter du minerai à un taux de 105 kt/j sur une durée de 158 mois (12 années et 2 mois) jusqu'à la fin du mois d'août 2049.

Les principaux paramètres économiques pour chacune de ces périodes sont présentés au tableau 22-3. On peut voir que la VAN cumulative jusqu'à la fin de l'exploitation dans la fosse est de 930 M\$ ou 70 % du total pour le projet. Les 30 % résiduels de la VAN du projet (399 M\$) seront réalisés dans la période de traitement des stocks à basse teneur, en bénéficiant du fait que les coûts moins élevés compenseront pour la teneur et la récupération plus faibles.

Tableau 22-3 : Sommaire des paramètres économiques par période

Item	Construct.	'16 – '20 Fosse à 52,5kt/j	'21 – '36 Fosse à 105kt/j	'36 – '49 Stocks à 105k	Total
Minerai extrait (Mt)	21	204	954	0	1 179
Total extrait (Mt)	55	338	2122	0	2 514
Ratio de décapage (stérile : minerai)	1,62	0,66	1,22	0	1,13
Minerai usiné (Mt)	0	84	592	503	1 179
Teneur (% Ni)	0,25	0,34	0,28	0,24	0,27
Récupération au concentrateur (% du Ni)	0	52,7	47,8	33,9	43,0
Nickel payable (Mlbs)	0	307	1 634	833	2 774
Ni payable annuel (Mlbs)	0	68	105	63	84
Équivalent Ni payable annuel (Mlbs)	0	71	111	67	88
Coût au comptant direct net (/lb Ni)	0	4,44	5,04	4,41	4,79
Dépenses en immob. initiales (M)	1 243	25	0	0	1 268
Dépenses en immobilisations d'expansion (M)	0	997	0	0	997
Dépenses en immobilisations de maintien (M)	0	12	725	86	823
Total des dépenses en immobilisations (M)	1 243	1 034	725	86	3 088
Fermeture + variations du fonds de roulement (M)	20	51	47	(73)	45
VAN_{8%} après impôt (M)	(1 183)	424	1 690	399	1 330
TRI après impôt					15,9 %

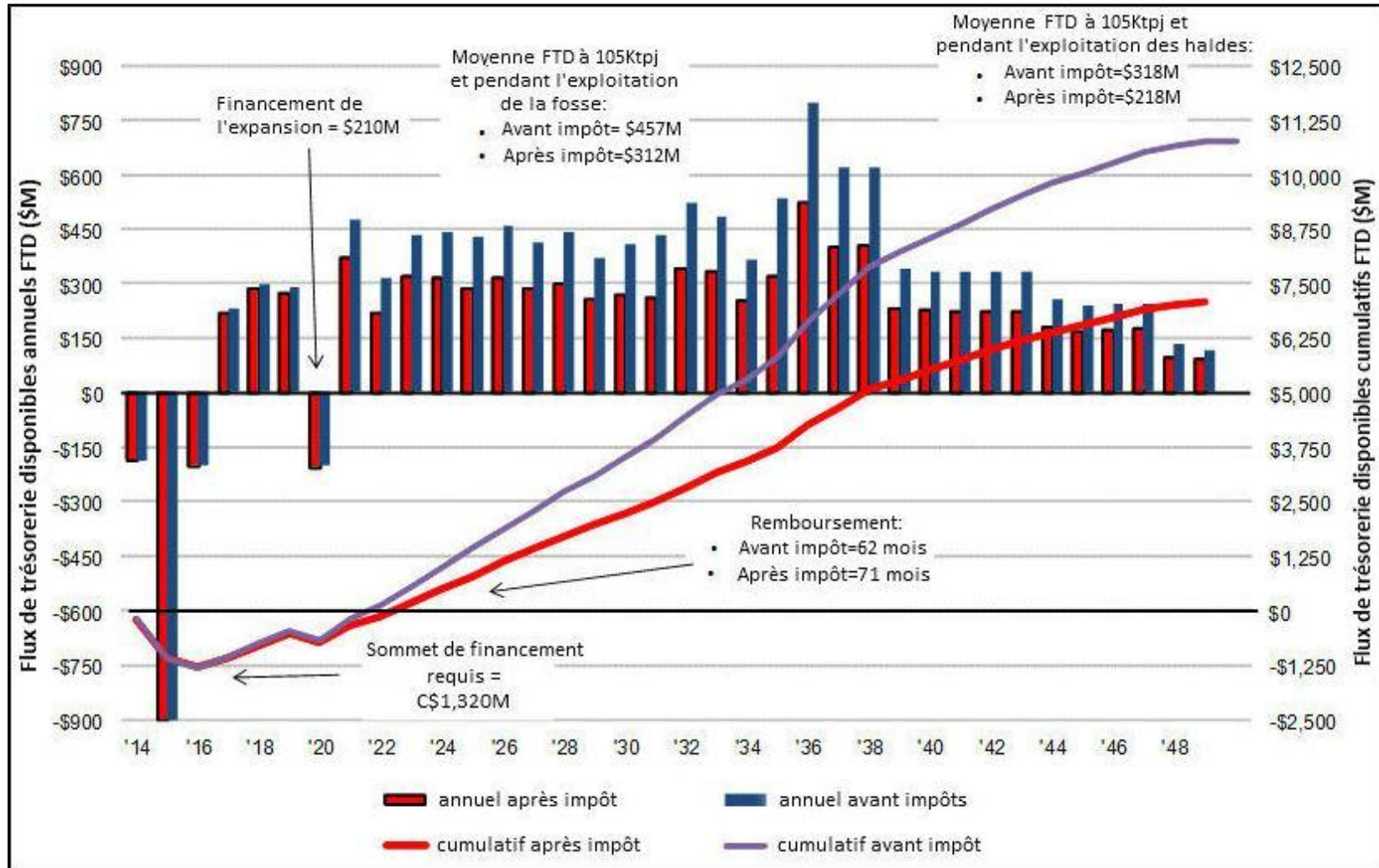
La figure 22.1 montre un graphique des flux de trésorerie sur la durée de vie du projet. Les éléments suivants sont à noter :

- Le montant maximal de financement requis, à 1 320 M\$ (en dollars réels de 2013) est atteint trois mois après le début des opérations commerciales (il est prévu que la mine génèrera des flux de trésorerie positifs à compter du premier trimestre d'exploitation et des flux de trésorerie positifs disponibles à compter du deuxième trimestre d'exploitation).
- Les rendements financiers ne tiennent pas compte du niveau d'endettement et supposent que 100 % du capital initial proviendra de capitaux propres. Il est toutefois probable qu'une partie du capital proviendra d'emprunts. Le moment prévu pour l'expansion a été établi en fonction du temps estimatif requis pour rembourser les emprunts initiaux. En supposant qu'environ 60 % du financement du projet serait sous forme d'emprunts, ce qui représente environ 800 M\$, les flux de trésorerie disponibles suffisants pour rembourser ce montant de financement par emprunts pourraient être générés dans un délai de 34 mois d'exploitation, ce qui permettrait un réinvestissement dans l'expansion de la capacité du concentrateur à 105 kt/j. Environ 80 % de l'investissement requis pour l'expansion serait généré à même les flux de trésorerie disponibles à l'interne durant la période de construction, et un montant additionnel de 210 M\$ serait requis. L'expansion serait mise en service après le 54^e mois. Suite à l'expansion à 105 kt/j, les flux de trésorerie disponibles annuels après impôt atteindraient environ 312 M\$ par année en moyenne durant la période d'exploitation dans la fosse (soit 457 M\$ par année avant impôt).

- Le recouvrement de tous les montants investis (incluant l'expansion) est réalisé environ six années après le démarrage initial.
- Le projet générera au-delà de 218 M\$ en flux de trésorerie disponibles après impôt par année pendant le traitement des stocks de minerai à basse teneur (318 M\$ par année avant impôt).

Le tableau 22-4 présente les paramètres économiques détaillés se rapportant aux flux de trésorerie sur la durée de vie de la mine. Les périodes de temps sont présentées en années suivant le début de la production (le démarrage étant prévu au T3 2016).

Figure 22.1 : Flux de trésorerie sur la durée de vie du projet



Source : RNC.

Tableau 22-4 : Paramètres économiques détaillés

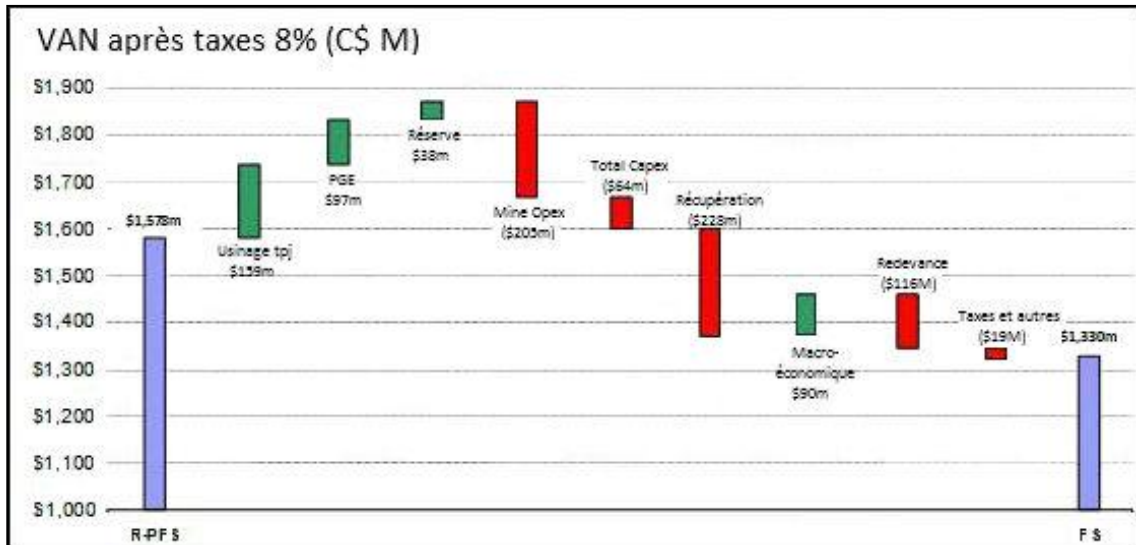
Item	Unités	Total	Préprod.	An 1	An 2	An 3	An 4	An 5	An 6	An 7	An 8	An 9	An 10	Ans 11 - 20	Ans 21-34
Minerai usiné	Mt	1 179	0	17	19	19	19	26	38	38	38	38	38	384	505
Nickel payable	Mlb	2 774	0	43	68	81	81	84	95	98	107	99	117	1 069	832
Cobalt payable	Mlb	59	0	1	1	1	1	2	2	2	2	2	2	22	21
Platine payable	koz	157	0	1	4	4	4	4	4	4	5	5	5	59	58
Palladium payable	koz	332	0	2	10	11	10	9	9	9	12	11	11	124	114
Revenu brut															
Nickel	M\$	27 847 \$	0 \$	487 \$	732 \$	805 \$	814 \$	840 \$	945 \$	976 \$	1 072 \$	991 \$	1 171 \$	10 690 \$	8 324 \$
Sous-produits	M\$	1 483 \$	0 \$	17 \$	34 \$	38 \$	37 \$	39 \$	47 \$	47 \$	54 \$	50 \$	52 \$	560 \$	508 \$
Total	M\$	29 331 \$	0 \$	504 \$	766 \$	843 \$	851 \$	879 \$	992 \$	1 023 \$	1 125 \$	1 042 \$	1 223 \$	11 250 \$	8 833 \$
Traitement et affinage															
Nickel	M\$	3 707 \$	0 \$	63 \$	100 \$	109 \$	111 \$	109 \$	124 \$	128 \$	145 \$	139 \$	157 \$	1 406 \$	1 116 \$
Sous-produits	M\$	222 \$	0 \$	3 \$	5 \$	5 \$	5 \$	6 \$	7 \$	7 \$	8 \$	8 \$	8 \$	84 \$	76 \$
Total	M\$	3 930 \$	0 \$	66 \$	105 \$	114 \$	116 \$	114 \$	132 \$	136 \$	153 \$	146 \$	165 \$	1 490 \$	1 193 \$
Revenu net de fonderie	M\$	25 401 \$	0 \$	438 \$	662 \$	729 \$	735 \$	765 \$	860 \$	887 \$	972 \$	895 \$	1 058 \$	9 759 \$	7 641 \$
Coûts d'exploitation															
Extraction minière	M\$	4 581 \$	0 \$	103 \$	125 \$	127 \$	144 \$	112 \$	161 \$	194 \$	220 \$	262 \$	225 \$	2 522 \$	386 \$
Traitement du minerai	M\$	5 631 \$	0 \$	84 \$	97 \$	97 \$	97 \$	131 \$	182 \$	182 \$	182 \$	182 \$	182 \$	1 822 \$	2 393 \$
G&A	M\$	616 \$	0 \$	16 \$	18 \$	18 \$	19 \$	18 \$	21 \$	22 \$	21 \$	22 \$	21 \$	212 \$	208 \$
Total des coûts d'exploitation	M\$	10 828 \$	0 \$	202 \$	239 \$	242 \$	260 \$	261 \$	364 \$	399 \$	423 \$	467 \$	428 \$	4 556 \$	2 987 \$
Coût au comptant direct net	\$ / lb	4,79 \$	0 \$	5,77 \$	4,58 \$	3,95 \$	4,16 \$	4,01 \$	4,76 \$	4,99 \$	4,88 \$	5,67 \$	4,62 \$	5,13 \$	4,41 \$
Dépenses en immobilisations															
Initiales	M\$	1 268 \$	1 243 \$	25 \$	0 \$	0 \$	0 \$	0 \$	0 \$	0 \$	0 \$	0 \$	0 \$	0 \$	0 \$
D'expansion	M\$	998 \$	0 \$	15 \$	78 \$	116 \$	556 \$	233 \$	0 \$	0 \$	0 \$	0 \$	0 \$	0 \$	0 \$
De maintien	M\$	823 \$	0 \$	5 \$	5 \$	1 \$	1 \$	3 \$	59 \$	168 \$	46 \$	27 \$	55 \$	366 \$	87 \$
Fonds de roulement et fermeture	M\$	45 \$	20 \$	62 \$	7 \$	7 \$	(68 \$)	85 \$	(17 \$)	0 \$	10 \$	(9 \$)	18 \$	29 \$	(99 \$)
Redevances et impôts															
Total des redevances NSR	M\$	659 \$	0 \$	25 \$	57 \$	18 \$	18 \$	18 \$	21 \$	21 \$	24 \$	22 \$	21 \$	233 \$	181 \$
Impôt sur le revenu fédéral à payer	M\$	1 448 \$	0 \$	0 \$	0 \$	0 \$	0 \$	28 \$	44 \$	44 \$	50 \$	41 \$	65 \$	593 \$	583 \$
Impôt sur le revenu provincial à payer	M\$	1 151 \$	0 \$	0 \$	0 \$	0 \$	1 \$	23 \$	35 \$	35 \$	40 \$	32 \$	51 \$	470 \$	464 \$
Impôt minier à payer	M\$	1 070 \$	0 \$	4 \$	11 \$	15 \$	10 \$	10 \$	13 \$	18 \$	37 \$	39 \$	58 \$	489 \$	366 \$
Flux de trésorerie															
Avant impôt	M\$	10 781 \$	(1 263 \$)	103 \$	275 \$	346 \$	(32 \$)	164 \$	432 \$	299 \$	469 \$	389 \$	536 \$	4 576 \$	4 487 \$
Après impôt	M\$	7 112 \$	(1 263 \$)	99 \$	264 \$	331 \$	(44 \$)	103 \$	339 \$	202 \$	342 \$	277 \$	362 \$	3 023 \$	3 077 \$

Source : RNC.

22.4 Rapprochement avec l'étude de préféabilité révisée

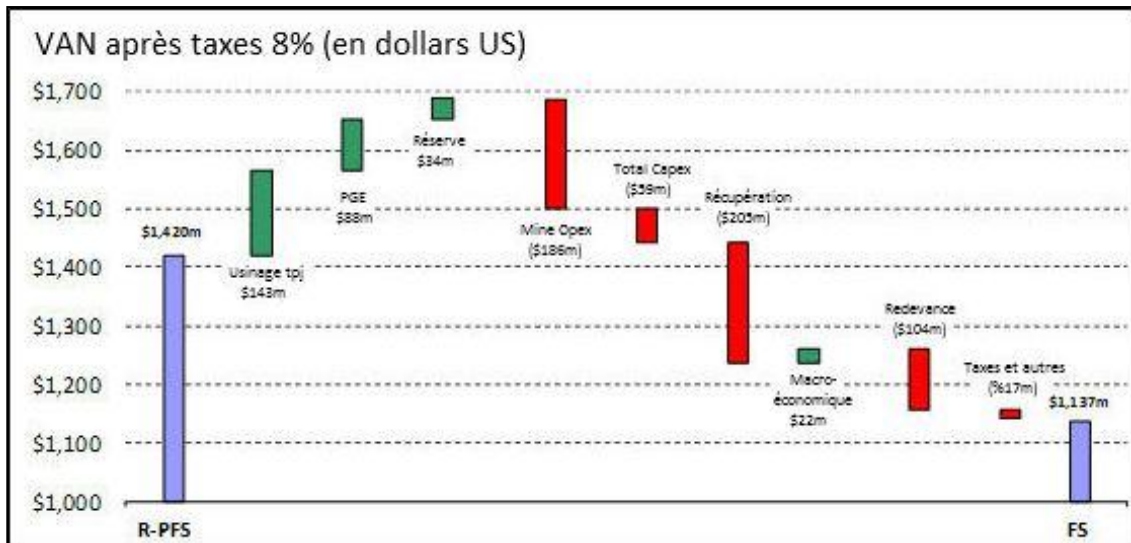
Les figures 22.2 et 22.3 présentent des graphiques en cascades illustrant les changements à la VAN du projet depuis l'étude de préféabilité (ÉPF) révisée, en dollars canadiens et en dollars US respectivement.

Figure 22.2 : Changements à la VAN du projet (en dollars canadiens)



Source : RNC.

Figure 22.3 : Changements à la VAN du projet (en dollars US)



Source : RNC.

Les principaux éléments donnant lieu à un changement de la VAN sont les suivants :

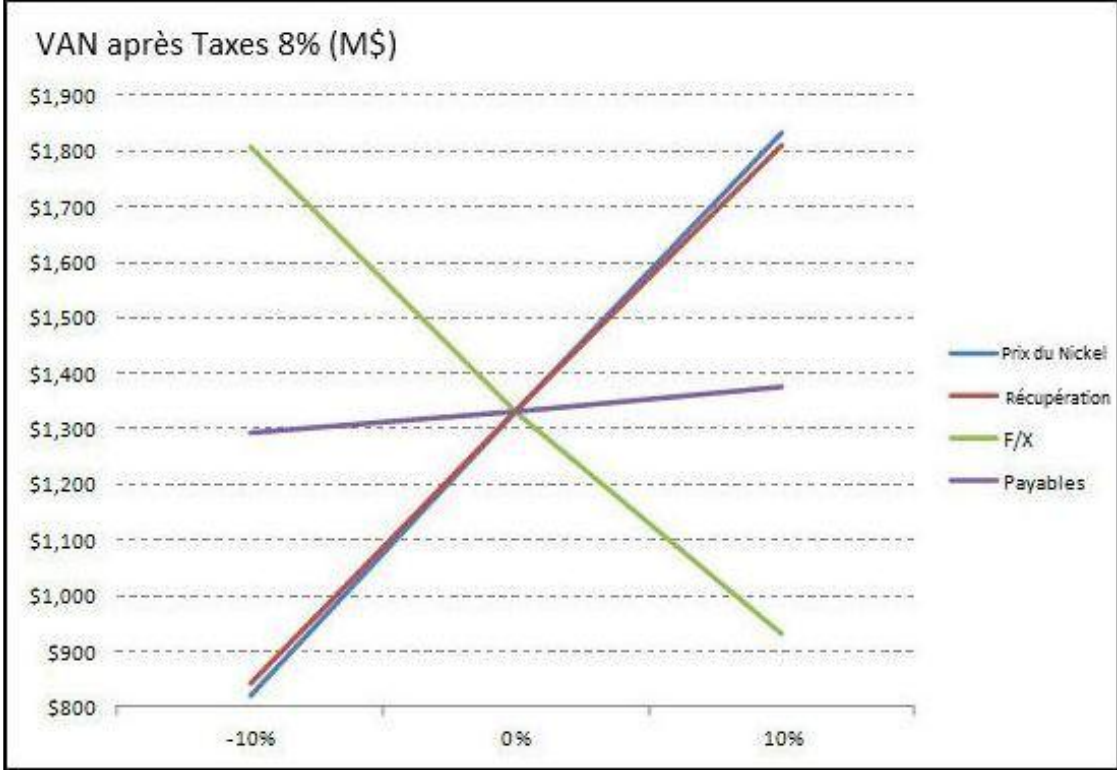
- L'augmentation de 5 % de la capacité de chaque circuit d'usinage, à 52,5 kt/j, a pour effet d'accélérer la production de Ni et de réduire l'impact des frais fixes (principalement les dépenses G&A). L'augmentation de la capacité se solde par une amélioration de la VAN de 159 M\$ (144 M\$ US).
- Dans l'ÉPF révisée, environ 75 % de la minéralisation en ÉGP était classée dans la catégorie des ressources présumées, principalement en raison de l'incertitude concernant la capacité de récupérer le matériel à basse teneur, et a donc été exclus des réserves. Le reste (environ 250 000 oz) produisait une teneur moyenne de 0,9 g/t en concentré, soit inférieure à la déduction à la fonderie de 1,0 g/t, de telle sorte qu'il ne restait aucun métal payable. Des essais plus détaillés effectués dans le cadre de l'étude de faisabilité ont confirmé la possibilité de récupérer les ÉGP à des teneurs dans le concentré supérieures à 4 g/t, de telle sorte que la production payable serait de 490 000 oz. La production d'ÉGP payables se solde par une amélioration de la VAN de 97 M\$ (88 M\$ US).
- L'aménagement de la fosse finale a été optimisé, donnant accès à 112 Mt de minerai supplémentaire, ce qui représente une production supplémentaire d'environ trois ans au taux de production accru de 105 kt/j. L'ajout de minerai se solde par une amélioration d'environ 3 % de la VAN du projet, soit 38 M\$ (34 M\$ US).
- Les coûts d'extraction minière prévus dans l'ÉF (1,64 \$/t de matériel extrait de la fosse, excluant le remaniement des stocks à basse teneur, ou 1,82 \$/t de matériel extrait de la fosse incluant le coût du remaniement des stocks à basse teneur) sont environ 19 % plus élevés que les coûts prévus dans l'ÉPF révisée. Environ 11 % de l'augmentation des coûts découle de l'utilisation de camions conventionnels alimentés au diesel plutôt qu'assisté par un système de trolley comme c'était le cas dans le scénario envisagé dans l'ÉPF révisée. L'intégration d'un système de trolley dans l'ÉPF révisée avait eu un impact sur la VAN de 46 M\$ (41 M\$ US) et il est prévu qu'une amélioration similaire pourrait être réalisée dans le cadre du scénario de l'ÉF.
- Les coûts d'extraction minière sont également plus élevés en raison de l'utilisation accrue d'excavatrices hydrauliques de plus petite taille, particulièrement dans les premières années de production minière où elles pourront accroître la marge de manœuvre à un coût en capital moindre que les pelles à câbles qui avaient été envisagées dans l'ÉPF révisée. Par ailleurs, le schéma d'aménagement a été révisé et l'emplacement du parc à résidus et des haldes a été inversé (pour minimiser les émissions de poussières et de bruit pour les communautés environnantes), ce qui a pour effet d'allonger les distances de halage. Puisque l'impact total de la hausse des coûts d'extraction minière est de 205 M\$ (186 M\$ US), l'impact de l'utilisation d'équipements miniers plus coûteux et des distances de halage plus grandes (en excluant l'impact d'un système de trolley) a été évalué à 159 M\$ (145 M\$ US).
- Les dépenses en immobilisations initiales dans le cadre de l'ÉF ne sont que 3 % plus élevées en dollars canadiens, puisque la hausse des coûts pour l'usine de traitement est en partie compensée par une baisse des coûts de prédécapage et des coûts d'extraction minière associés, ainsi que par la vigueur du dollar canadien et son impact sur les achats en dollars US. Les dépenses en immobilisations d'expansion montrent une augmentation de 22 %, en raison des coûts plus élevés pour l'usine de traitement et le parc à résidus, par contre les dépenses en immobilisations de maintien sont inférieures de 11 %. L'impact net de la hausse des dépenses en immobilisations est de 64 M\$ (59 M\$ US).

- La récupération globale du Ni est environ deux pour cent plus faible que celle prévue dans l'ÉPF révisée, en raison de modifications aux équations de récupération découlant des essais plus détaillés, particulièrement dans le domaine enrichi en Hz, ainsi que l'utilisation d'une teneur de coupure supérieure plus conservatrice pour le bloc modèle, reflétant les limites de l'ensemble de données STP. L'impact de cette récupération plus faible est de 228 M\$ (205 M\$ US).
- En dollars US, les dépenses en immobilisations initiales sont de 8 % plus élevées dans l'ÉF.
- L'ÉF intègre un profil des prix à court et moyen terme pour les métaux, le pétrole (et donc le carburant diésel), l'acide et le taux de change. Ce profil est basé sur les prévisions faisant l'objet d'un consensus parmi les analystes. À compter de 2018, des prix fixes à long terme sont utilisés (à l'exception de l'acide qui atteint un prix fixe à long terme en 2025). Les prévisions macroéconomiques utilisées dans l'ÉF se soldent par une amélioration de la VAN en dollars canadiens de 90 M\$, mais de seulement 22 M\$ en dollars US en raison de la variation du taux de change. Il est à noter que le profil des taux de change utilisé explique pourquoi le TRI en dollars canadiens, à 15,9 %, est supérieur au TRI en dollars US, à 15,2 %.
- Environ 47 % de la baisse de la VAN en dollars canadiens s'explique par la vente de redevances à Ressources Québec et à Red Kite, le produit de ces ventes ayant été utilisé pour financer le développement du projet. L'impact en dollars US est moindre, à 37 % de la baisse globale.
- Les révisions aux régimes d'impôt minier provincial et d'impôt fédéral sur le revenu des sociétés, ainsi que d'autres facteurs, ont pour effet de réduire la VAN de 19 M\$ (17 M\$ US).

22.5 Analyse de sensibilité

Le projet est plus sensible aux facteurs qui ont une incidence sur les revenus ainsi qu'au taux de change entre le dollar canadien et le dollar US. La figure 22.4 montre qu'une variation de $\pm 10\%$ de l'un ou l'autre des facteurs ayant une incidence sur les revenus (prix du Ni, récupération du Ni) a un impact symétrique de 37 %, l'augmentation en pourcentage de la VAN pour les revenus plus élevés étant équivalente à la baisse en pourcentage pour les revenus plus faibles. Il est à noter que la variation du taux de récupération est relative et non absolue. Une variation du taux de change produit un impact asymétrique, l'amélioration découlant d'une baisse de 10 % du taux de change (hausse de 36 % de la VAN) étant supérieure à la réduction de la VAN découlant d'un taux de change plus vigoureux de 10 % (baisse de 30 % de la VAN). Les payables représentent une variation de $\pm 10\%$ de la déduction à la fonderie (l'hypothèse de départ étant 7 %), et une variation de 10 % de ce facteur se solde par une variation symétrique de la VAN de 3 %.

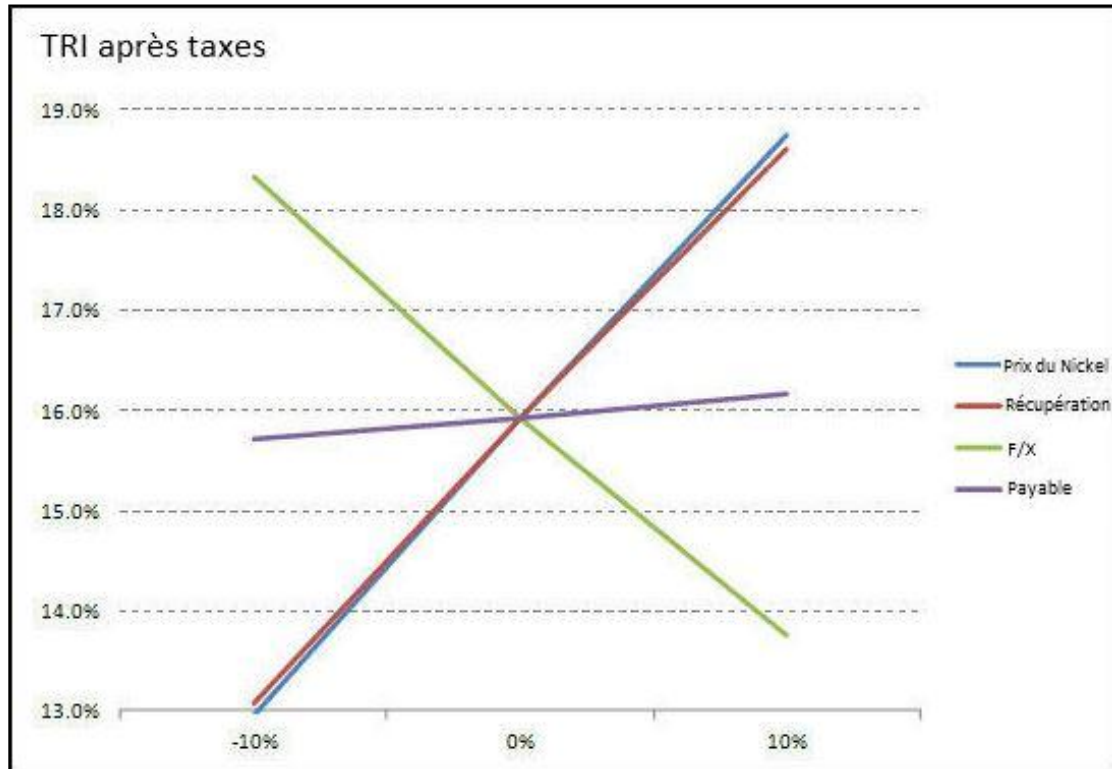
Figure 22.4 : Sensibilité de la VAN du projet aux variations des principales hypothèses



Source : RNC.

La figure 22.5 illustre une relation similaire entre la sensibilité du TRI et les variations des principaux paramètres.

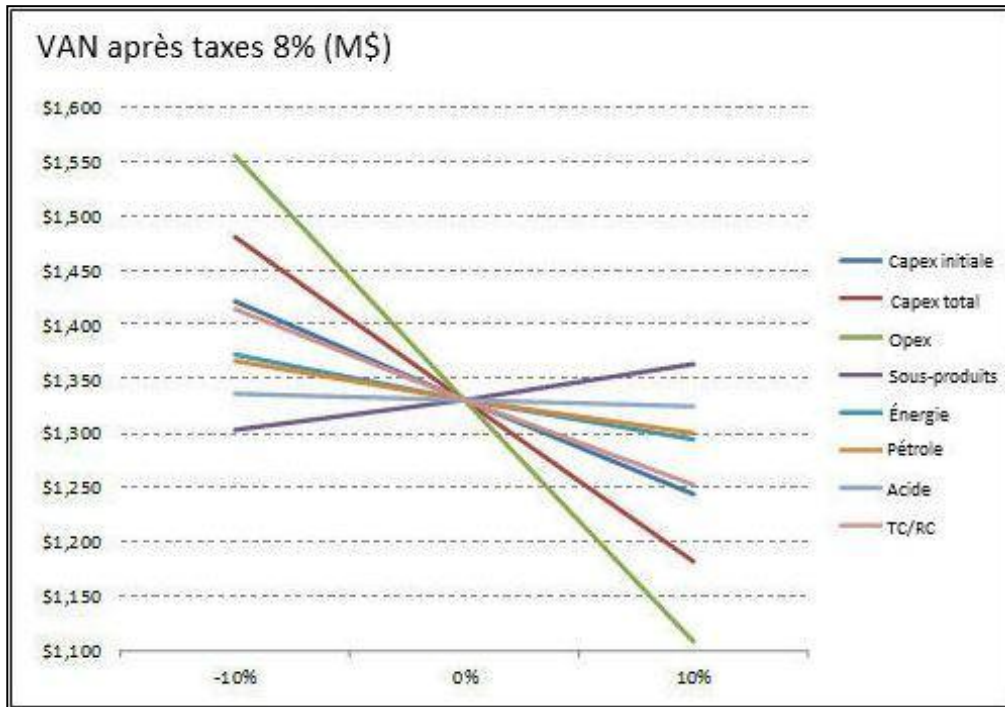
Figure 22.5 : Sensibilité du TRI du projet aux variations des principales hypothèses



Source : RNC.

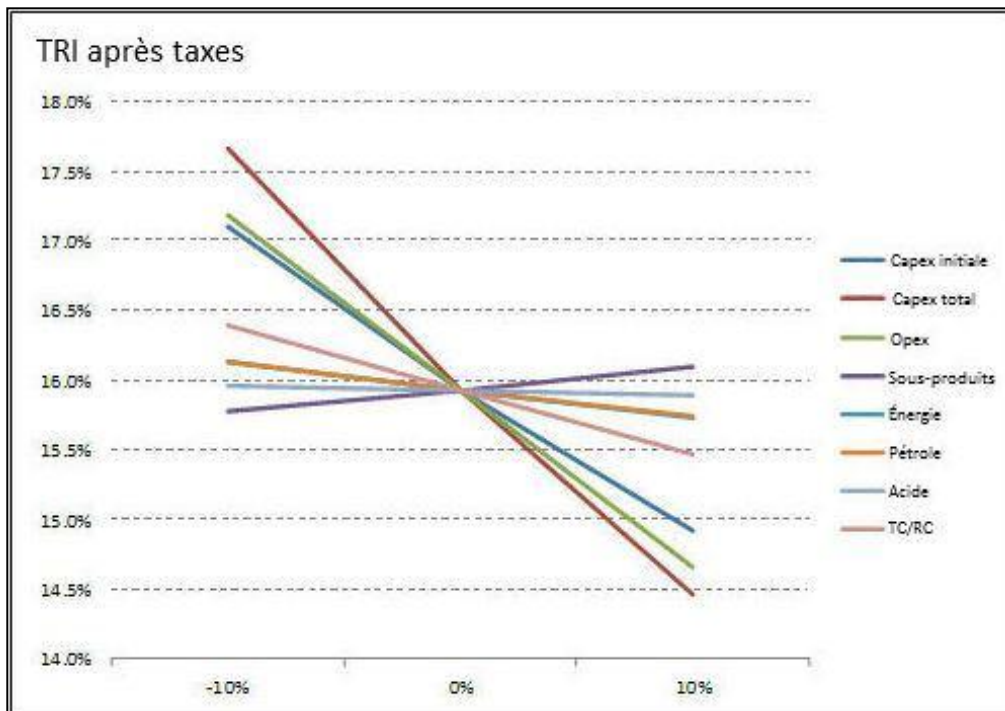
Les paramètres de rendement du projet sont moins sensibles aux variations des autres paramètres – une variation de 10 % des coûts d'exploitation sur le site ayant un impact de 17 % sur la VAN du projet. Grâce au plan de développement par étapes, les paramètres de rendement sont moins sensibles aux variations des dépenses en immobilisations, de telle sorte qu'une variation de 10 % du total des dépenses en immobilisations n'a qu'un faible impact de seulement 11 % de la VAN. L'impact d'une variation de 10 % des frais de traitement et d'affinage est environ moitié moindre que celui des dépenses en immobilisations, à 6 % de la VAN du scénario de base. Le projet est encore moins sensible aux variations du coût de l'énergie, puisqu'une variation de 10 % du prix de l'électricité ou du pétrole (carburant diesel) n'a qu'un impact de 3 % sur la VAN du projet. Enfin, les paramètres de rendement du projet sont insensibles aux variations des prix des sous-produits (impact de 2 %) et au coût de l'acide (impact de <1 %).

Figure 22.6 : Sensibilité de la VAN du projet aux variations des hypothèses secondaires



Source : RNC.

Figure 22.7 : Sensibilité du TRI du projet aux variations des hypothèses secondaires



Source : RNC.

Les tableaux 22-5 à 22-10 présentent la sensibilité de la VAN du projet, du TRI, des flux de trésorerie, du BAIIA et des coûts au comptant face aux mêmes paramètres. Il est à noter que dans tous les tableaux, le Ni payable est exprimé comme une variance des déductions à la fonderie ($\pm 10\%$ = 0,7 point de pourcentage, de 92,3 % à 93,7 %). On peut constater les éléments suivants :

- À un taux d'actualisation plus élevé, l'importance des dépenses en immobilisations et du taux de change augmente relativement aux autres paramètres.
- Les prix du Ni au seuil de rentabilité après impôt (VAN = 0 \$) sont les suivants :
 - 8 % = 7,00 \$ US/lb (22 % de moins que le prix prévu dans le scénario de base);
 - 9 % = 7,25 \$ US/lb (19 % de moins que le prix prévu dans le scénario de base); et
 - 10 % = 7,50 \$ US/lb (17 % de moins que le prix prévu dans le scénario de base)
- Les coûts au comptant sont relativement insensibles aux variations dans le prix des principaux consommables, puisqu'une variation de 10 % dans le prix de l'électricité et du diesel (pétrole) se solde par une variation d'environ 1 % du coût au comptant brut.

Tableau 22-5 : Sensibilité de la VAN du projet à 8 %

Taux d'actual. = 8 %	Unités	VAN après impôt			VAN avant impôt		
		-10 %	0 %	10 %	-10 %	0 %	10 %
Prix du nickel	M\$	819	1 330	1 832	1 500	2 293	3 085
Récupération	M\$	841	1 330	1 810	1 533	2 293	3 052
Dép. en immob. initiales	M\$	1 421	1 330	1 244	2 410	2 293	2 175
Total des dépenses en immob.	M\$	1 481	1 330	1 182	2 509	2 293	2 077
Coûts d'exploitation	M\$	1 556	1 330	1 108	2 642	2 293	1 943
Prix des sous-produits	M\$	1 303	1 330	1 364	2 249	2 293	2 337
Taux de change	M\$	1 809	1 330	932	3 059	2 293	1 666
Électricité	M\$	1 372	1 330	1 295	2 349	2 293	2 236
Pétrole	M\$	1 366	1 330	1 300	2 341	2 293	2 245
Acide	M\$	1 337	1 330	1 324	2 303	2 293	2 283
Traitement et affinage	M\$	1 414	1 330	1 252	2 417	2 293	2 169
Comptabilisation	M\$	1 292	1 330	1 374	2 232	2 293	2 353

Tableau 22-6 : Sensibilité de la VAN du projet à 9 %

Taux d'actual. = 9 %	Unités	VAN après impôt			VAN avant impôt		
		-10 %	0 %	10 %	-10 %	0 %	10 %
Prix du nickel	M\$	596	1 057	1 508	1 183	1 893	2 603
Récupération	M\$	616	1 057	1 489	1 213	1 893	2 573
Dép. en immob. initiales	M\$	1 149	1 057	970	2 010	1 893	1 776
Total des dépenses en immob.	M\$	1 206	1 057	910	2 102	1 893	1 684
Coûts d'exploitation	M\$	1 260	1 057	857	2 205	1 893	1 580
Prix des sous-produits	M\$	1 033	1 057	1 087	1 854	1 893	1 932
Taux de change	M\$	1 483	1 057	701	2 574	1 893	1 336
Électricité	M\$	1 094	1 057	1 026	1 943	1 893	1 843

Pétrole	M\$	1 090	1 057	1 030	1 936	1 893	1 850
Acide	M\$	1 063	1 057	1 052	1 902	1 893	1 884
Traitement et affinage	M\$	1 133	1 057	987	2 004	1 893	1 782
Comptabilisation	M\$	1 023	1 057	1 097	1 839	1 893	1 947

Tableau 22-7 : Sensibilité de la VAN du projet à 10 %

Taux d'actual. = 10 %	Unités	VAN après impôt			VAN avant impôt		
		-10 %	0 %	10 %	-10 %	0 %	10 %
Prix du nickel	M\$	409	827	1 235	917	1 556	2 195
Récupération	M\$	427	827	1 218	944	1 556	2 168
Dép. en immob. initiales	M\$	919	827	738	1 672	1 556	1 440
Total des dépenses en immob.	M\$	974	827	681	1 759	1 556	1 354
Coûts d'exploitation	M\$	1 010	827	646	1 837	1 556	1 276
Prix des sous-produits	M\$	805	827	854	1 521	1 556	1 591
Taux de change	M\$	1 209	827	507	2 165	1 556	1 058
Électricité	M\$	860	827	799	1 601	1 556	1 512
Pétrole	M\$	857	827	802	1 595	1 556	1 517
Acide	M\$	832	827	822	1 564	1 556	1 548
Traitement et affinage	M\$	895	827	763	1 656	1 556	1 457
Comptabilisation	M\$	796	827	863	1 508	1 556	1 605

Tableau 22-8 : Sensibilité du TRI du projet

TRI	Unités	TRI après impôt (%)			TRI avant impôt (%)		
		-10 %	0 %	10 %	-10 %	0 %	10 %
Prix du nickel	M\$	13,0	15,9	18,7	15,7	19,5	23,0
Récupération	M\$	13,1	15,9	18,6	15,9	19,5	22,9
Dép. en immob. initiales	M\$	17,1	15,9	14,9	20,9	19,5	18,2
Total des dépenses en immob.	M\$	17,7	15,9	14,5	21,7	19,5	17,6
Coûts d'exploitation	M\$	17,2	15,9	14,7	21,0	19,5	17,9
Prix des sous-produits	M\$	15,8	15,9	16,1	19,3	19,5	19,7
Taux de change	M\$	18,3	15,9	13,7	22,5	19,5	16,7
Électricité	M\$	16,1	15,9	15,7	19,7	19,5	19,2
Pétrole	M\$	16,1	15,9	15,7	19,7	19,5	19,2
Acide	M\$	16,0	15,9	15,9	19,5	19,5	19,4
Traitement et affinage	M\$	16,4	15,9	15,5	20,0	19,5	18,9
Comptabilisation	M\$	15,7	15,9	16,2	19,2	19,5	19,7

Tableau 22-9 : Sensibilité des flux de trésorerie et du BAIIA du projet

Flux de trésorerie/BAIIA	Unités	Flux de trés. d'exploit. moy. par année			BAIIA moyen par année		
		-10 %	0 %	10 %	-10 %	0 %	10 %
Prix du nickel	M\$	258	303	347	339	411	482
Récupération	M\$	260	303	345	342	411	480
Dép. en immob. initiales	M\$	301	303	305	411	411	411
Total des dépenses en immob.	M\$	298	303	308	411	411	411
Coûts d'exploitation	M\$	323	303	283	443	411	379
Prix des sous-produits	M\$	300	303	306	406	411	415
Taux de change	M\$	351	303	263	487	411	348

Électricité	M\$	307	303	299	417	411	405
Pétrole	M\$	305	303	301	414	411	407
Acide	M\$	303	303	302	412	411	410
Traitement et affinage	M\$	310	303	296	422	411	399
Comptabilisation	M\$	299	303	307	405	411	416

Tableau 22-10 : Sensibilité des coûts au comptant du projet

Coûts décaissés	Unités	Coût au comptant net			Coût au comptant brut		
		-10 %	0 %	10 %	-10 %	0 %	10 %
Prix du nickel	\$/ lb Ni	4,68	4,79	4,89	5,22	5,32	5,42
Récupération	\$/ lb Ni	5,16	4,79	4,48	5,76	5,32	4,96
Dép. en immob. initiales	\$/ lb Ni	4,79	4,79	4,79	5,32	5,32	5,32
Total des dépenses en immob.	\$/ lb Ni	4,79	4,79	4,79	5,32	5,32	5,32
Coûts d'exploitation	\$/ lb Ni	4,40	4,79	5,18	4,93	5,32	5,71
Prix des sous-produits	\$/ lb Ni	4,84	4,79	4,73	5,32	5,32	5,32
Taux de change	\$/ lb Ni	4,94	4,79	4,66	5,53	5,32	5,15
Électricité	\$/ lb Ni	4,71	4,79	4,86	5,25	5,32	5,39
Pétrole	\$/ lb Ni	4,74	4,79	4,83	5,28	5,32	5,36
Acide	\$/ lb Ni	4,77	4,79	4,80	5,31	5,32	5,33
Traitement et affinage	\$/ lb Ni	4,64	4,79	4,93	5,18	5,32	5,46
Comptabilisation	\$/ lb Ni	4,81	4,79	4,76	5,35	5,32	5,29

23 PROPRIÉTÉS ADJACENTES

Il n'y a aucune propriété minière immédiatement adjacente qui pourrait influencer l'interprétation de la géologie ou du potentiel exploratoire de la propriété Dumont.

24 AUTRES DONNÉES ET INFORMATIONS PERTINENTES

24.1 Conception du scénario de base

24.1.1 Aperçu général géotechnique du site

24.1.1.1 Introduction

Les données géotechniques (sol et roche) du projet Dumont ont été obtenues au moyen de diverses méthodes sur le terrain et en laboratoire, entre la fin de 2010 et la fin de 2011. Les travaux ont été réalisés par phases et ciblaient toutes les infrastructures majeures de la mine de même que la fosse proposée. L'étude du site a débuté par la préparation d'une carte du terrain au moyen de photos aériennes. Les programmes d'étude des sols sur le terrain, incluant des fosses d'essai, des tranchées, des forages soniques, des sondages métasoniques et des essais de pénétration à pointe conique, ont été réalisés dans le mort-terrain à travers la propriété. Les forages dans le substrat rocheux ont été en grande partie restreints au secteur de la fosse proposée et à celui de l'usine de traitement. Les essais en laboratoire ont été effectués sur des échantillons sélectionnés pour l'évaluation des propriétés techniques de chaque unité de sol ou de roche. Les résultats de ces programmes sont présentés dans une série de rapports de rapport de SRK (SRK, 2011 et 2013).

Le résumé de la morphologie des sols du secteur, les méthodes utilisées lors des levées géotechniques et les résultats correspondants, avec un intérêt plus marqué pour les sols (mort-terrain) de la propriété, sont présentés ci-dessous.

24.1.1.2 Morphologie générale des sols

Le secteur de la propriété Dumont et les alentours ont subi de nombreuses glaciations. Le substrat rocheux a été modelé, en partie, par l'affouillement glaciaire. Divers dépôts glaciaires et postglaciaires forment ainsi la majorité des sols de la région qui comprennent du till, des sables et graviers fluvioglaciers, des silts et argiles glaciolacustres et des sables et graviers fluviaux. Les dépôts organiques qui recouvrent une grande partie de la propriété sont plus récents.

Plusieurs affleurements rocheux subaffleurant sont facilement reconnaissables sur le site. En général, les affleurements sont plus nombreux dans la moitié nord du site. Entre les affleurements, des poches discontinues de till dense à très dense reposent souvent sur le substrat rocheux. Le till est recouvert par des sables et graviers fluvioglaciers denses à très denses provenant des chenaux d'épandage fluvioglaciers. Les silts et argiles glaciolacustres de diverses consistances sont généralement présents dans les secteurs plats et moins élevés. Les sables et graviers fluviaux postglaciaires se trouvent le long des ruisseaux et rivières existantes. À l'exception des affleurements et des cours d'eau, l'ensemble du site est recouvert par une couche de terre végétale et, dans certaines dépressions, par une couche de tourbe.

24.1.1.3 Étude du site

Analyse du terrain

L'analyse du terrain a été basée sur des photographies aériennes en noir et blanc à l'échelle de 1/15 000 couvrant une surface rectangulaire de 9 km par 10 km entre 78° 23,75' et 78° 34' de longitude et entre 48° 36' et 48° 42' de latitude. L'interprétation des photos aériennes a été numérisée et, en plus de la position des affleurements relevés, a été superposée sur une carte

à l'échelle de 1/20 000. Les données de forage disponibles ont été utilisées pour raffiner l'interprétation et les résultats sont présentés dans un rapport et une carte du terrain (SRK, 2011).

Essai de pénétration à pointe conique

Deux phases de pénétration à pointe conique (EPC) ont été réalisées au moyen d'un véhicule monté sur chenilles spécialement conçu pour les programmes d'EPC. Au total, les EPC ont été effectués à 143 sites. Le piézocône électronique a mesuré différents paramètres, comme la résistance en pointe, la friction sur le manchon et la pression interstitielle, tous les cinq centimètres à mesure que le cône s'enfonçait dans le sol. La dissipation de la pression interstitielle et des essais sismiques ont été effectués à des endroits choisis pour obtenir des informations supplémentaires sur les caractéristiques du sol. Pour chaque trou, l'EPC se terminait lorsque la sonde refusait de s'enfoncer davantage, ce qui se produit fréquemment dans les sols très denses ou lorsque le substrat rocheux est atteint. Les résultats de l'EPC de chaque trou de sonde sont présentés comme une série de graphiques indiquant la résistance en pointe, la friction sur le manchon et la pression interstitielle ainsi que le profil du sol interprété (SRK, 2011 et 2013).

Programme de forages soniques

Les forages ont été réalisés en deux programmes de forage sur 129 sites au moyen d'une foreuse sonique montée sur chenilles. La foreuse sonique utilise l'énergie des vibrations de hautes fréquences pour faire avancer le tube carottier et le train de tiges dans le sol. La planification des forages et leurs localisations ont été grandement influencées par l'accessibilité au site, notamment en ce qui a trait aux secteurs en dehors de la fosse proposée. La récupération des carottes est élevée. De nombreux essais ont été effectués sur le site pour évaluer les propriétés géotechniques. Le niveau d'eau souterraine a été mesuré dès qu'un forage était terminé, et ce, pour chaque forage. Un certain nombre de puits de surveillance et de puits de pompage ont été installés en prévision de futurs essais de perméabilité sur le terrain. Par la suite, une série d'autres essais en laboratoire a été complétée sur des échantillons sélectionnés parmi ceux obtenus lors des forages. Un journal de forage a été établi pour chaque trou de forage et les résultats des essais en laboratoire ont été ajoutés aux journaux de forage correspondants.

Autres programmes sur le terrain

Des programmes de fosse d'essai, de tranchée et de sondage métasonique ainsi que des programmes de forage au diamant sont venus compléter l'étude du mort-terrain du site. Les fosses d'essai ont été réalisées au moyen d'une excavatrice sur 67 sites sur l'ensemble du projet, alors que sept tranchées ont été excavées sur le site de l'usine, toujours au moyen d'une excavatrice. Les trous de sondage métasonique ont été effectués sur 153 sites au moyen d'une foreuse légère montée sur trépied qui pénètre dans les couches molles du mort-terrain (argile et silt), mais non dans les sols compacts/denses (sable et gravier) ou dans le substrat rocheux. Finalement, 27 trous de calibre NQ au total ont été réalisés aux alentours du site de l'usine au moyen d'une foreuse au diamant munie d'un carottier en deux demi-coquilles (système de récupération).

24.1.1.4 Sols du site

Les principaux types de sol présents dans le secteur du projet sont, selon un ordre stratigraphique descendant, les suivants : (1) sol organique, (2) argile, (3) silt et sol silteux et (4) sable et gravier. Les caractéristiques géotechniques générales de chacun des types de sol, tels que définis par l'étude du site, sont indiquées ci-dessous.

Sol organique

Par endroits, la surface est recouverte par une couche de 0,5 m à 1,5 m de sol organique qui est généralement constitué de terre végétale ou de tourbe. La terre végétale est un matériel brun foncé mal trié et de plasticité élevée qui est composé d'argile, de silt, de sable et, parfois, de gravier et de matières organiques. La tourbe est brune, amorphe et plutôt molle à très molle. Elle est présente dans les zones planes ou moins élevées et, de ce fait, est généralement saturée.

Argile

Une couche d'argile d'environ 2 à 14 m d'épaisseur est généralement présente dans les secteurs plats et peu élevés, immédiatement en dessous de la couche de sol organique. L'argile est généralement de plasticité moyenne à élevée et est comprise dans les groupes CL à CH selon le Système de classification unifié des sols (USCS). La partie supérieure de la couche d'argile, soit 1 à 1,5 mètres, est généralement brun pâle et humide avec une consistance allant de ferme à rigide. Cette consistance peut persister en profondeur si l'épaisseur totale de sol au-dessus du substrat rocheux est de moins de 6 à 8 m. Toutefois, aux endroits où l'épaisseur d'argile est supérieure à 6 à 8 m, les propriétés de l'argile varient grandement en fonction de la profondeur. Sur un intervalle de 1 à 2 m, l'argile devient graduellement grise et saturée avec une consistance variant de très molle à ferme. Les données de l'EPC indiquent que la résistance au cisaillement sans consolidation de l'argile grise à ces endroits peut être aussi faible que 10 à 30 kPa. De plus, l'argile peut être très sensible, ce qui signifie que la différence entre la résistance maximale (non perturbé) et la résistance résiduelle (très perturbé) peut être très grande. Le tableau 24-1 présente les principaux résultats obtenus sur le terrain et en laboratoire. La figure 24.1 montre les résultats pour la granulométrie de l'argile, alors que la figure 24.2 présente les résultats des limites d'Atterberg pour l'argile.

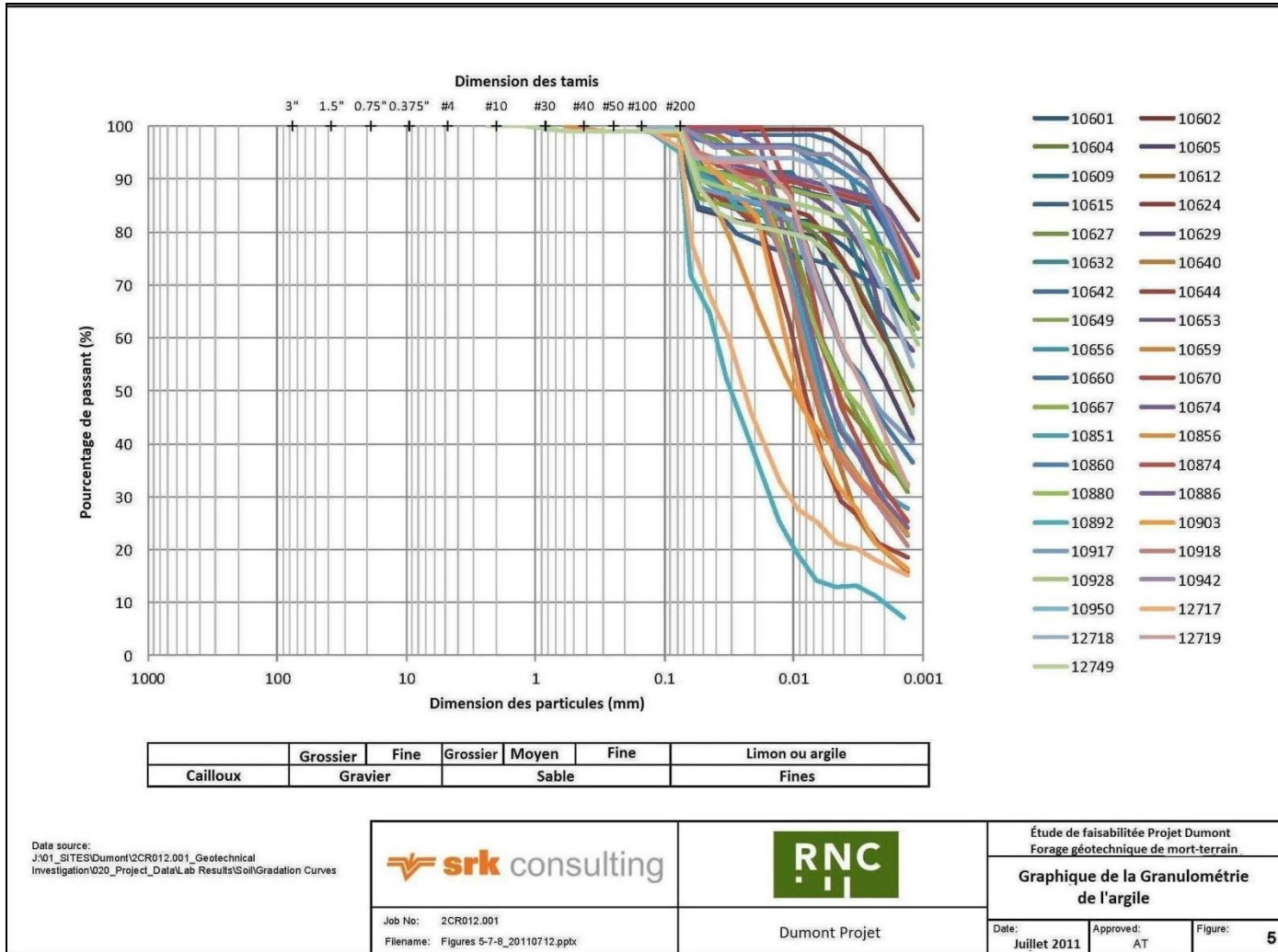
Tableau 24-1 : Résumé des résultats des essais sur le terrain et en laboratoire pour l'argile

Essai - méthode	Nombre d'essais	Valeur minimum	Valeur maximum	Valeur moyenne
Pénétromètre portatif				
Résistance à la compression uniaxiale	235	Aucune mesure ⁽¹⁾	490 kPa ⁽²⁾	47,1 kPa
Résistance au cisaillement sans consolidation		Aucune mesure ⁽¹⁾	245 kPa ⁽²⁾	23,6 kPa
Torvane				
Résistance maximale au cisaillement sans consolidation	222	Aucune mesure ⁽¹⁾	98 kPa ⁽³⁾	16,0 kPa
Résistance résiduelle au cisaillement sans consolidation		Aucune mesure ⁽¹⁾	49 kPa ⁽³⁾	6,2 kPa
Essai scissométrique Nilcon				
Résistance maximale	24	0,11 kPa	3,36 kPa	1,52 kPa
Résistance résiduelle		0,06 kPa	0,68 kPa	0,30 kPa
Sensibilité		1,1	41	11
Teneur en eau (humidité pondérale)	97	22 %	100 %	51 %
Limites d'Atterberg				
Limite de liquidité	83	20 %	75 %	47 %
Limite de plasticité		14 %	30 %	23 %
Indice de plasticité		4	47	25
Indice de liquidité		0,1	3,8	1,3

Poids unitaire	19	14,4 kN/m ³	20,3 kN/m ³	16,9 kN/m ³
Poids spécifique	20	2,63	2,87	2,74
Essai CU triaxial – 3 points				
Angle de frottement (ϕ')	7	25,3°	29,8°	27,6°
Cohésion (c')		3,3 kPa	11,4 kPa	7,3 kPa
Essai UU triaxial – 3 points				
Résistance au cisaillement sans consolidation	6	15,2 kPa	24,4 kPa	18,7 kPa
Consolidation				
Indice de gonflement (C_s)	14	0,02	0,679	0,06
Indice de compression (C_c)		0,36	3,14	1,27
Minéralogie de l'argile (diffraction des rayons X)				
Muscovite-illite	5	2,6%	11,4%	7,2%
Montmorillonite		ND	ND	7 % ⁽⁴⁾
Activité de l'argile	31	1,5	3,5	2,2

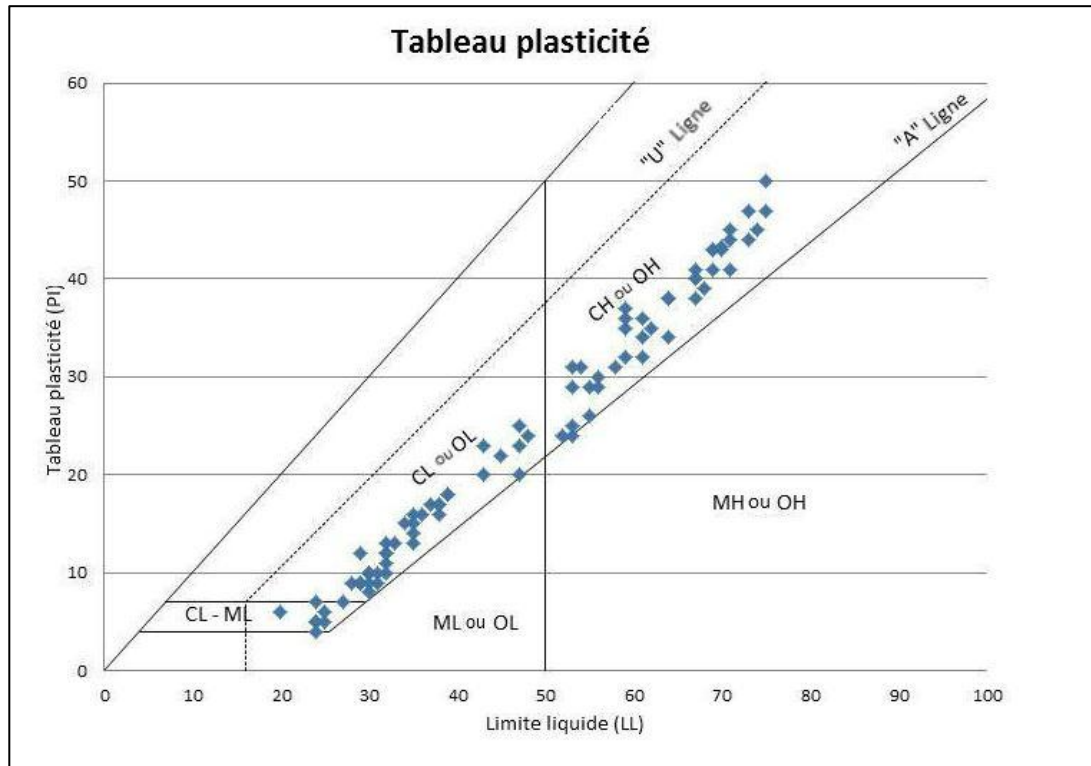
Remarques : 1. « Aucune mesure » signifie que la résistance du sol est inférieure à la limite de détection de l'appareil. 2. Il s'agit de la valeur maximum que peut enregistrer le pénétromètre. La valeur de résistance maximale du sol peut être supérieure à celle indiquée. 3. Il s'agit de la valeur maximum que peut enregistrer le Torvane. La valeur de résistance maximale du sol peut être supérieure à celle indiquée. 4. La montmorillonite n'a été identifiée que dans un seul échantillon.

Figure 24.1 : Résultats pour la granulométrie de l'argile



Source : SRK.

Figure 24.2 : Résultats des limites d'Atterberg pour l'argile



Source : RNC.

Silt et sol silteux

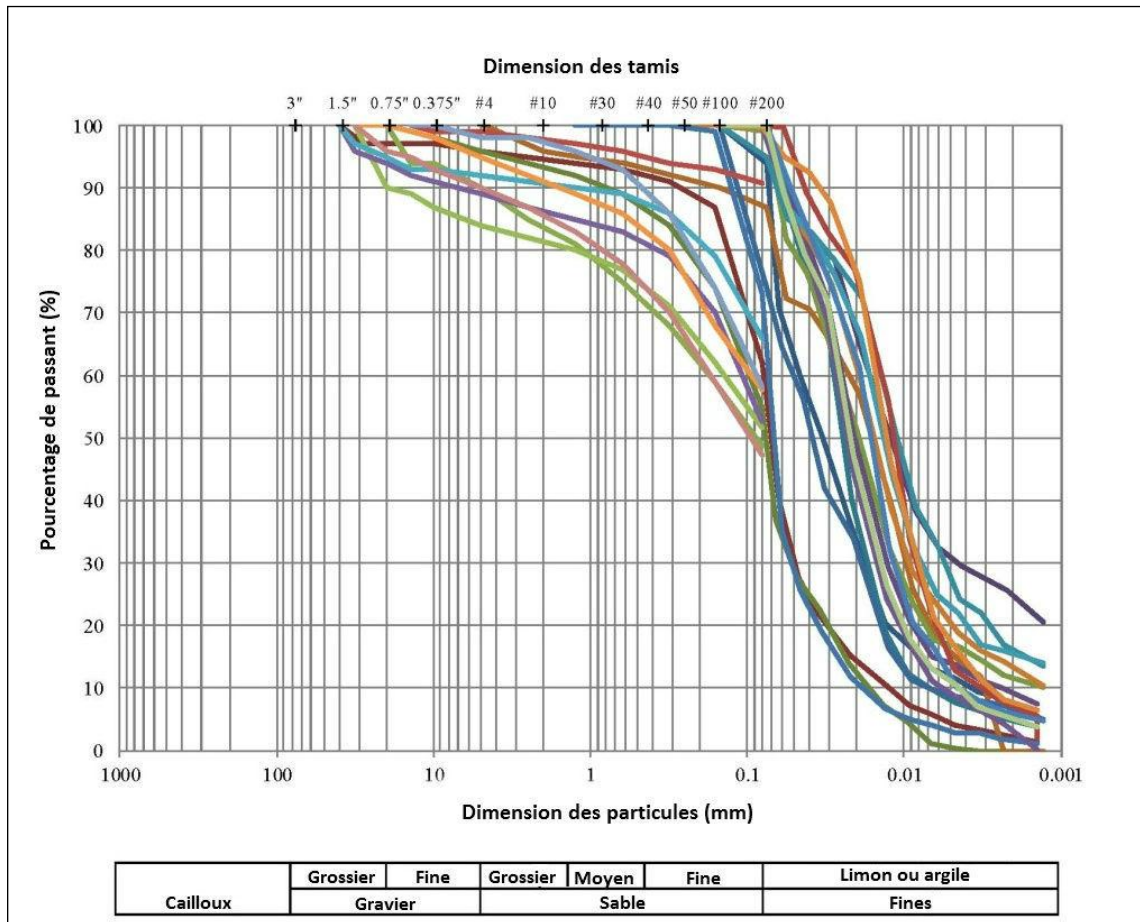
Le silt et le sol silteux sont présents sur l'ensemble du projet à différentes profondeurs. Leur épaisseur varie entre 1 et 20 m. Ils sont regroupés en un seul type de sol qui est le plus souvent associé avec les dépôts fluvioglaciers ou le till et peuvent contenir du gravier, du sable ou de l'argile. La plasticité de cette unité varie d'aucune à moyenne, soit dans les groupes CL-ML à MH. Généralement, il s'agit d'un silt brun grisâtre. Plus de 76 % du matériel passe dans un tamis n° 200. Le matériel silteux contient souvent des lentilles de sable grossier dans une matrice à grain fin. Dans l'ensemble, les sols silteux identifiés sur le site sont rigides à fermes, avec des valeurs estimées de la résistance à la compression sans étreinte variant de 0 kPa jusqu'à plus que 400 kPa. De plus, quelques essais sur le terrain indiquent que la sensibilité du matériel silteux serait potentiellement similaire à celle de l'unité d'argile. Le tableau 24-2 présente les principaux résultats obtenus sur le terrain et en laboratoire pour le silt et le sol silteux. La figure 24.3 montre les résultats pour la granulométrie de ce type de sol.

Tableau 24-2 : Résumé des résultats des essais sur le terrain et en laboratoire pour le silt et le sol silteux

Essai - méthode	Nombre d'essais	Valeur minimum	Valeur maximum	Valeur moyenne
Pénétromètre portatif				
Résistance à la compression uniaxiale Résistance au cisaillement sans consolidation	165	Aucune mesure ⁽²⁾ Aucune mesure ⁽²⁾	490 kPa ⁽³⁾ 245 kPa ⁽³⁾	106 kPa 53 kPa
Torvane				
Résistance maximale Résistance résiduelle Sensibilité	151	Aucune mesure Aucune mesure	98 kPa ⁽⁴⁾ 49 kPa	19 kPa 7,5 kPa
Essai scissométrique Nilcon				
Résistance maximale Résistance résiduelle Sensibilité	9	1,14 kPa 0,57 kPa 2,3	51,3 kPa 6,8 kPa 90	17,6 kPa 3,0 kPa 17
Teneur en	20	18 %	69 %	25 %
Limites				
Limite de liquidité Limite de plasticité Indice de plasticité Indice de liquidité	24	11 % 14 % 2 0,4	30 % 22 % 8 5,5	20 % 19 % 5 2,1
Poids unitaire	8	15,5 kN/m ³	20,2 kN/m ³	18,0 kN/m ³
Essai CU triaxial – 3 points				
Angle de frottement (ϕ') Cohésion (c')	4	31,7° 0 kPa	34,5° 10,6 kPa	33,2° 4,45 kPa
Consolidation				
Indice de gonflement (C_s) Indice de compression (C_c)	2	0,05 0,40	0,08 0,41	0,07 0,41

Remarques : 1. La moyenne n'a pas représentative puisqu'il n'y a que deux résultats. 2. « Aucune mesure » signifie que le paramètre du sol est inférieur à la limite de détection de l'appareil. 3. Il s'agit de la valeur maximum que peut enregistrer le pénétromètre. La valeur de résistance maximale du sol peut être supérieure à celle indiquée. 4. Il s'agit de la valeur maximum que peut enregistrer le Torvane. La valeur de résistance maximale du sol peut être supérieure à celle indiquée.

Figure 24.3 : Résultats pour la granulométrie du silt et du sol silteux



Source : RNC.

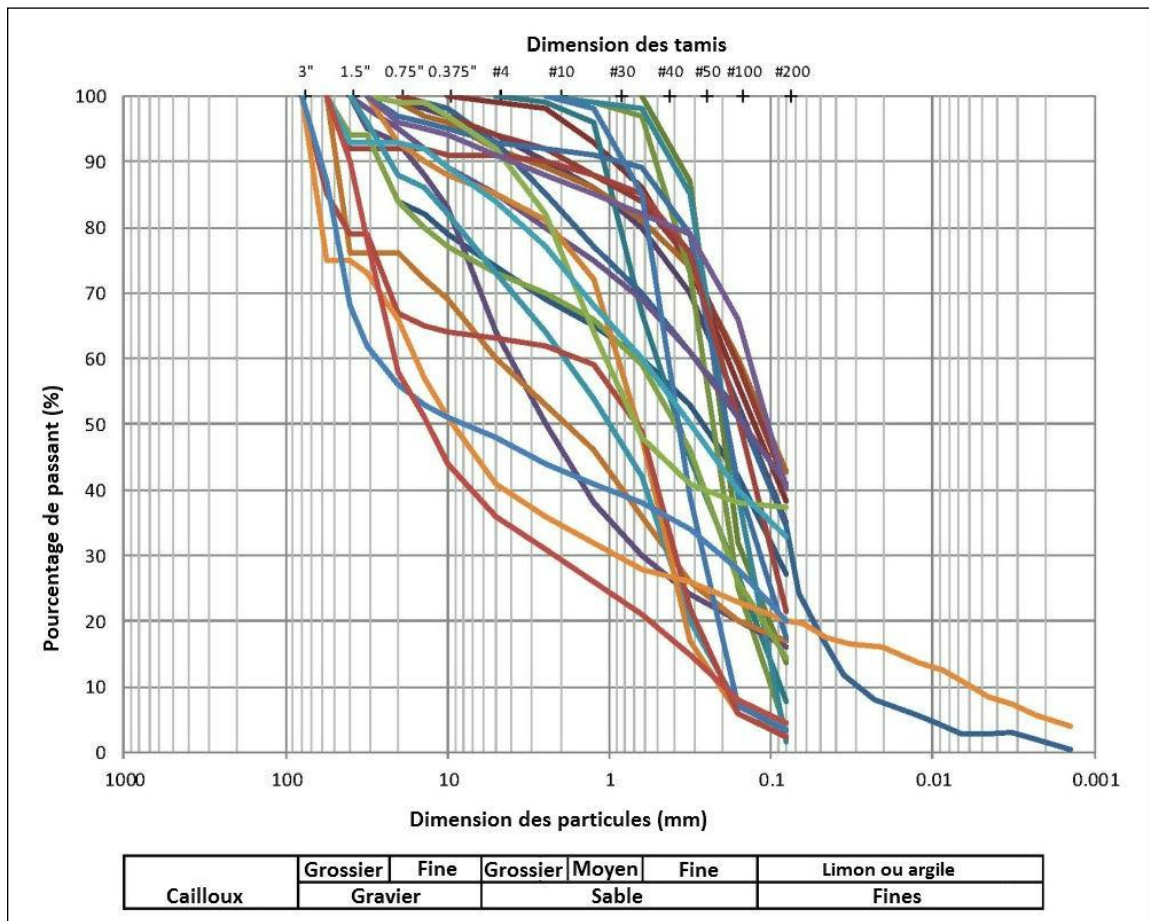
Sable et gravier

Le sable et le gravier du secteur sont regroupés dans un seul type de sol qui est généralement associé soit aux activités fluviales postglaciaires, soit à l'épandage glaciaire et à la formation d'eskers. Le matériel sablonneux et graveleux est présent dans les eskers et dans des lentilles avec un matériel silteux dense. Son épaisseur varie entre 1 et 40 m. Il est généralement composé de matériel sablonneux brun de densité moyenne à élevée, allant de mal à bien classé. Moins de 8 % de son contenu passe dans un tamis n° 200 et il est constitué à 60 %, en poids, de gravier. Le tableau 24-3 présente les principaux résultats obtenus sur le terrain et en laboratoire pour le sable et le gravier. La figure 24.4 montre les résultats pour la granulométrie des sables et graviers

Tableau 24-3 : Résumé des résultats des essais sur le terrain et en laboratoire pour le sable et le gravier

Essai - méthode	Nombre d'essais	Valeur minimum	Valeur maximum	Valeur moyenne
Essai de pénétration standard (EPS)	32	3 coups de mouton/pieds	+60 coups de mouton/pieds	24 coups de mouton/pieds
Pénétromètre portatif	102	Aucune mesure	441 kPa	85 kPa
Torvane				
Résistance maximale Résistance résiduelle	28	Aucune mesure Aucune mesure	343 kPa 98 kPa	50 kPa 14 kPa
Teneur en	52	1 %	61 %	12 %

Figure 24.4 : Résultats pour la granulométrie du sable et du gravier



Source : RNC.

24.1.1.5 Matériaux d'emprunt

Des matériaux d'emprunt seront nécessaires, au minimum, pour construire les infrastructures suivantes :

- voies d'accès
- recouvrement des surfaces des aires de dépôt et des aires de travail du site
- digues (composants d'ingénierie des digues liées aux installations de gestion des résidus et à la gestion des eaux)
- structures de rétention de l'argile grise et saturée de l'aire de stockage du mort-terrain
- structures de rétention de l'argile grise et saturée excavée lors de la construction des structures de gestion des eaux (bassins et fossés).

Les matériaux d'emprunt qui serviront spécifiquement à cette fin seront surtout des roches stériles, plus précisément du gabbro et du basalte qui seront exploités comme déchet. Ces deux types de roche seront disponibles dans les affleurements qui seront exploités au moment du prédécapage et tout au long de la durée de vie de la mine. Il est prévu que l'approvisionnement sera adéquat pour l'ensemble des besoins de construction. Advenant que l'approvisionnement soit insuffisant à court terme, du matériel de nature granulaire, comme le sable et le gravier qui sont présents dans les couches profondes sur de vastes étendues au-dessus de la fosse, pourrait aussi être utilisé. Dans de nombreux cas, le stérile sera aussi utilisé, mais ses caractéristiques de lixiviation devront être prises en compte. De l'argile compactable sera utilisée pour les digues du parc à résidus et à la gestion des eaux. L'argile brune de consistance ferme à rigide qui sera excavée de la fosse sera la principale source d'argile compactable. Tous les matériaux d'emprunt requis proviendront des activités de décapage (ou d'extraction) dans la fosse.

24.1.1.6 Agrégats

Les agrégats seront principalement utilisés pour fabriquer le béton requis lors de la construction des infrastructures du site.

Les essais ont confirmé que les roches stériles comme le gabbro et le basalte sont d'excellents matériaux pour les agrégats et contiennent de très faibles concentrations d'impuretés qui sont nuisibles au béton. Comme pour les matériaux d'emprunt, le gabbro et le basalte seront produits lors des activités de décapage, puis broyés à des installations situées à proximité du broyeur primaire. Ces installations seront par la suite utilisées pour le broyeur de l'empierrement.

24.1.2 Site de l'usine

24.1.2.1 Localisation

Le site de l'usine sera localisé au nord-ouest de la fosse et à l'est de la 2^e cellule du parc à résidus. Il sera aligné selon une direction nord-ouest sud-est pour profiter de la présence d'une série de larges affleurements de roc. La pertinence d'utiliser ces affleurements comme fondation pour les importantes structures sensibles au tassement comprises dans la conception de l'usine a été un facteur clé dans le choix de l'emplacement et de l'aménagement des infrastructures du site.

24.1.2.2 Base de données géotechnique

La base de données géotechniques du site proposé pour l'usine provient principalement de la cartographie des affleurements de roc, de fosses d'essai, de tranchées, de sondage

métasonique et de forage au diamant dans le mort-terrain. Quelques EPC et quelques trous de forage sonore ont été effectués à proximité du site de l'usine pour compléter la base de données.

24.1.2.3 Conditions stratigraphiques et géotechniques générales

La stratigraphie du mort-terrain sur le site minier se compose principalement de matériaux granulaires (sables et silts) reposant sur le substrat rocheux, avec des affleurements proéminents dans la partie sud de l'usine (secteur de broyage) et près du concasseur. Les matériaux à grains fins (silt et argile) sont observés à quelques endroits, mais, en général, leur présence n'est pas répandue sur le site de l'usine. L'épaisseur habituelle du mort-terrain granulaire est d'environ 8 m et peut varier de manière importante sur de courtes distances. De profondes poches de mort-terrain atteignant jusqu'à 52 m d'épaisseur peuvent être trouvées à l'endroit où sera localisée la halde d'alimentation en minerai.

24.1.2.4 Recommandations relatives à la conception

Les recommandations relatives à la conception des assises du site de l'usine sont résumées ci-dessous :

- Les structures lourdes sensibles au tassement devront être assises sur le roc. Les fondations peuvent être installées directement sur la roche là où le roc affleure et là où il est à faible profondeur ou sur pieux lorsque la surface rocheuse est enterrée profondément.
- Les structures légères peuvent être assises sur des fondations peu profondes reposant sur du sable et du silt, à la condition que ceux-ci répondent aux exigences en matière de tassement et de capacité. Autrement, elles devront, dans la mesure du possible, être assises sur le roc peu profond; dans le cas contraire, des radiers ou des pieux porteurs pourront être considérés pour les fondations.
- Les fondations peu profondes doivent être installées à 2,5 m sous la surface du sol afin de prendre en considération la profondeur de gel.

Dans la mesure du possible, les infrastructures ne doivent pas être assises sur l'argile grise et saturée, indépendamment du fait qu'elle soit très malléable ou qu'elle soit ferme. Lorsque cela s'avèrera impossible, le type de fondation choisi devra répondre aux critères de tassement et de capacité portante admissibles.

24.1.3 Mise en œuvre du projet

24.1.3.1 Stratégie d'implantation

RNC reconnaît que la manière dont un projet est implanté influe sur tous les aspects du développement du projet, notamment sur les coûts en capital, le calendrier de réalisation et la gestion des risques. Ainsi, une stratégie préliminaire d'implantation du projet a été préparée.

RNC a préparé une stratégie pour l'implantation du projet, une stratégie d'octroi de contrats et une approche globale de construction. La stratégie qui en résulte a et continuera de guider les travaux exécutés en lien avec l'étude de faisabilité. La stratégie considère le développement du projet sur une base IACG, l'entrepreneur étant responsable de la conception du projet, de l'achat des matériaux et des fournitures, de l'équipement et des services. De plus, la totalité ou des parties de l'usine de traitement peuvent être construites à prix fixe, sur une base IAC clé en main. L'entrepreneur IACG, le cas échéant, devra assister RNC dans la gestion des entrepreneurs particuliers IAC.

Au cours de la phase d'ingénierie du projet, l'entrepreneur IACG développera un plan de contrats qui établit la portée avant l'attribution de l'entrepreneur IACG, certains lots de travaux de construction liés au début des activités du site pouvant être soumissionnés et octroyés. Ces lots contractuels peuvent comprendre des lots de terrassement en vrac, des travaux d'infrastructures, l'alimentation en électricité pendant de la construction, les installations temporaires, la préparation du site et l'approvisionnement en béton, les matériaux et les besoins en équipement pour les travaux de construction sur le terrain.

Il est prévu que les lots contractuels comprendront des contrats de service et de soutien technique majeurs et mineurs similaires à la distribution proposée. Cette distribution peut être modifiée pour s'ajuster à la capacité d'un entrepreneur qualifié de réaliser et de supporter des activités dans plusieurs domaines et aux ressources dont il dispose pour assurer et fournir la main-d'œuvre et les principaux équipements requis pour la construction lors de tels travaux.

Inversement, dans quelques secteurs de construction commune, plusieurs entrepreneurs pourraient travailler côte à côte en vue de soutenir les contraintes du calendrier de réalisation ou les délais liés à la température, c.-à.-d. le bâtiment de l'usine de traitement (pré-ingénierie détaillée) a été divisé et comprend le secteur de broyage, les secteurs de flottation et le reste du bâtiment qui incluent les étapes de dégrossissage/purification et l'aire de chargement du concentré.

L'entrepreneur IACG doit comprendre que même si la « philosophie » des contrats favorise d'importants contrats horizontaux, la flexibilité de respecter le calendrier de réalisation est importante.

RNC optimisera les possibilités d'activer le démarrage de la construction et maximisera la progression de la construction du site avant les impacts de l'hiver.

Avant la mobilisation, une réunion de lancement entre l'entrepreneur IACG et RNC devra être tenue. Le calendrier de réalisation, les éléments livrables et les entrepreneurs qualifiés potentiels auront déjà été sélectionnés et retenus.

Les travaux débiteront avec :

- le développement global du site : accès, décapage, excavations en vrac, contrôle du drainage et développement des aires de travail;
- la préparation des installations temporaires : roulottes, aires de dépôt et aires des entrepôts;
- la préparation de la route d'accès lors de la construction à l'intérieur du site du projet;
- le prolongement de la ligne électrique de 13,8 kV jusqu'au secteur de l'entrepreneur.

Aussitôt que l'installation des roulottes de l'entrepreneur IACG est terminée, l'entrepreneur IACG mobilisera une équipe restreinte sur le terrain pour installer et superviser l'alimentation électrique temporaire et la relocalisation de l'eau douce et pour coordonner les problèmes liés au début de la construction.

Les travaux majeurs de terrassement initiaux seront sous la responsabilité du secteur mine de RNC (« RNC Mining Group »), ce qui permettra de préparer la voie en vue de la mobilisation des premiers contrats de construction et d'approvisionnement. L'avancement du nivellement du site permettra d'ouvrir le site pour le reste des contrats identifiés et la réception des équipements/matériaux. À ce stade, une discipline de travail s'imposera en raison des multiples activités en parallèle.

À mesure que les excavations détaillées progresseront et que les secteurs seront prêts pour le bétonnage, le projet sera en mesure de supporter des activités de construction sur tous les fronts à partir du concasseur primaire jusqu'à l'aire de chargement du concentré.

Les activités techniques et d'approvisionnement seront alors orientées vers la construction pour supporter les travaux sur le site et des mesures seront prises pour établir les protections hivernales, soit des structures temporaires et des appareils de chauffage.

L'élément clé de tout ceci est le montage du bâtiment destiné au broyage au-dessus des secteurs des broyeurs à boulets et des broyeurs SAG. L'acier de structures peut être monté par temps froid, mais il est nécessaire de considérer l'installation du toit et des parements en vue du vent et de la neige. Le montage du bâtiment nécessitera qu'il soit érigé en même temps que les travaux de fondation et des précautions devront être prises pour la sécurité du personnel au sol et en hauteur.

L'approvisionnement des bâtiments de l'usine de traitement débutera tôt. Pour prendre en considération tous les bâtiments en accordant la priorité aux éléments suivants :

- ateliers de broyage;
- déschlammage;
- flottation;
- dégrossissage/purification;
- chargement du concentré;
- périmètre d'entreposage des haldes;
- structure du concasseur primaire.

Il est prévu que le montage de ces structures peut être effectué simultanément en raison de la dimension et du profil particulier de chaque secteur.

Les murs d'enceinte des bâtiments de l'usine de traitement sont des éléments critiques au maintien des activités de construction lors des mois d'hiver ainsi qu'au maintien des étapes clés du calendrier de réalisation.

L'été 2015 sera crucial pour la construction du périmètre de l'aire d'entreposage du minerai grossier et des convoyeurs adjacents à partir du concasseur primaire et du convoyeur d'alimentation du broyeur SAG.

Parallèlement à l'achèvement de l'équipement de traitement, des convoyeurs et de la tuyauterie, le nivellement final de la route, le nivellement du site et le nettoyage seront effectués. Les installations temporaires construites seront progressivement démontées, les contrats des entrepreneurs seront dénoués et le transfert systématique du projet au groupe des opérations sera réalisé.

L'entrepreneur IACG ajoutera à son équipe des ingénieurs et des techniciens pour la mise en service et assignera à chacun un secteur de mise en service défini. L'entrepreneur IACG participera à la planification des travaux et à la réalisation des essais dans chaque secteur.

L'entrepreneur IACG sera responsable du développement de procédures exhaustives concernant l'étiquetage et la sécurité lors de la mise en service qui seront spécifiques au projet Dumont. Les procédures s'appliqueront à la transition entre la construction et la mise en service et de la mise en service aux opérations de RNC.

La définition de la stratégie d'implantation du projet continuera d'évoluer dans le but de guider et d'informer les évaluations logistiques et commerciales entreprises dans l'ultime but d'optimiser et de diminuer le risque lors de la construction et du développement du projet.

24.1.3.2 Calendrier du projet

Un résumé du calendrier du projet est illustré à la figure 24.5. Ce calendrier tient compte de :

- La durée globale du calendrier de réalisation des débuts des travaux d'ingénierie de base afin de se procurer les équipements à long délai de livraison jusqu'à la fin de la mise en service du minerai est de 36 mois. Les dates des étapes-clés sont fournies au tableau 24-4.
- La durée du calendrier de réalisation dépend en grande partie de l'approbation du permis de construction, de l'achat anticipé de l'équipement à long délai de livraison, de l'étude technique détaillée et de l'installation des broyeurs SAG.
- L'approbation du certificat d'autorisation au T3 2014
- L'approbation du permis de construction du site est prévue au T3 2014.
- Le projet, comme il est décrit dans l'étude de faisabilité, servira d'assise à l'étude d'impact environnemental et social (ÉIES).
- Les forages géotechniques en vue de l'étude technique détaillée débuteront au T3 2013 et seront terminés au T4 2013.
- Les travaux préliminaires d'ingénierie débuteront en T3 2013; des engagements visant à acheter divers équipements mécaniques d'importance (des éléments à inscrire à l'actif), comme les broyeurs, leurs moteurs, les concasseurs primaires et les bancs de flottation, seront pris en T4 2013.
- L'octroi du contrat IACG (EPCM) aura lieu au T4 2013, l'ensemble des efforts d'ingénierie débuteront aux T1 2014.

Figure 24.5 : Calendrier préliminaire de réalisation

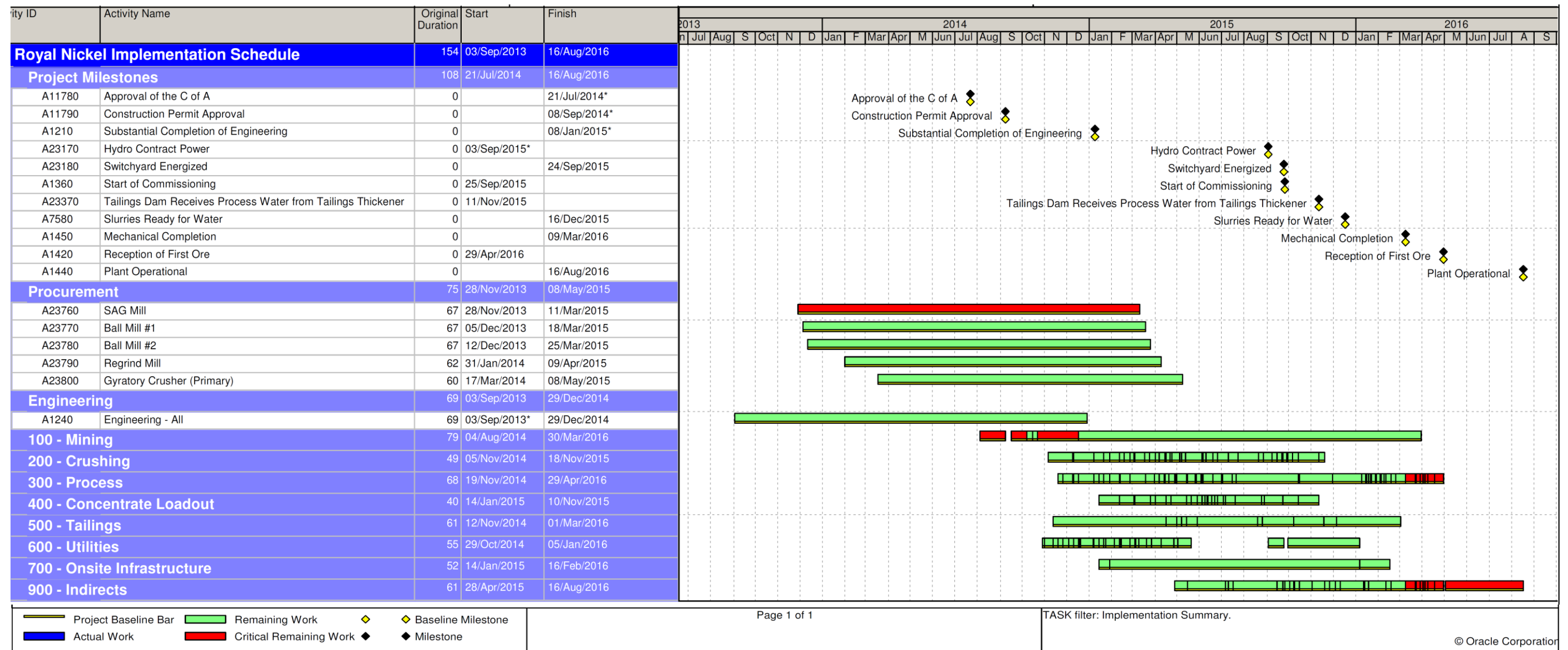


Tableau 24-4 : Calendrier de réalisation du projet nickélique Dumont — Principales dates d'importance

Critères	Date
Début de l'étude technique détaillée pour l'équipement à long délai de livraison	T3 2013
Commande de l'équipement à long délai de livraison	T4 2013
Début d'un IACP complet	T1 2014
Approbation du certificat d'autorisation	T3 2014
Approbation du permis de construction	T3 2014
Réalisation substantielle de l'ingénierie	T1 2015
Contrat d'alimentation électrique avec Hydro	T3 2015
Début de la mise en service	T3 2015
Réalisation des aspects mécaniques	T1 2016
Arrivée du premier minerai	T2 2016
Usine opérationnelle	T3 2016

Le calendrier a été établi en tenant compte des stratégies d'approvisionnement suivantes et du délai de livraison de ces équipements d'importance :

- Broyeurs semi-autogènes et à boulets : 57 semaines (FOB Chine) pour les broyeurs de grande dimension; concasseur primaire : 50 semaines; bancs de flottation : 70 semaines, (commandés par lots), fabriqués en Chine.
- Appel d'offres pour les éléments à long délai de livraison au T4 2013 pour permettre la prise d'engagements une fois que le projet a été approuvé.
- Montant forfaitaire pour les appels d'offres concernant les contrats et les achats d'importance
- Appel d'offres en se servant de dessins techniques achevés à 60 %
- Attribution d'un contrat unique à un fournisseur qui fournira les broyeurs et qui assurera leur transport, leur installation et leur mise en service
- Fabrication d'acier profilé qui sera gratuitement mis à la disposition de l'entrepreneur sur place, lequel sera responsable des structures, de la mécanique et des conduits (SMC)
- Fabrication de tôleries épaisses qui seront gratuitement mises à la disposition de l'entrepreneur SMC
- Achat de tous les équipements par l'ingénieur responsable de l'ingénierie, l'approvisionnement, la construction et la gestion de projets pour le compte du directeur, lesquels seront mis à la disposition de l'entrepreneur SMC
- Secteur de l'usine de traitement :
 - un entrepreneur effectuera la majeure partie des travaux relatifs au terrassement, aux routes, au drainage, aux digues et aux installations de gestion des résidus.
 - un (ou deux) entrepreneur civil effectuera les travaux de terrassement et de bétonnage; la fourniture des barres d'armature, des boulons d'ancrage, du coffrage, etc. fera partie intégrante de ce contrat.
 - un (ou deux) entrepreneur SMC construira les structures d'acier et installera les équipements, les tôleries épaisses, les conduits et la tuyauterie. La fourniture de matériel et d'équipement de moindre importance fera partie intégrante de ce contrat.
 - un entrepreneur effectuera l'installation électrique et celle de différents appareils.

- Infrastructures :
 - un entrepreneur effectuera l'installation de la ligne électrique principale de 10,5 km de longueur qui alimentera le site Dumont.
 - un entrepreneur fournira le camp de construction et ses composants, et en assurera le transport et l'installation.
 - un entrepreneur fournira la voie ferrée et ses composants, et en assurera l'installation.
 - un entrepreneur fournira la fabrique d'explosifs et ses composants, et assurera la production.
 - un entrepreneur fournira le parc minier.
 - un entrepreneur effectuera les travaux d'excavation préliminaire.
 - un entrepreneur fournira tous les composants des conduits du site et en assurera l'installation.

Idéalement, le nombre d'entrepreneurs doit être réduit au minimum, mais l'état du marché et les considérations commerciales du moment influenceront sur les décisions qui seront prises.

24.1.4 Plan de fermeture et de restauration

24.1.4.1 Mise en contexte et déroulement du projet

Le plan de fermeture et de réhabilitation tient compte des exigences spécifiques énoncées dans le « Guide et modalités de préparation du plan et exigences générales en matière de restauration des sites miniers au Québec » (MRN et MEF, 1997) publié par les autorités québécoises.

La mise en œuvre des activités de fermeture et de restauration décrites dans le plan pour le projet Dumont est divisée en cinq grandes étapes. Ces cinq étapes et les principales activités opérationnelles qui s'y rattachent sont les suivantes :

- Étape 1 (de l'an 2 au démarrage) : prédécapage et développement initial de la fosse; construction des infrastructures minières y compris la digue de départ du parc à résidus dans la première cellule de résidus (cellule 1 du parc à résidus).
- Étape 2 (du démarrage à l'an 6 environ) : développement continu de la fosse; traitement minéral et utilisation de la cellule 1 du parc à résidus. Bien que les analyses réalisées jusqu'à présent suggèrent qu'une usine de traitement des eaux n'est pas requise à cette étape du projet, elle pourrait toutefois s'avérer nécessaire.
- Étape 3 (de l'an 7 à l'an 22 environ) : développement de la fosse jusqu'à ses dimensions maximales; traitement minéral; construction et utilisation de la deuxième cellule de résidus (cellule 2 du parc à résidus) et construction de l'usine de traitement des eaux (si elle n'a pas été construite à l'étape 2) et utilisation au besoin; la fermeture et la restauration de la cellule 1 du parc à résidus seraient effectuées au début de cette étape.
- Étape 4 (de l'an 23 à l'an 35 environ) : traitement du minerai provenant des stocks de minerai à basse teneur; déposition des résidus miniers dans la fosse et utilisation de l'usine de traitement des eaux; la fermeture et la restauration de la cellule 2 du parc à résidus seraient effectuées au début de cette étape, ainsi que la fermeture et la restauration des empilements de mort-terrain, de certaines portions des haldes de roches stériles et ainsi que des stocks de minerai à basse teneur; suivi en continu et restauration potentielle des éléments fermés durant cette étape ou lors d'étapes antérieures.

- Étape 5 (à compter de l'an 33) : utilisation de l'usine de traitement des eaux, au besoin; accumulation d'eau dans la fosse; fermeture des éléments résiduels; suivi et restauration potentielle des éléments fermés durant cette étape ou lors d'étapes antérieures.

24.1.4.2 Objectifs

L'objectif global de fermeture consiste à établir des conditions chimiques et physiques qui protégeront l'environnement et la santé humaine. Dans la mesure du possible, les efforts de restauration auront pour but de remettre le site dans un état général qui est conforme aux terrains environnants. Le site fera l'objet d'un programme de suivi et d'entretien après la fermeture de façon à démontrer que de telles conditions ont été mises en place.

Afin de déterminer la stratégie de fermeture la plus appropriée pour chaque composante des infrastructures, les critères de fermeture ont été alignés avec les exigences en matière de fermeture et de restauration décrites dans le document publié par le MRN et le MEF en 1997. Les critères de fermeture suivants ont été pris en compte dans le processus :

- démolir et retirer toutes les constructions, les campements et les installations industrielles et réhabiliter toutes les empreintes affectées;
- assurer la stabilité des pentes à long terme pour tous les empilements et haldes;
- établir une végétation de densité adéquate pour protéger les pentes en sol meuble contre l'érosion;
- rétablir la végétation dans les secteurs remis en état pour utilisation normale du territoire.

24.1.4.3 Activités de fermeture et de restauration

Les installations et les différents secteurs du projet, ainsi que le moment où les activités de fermeture et de restauration correspondantes se dérouleront sont résumés au tableau 24-5. Les activités générales de fermeture et de restauration pour chacune des installations ou des secteurs du projet sont décrites au tableau 24-6.

Tableau 24-5 : Sommaire des différents éléments du projet et du calendrier de restauration

Installations ou zone du site	Réhabilitation par étape
Usine et atelier d'entretien mécanique sur place	Étape 5
Complexe administratif	Étape 5
Usine de fabrication d'explosifs	Étape 4
Installations d'entreposage du carburant	Étape 5
Routes et voies ferrées	Restauration progressive tout au long des étapes 4 et 5
Empilements de matériaux réutilisables et de mort-terrain	Restauration progressive tout au long des étapes 3, 4 et 5
Haldes de roches stériles	Restauration progressive tout au long des étapes 3, 4 et 5
Haldes de minerai à basse teneur	Restauration progressive tout au long des étapes 4 et 5
Parc à résidus	Restauration progressive tout au long des étapes 3 et 4
Fosse	Étape 5
Usine de traitement des eaux	Étape 5
Système de gestion des eaux	Restauration progressive tout au long des étapes 4 et 5

Tableau 24-6 : Sommaire des différents éléments du projet et des activités de restauration prévues

Installations ou zone du site	Activités de fermeture et de remise en état
Usine et atelier d'entretien mécanique sur place	Conserver ce qui est possible, démolir et détruire le reste de façon appropriée, réhabiliter les sols contaminés par les hydrocarbures, déblayer et remblayer, recouvrir s'il y a lieu et revégétaliser
Complexe administratif	Conserver ce qui est possible, démolir et détruire le reste de façon appropriée, déblayer et remblayer, recouvrir s'il y a lieu et revégétaliser
Usine de fabrication d'explosifs	Conserver ce qui est possible, démolir et détruire le reste de façon appropriée, déblayer et remblayer, recouvrir s'il y a lieu et revégétaliser
Installations d'entreposage du carburant	Conserver ce qui est possible, démolir et détruire le reste de façon appropriée, réhabiliter les sols contaminés par les hydrocarbures, déblayer et remblayer, recouvrir de matière végétale s'il y a lieu et revégétaliser
Routes et voies ferrées	Défaire les routes non nécessaires après la fermeture ainsi que les rails de voies ferrées, déblayer et remblayer, recouvrir de matière végétale s'il y a lieu et revégétaliser
Empilements de matériaux réutilisables et de mort-terrain	Déblayer et remblayer s'il y a lieu et revégétaliser
Haldes de roches stériles	Déblayer et remblayer s'il y a lieu, recouvrir de matière végétale et revégétaliser
Haldes de minerai à basse	Déblayer et remblayer l'empreinte, scarifier et revégétaliser

Installations ou zone du site	Activités de fermeture et de remise en état
teneur	
Parc à résidus	Recouvrir de matière végétale, revégétaliser et établir à chaque cellule un déversoir ou un orifice de drainage des eaux de surface
Fosse	Drainer la fosse de l'eau provenant de l'élimination des résidus, remplir avec les eaux de ruissellement et les précipitations directes, établir un déversoir vers le ruisseau non désigné et revégétaliser les sections des parois de la fosse qui se trouvent au-dessus du niveau de déversement
Usine de traitement des eaux	Assurer le traitement aussi longtemps que nécessaire; mettre hors service et démolir par la suite; déblayer et remblayer, recouvrir de matière végétale et revégétaliser
Système de gestion des eaux	Mettre hors service dès que/lorsque possible : déblayer, remblayer et revégétaliser

24.1.4.4 Suivi et entretien après la fermeture

Le suivi post-fermeture a pour but de confirmer que les objectifs de fermeture ont bel et bien été atteints et comportera les activités typiques suivantes :

- des inspections régulières des différentes installations du projet par des ingénieurs professionnels et des experts en revégétalisation; et
- des programmes annuels d'échantillonnage des eaux d'infiltration et des eaux de surface conçus pour assurer un suivi de l'évolution de la qualité de l'eau locale.

Des travaux d'entretien seront effectués dans les secteurs où le suivi aura identifié la nécessité d'y faire des réparations.

24.1.5 Références et comparatifs de coûts

Tel que décrit ci-dessous, les dépenses en immobilisations et les coûts d'exploitation prévus pour Dumont sont considérés comme réalistes et réalisables en raison des caractéristiques uniques inhérentes au site et ont été validés au moyen de références et de comparatifs appropriés.

24.1.5.1 Dépenses en immobilisations

L'investissement requis pour la construction du projet Dumont devrait être influencé favorablement par son emplacement et sa proximité aux infrastructures déjà existantes, ainsi que par certaines caractéristiques du gisement qui sera exploité et du minerai qui sera transformé.

En particulier :

- La proximité aux villes d'Amos, de Val-d'Or et de Rouyn-Noranda élimine la nécessité de construire un campement pendant la construction.
- Puisque la propriété est bordée par une route principale et est traversée par un chemin de fer, aucune dépense majeure n'est requise pour établir un lien avec les réseaux de transport.
- La propriété peut être alimentée en électricité à partir d'une ligne à haute tension existante qui passe à une distance d'environ 10 kilomètres. Le coût d'installation pour se relier à cette ligne sera ultimement assumé par Hydro-Québec.

- Le gisement présente un ratio de décapage assez faible et la fosse de départ affleure en surface, de telle sorte que le tonnage de prédécapage est faible et les besoins modestes pour ce qui est de la flotte initiale.
- Le schéma de traitement est conventionnel.
- La proximité des infrastructures, le faible tonnage de prédécapage et le schéma de traitement sans complications devraient faire en sorte que la construction soit réalisée dans un délai relativement court.

Les principaux comparatifs utilisés pour préparer l'estimation des dépenses en immobilisations initiales pour Dumont, qui s'établit à 1 268 M\$, comprennent les éléments suivants :

- D'après les renseignements rendus publics, la mine d'or Canadian Malartic d'Osisko a été construite pour un montant évalué à 1 029 M\$. Cette mine est située à environ 65 km du projet Dumont, et son envergure et les opérations de traitement qui s'y déroulent sont similaires à ce qui est prévu pour le projet Dumont. Il est à noter que les dépenses d'investissement pour Canadian Malartic comprenaient environ 170 M\$ pour le programme de relocalisation communautaire, ce qui ne sera pas nécessaire pour le projet Dumont. La construction de la mine Canadian Malartic a été réalisée dans un délai de 18 mois.
- La mine de cuivre à ciel ouvert de Copper Mountain, située près de Princeton en Colombie-Britannique. Le taux d'extraction minière de cette mine est comparable à ce qui est envisagé pour le projet Dumont, tandis que la capacité nominale du concentrateur, à 35 kt/j, est environ 65 % de la capacité prévue pour le projet Dumont. D'après les renseignements rendus publics, la mine Copper Mountain a été construite pour un montant évalué à 429 M\$.

24.1.5.2 Coûts d'exploitation

Les coûts d'exploitation sont aussi favorablement influencés par l'emplacement et les caractéristiques du gisement qui sera exploité et du minerai qui sera traité, en particulier :

- La proximité des villes d'Amos, de Val-d'Or et de Rouyn-Noranda élimine la nécessité de fournir des camps d'hébergement sur le site minier. La distance qui sépare ces villes du projet est telle que les travailleurs auront à voyager sur des distances raisonnablement courtes.
- Le coût d'extraction minière par tonne extraite devrait être faible compte tenu de certains facteurs dont la nature massive de la minéralisation (qui permet l'utilisation de grandes pelles à câbles), les taux de production élevés, et l'indice d'abrasion très faible pour 75 % du matériel rocheux qui sera extrait. Ces éléments combinés au faible ratio de décapage qui se situe à 1,1 : 1 environ, se solderont par un faible coût par tonne de minerai.
- Le coût de traitement devrait être peu élevé compte tenu du faible coût de l'énergie au Québec (présentement moins de 5 ¢/kWh), la grande envergure du projet, et l'indice d'abrasion faible de l'ensemble du minerai qui sera usiné.

La principale référence utilisée pour préparer l'estimation des coûts d'exploitation pour le site Dumont, évalués à 9,18 \$/t de minerai (moyenne sur la durée de vie du projet), est la mine à ciel ouvert Gibraltar de Taseko, située en Colombie-Britannique. Malgré un ratio de décapage beaucoup plus élevé, à environ 4 : 1, les coûts sur le site à Gibraltar étaient de 9,10 \$/t en 2011 et de 10,72 \$/t en 2012. Il est à noter que les coûts en 2012 ont été influencés négativement par une augmentation de la production en amont de l'expansion de l'usine. Autre fait important à noter : le niveau des coûts d'extraction minière à Gibraltar, qui selon les rapports seraient de

1,03 \$/t extraite en 2011 et de 1,33 \$/t extraite en 2012; le coût pour 2012 étant environ 20 % de moins que le coût moyen de 1,68 \$/t estimé sur la durée de vie de la mine du projet Dumont.

24.2 Opportunités

24.2.1 Transport du minerai par camions assistés d'un système de trolley

24.2.1.1 Mise en contexte

Un camion de halage diesel-électrique typique utilise un moteur diesel pour faire fonctionner un alternateur de traction, lequel produit l'électricité utilisée pour faire fonctionner les moteurs des roues. Le cabinet de contrôle du camion conditionne l'énergie en termes de volts et d'ampères, de telle sorte que les moteurs fourniront la vitesse et le couple désirés – de la même façon qu'une transmission le ferait dans un camion à transmission mécanique. La vitesse du véhicule sur une pente est limitée par la puissance en chevaux-vapeurs du moteur diesel. Avec un système de trolley, deux pantographes sont montés sur le devant du camion de telle sorte que l'énergie électrique peut être captée des lignes de contact aériennes. Ces lignes sont soutenues par des poteaux rigides et l'électricité est acheminée à la ligne par une sous-station électrique. Des mécanismes de contrôle additionnels sont ajoutés au camion et l'énergie provenant des lignes aériennes peut être directement acheminée aux moteurs des roues (figure 24.6).

Lorsque le camion est sur le trolley, son moteur diesel et son alternateur ne sont pas utilisés pour la propulsion. La vitesse du moteur est automatiquement ramenée au mode repos, et toute l'énergie utilisée pour la propulsion provient des lignes aériennes. La vitesse d'un camion alimenté au diesel est limitée par la puissance en chevaux-vapeur de son moteur, mais la vitesse d'un camion assisté par trolley est limitée par la capacité de ses moteurs de traction (et des convertisseurs sur les circuits AC).

Figure 24.6 : Système de trolley à Palabora



Source : RNC.

Les économies associées à l'utilisation d'un système de trolley peuvent être décrites comme suit :

- Économies en coûts d'énergie - découlant du fait que l'énergie qui alimente les moteurs des roues provient d'une ligne aérienne (et donc du réseau électrique) plutôt que du moteur diesel à bord du camion. La valeur des économies varie en fonction des kilomètres de déplacements par trolley et des prix relatifs du carburant et de l'électricité.
- Économies liées à la productivité - en raison de la vitesse accrue des camions de halage sur trolley dans les montées. L'amélioration peut atteindre près de 100 %. Ceci permet de réaliser le plan d'exploitation minière avec un nombre réduit de camions, sans compter la réduction de personnel associé.
- Réduction des coûts d'entretien - l'intervalle d'entretien pour les moteurs diesels est généralement modélisé en fonction de la consommation de carburant. Puisqu'un camion assisté d'un système de trolley présente un taux de consommation plus faible, l'intervalle entre les mises au point et les remplacements de pièces peut être prolongé.

En plus des avantages de coûts présentés ci-dessus, l'utilisation d'un système de trolley génère également des bénéfices environnementaux importants découlant de la réduction des particules et des gaz à effet de serre associés à la génération d'énergie à partir d'hydrocarbures.

Les économies associées à l'utilisation d'un système de trolley sont en partie atténuées par les coûts associés à l'utilisation d'un tel système, notamment :

- Les infrastructures fixes - incluant la ligne de contact aérienne, les poteaux et la sous-station.
- Les infrastructures sur les camions - incluant le pantographe et les mécanismes de contrôle associés à bord.
- L'entretien en continu des infrastructures fixes et à bord des camions.
- Les rampes plus larges - pour accommoder les infrastructures du système de trolley (principalement les sous-stations), la largeur des rampes équipées du système de trolley serait augmentée de 5 m. Ceci pourrait se solder par des pentes globales moins inclinées et l'extraction d'une plus grande quantité de matériel stérile.

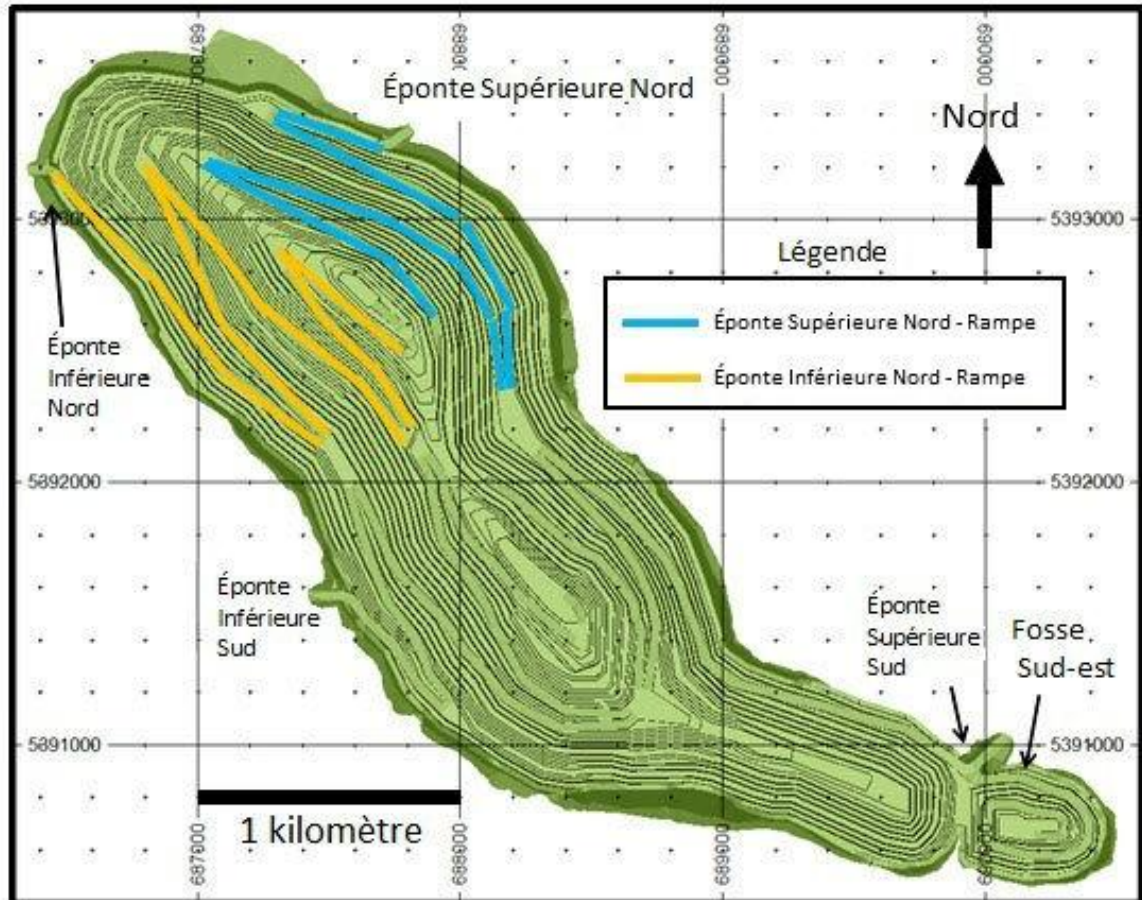
24.2.1.2 Implantation d'un système de trolley au projet Dumont

La conception de la mine Dumont dans le cadre du scénario de base a été déterminée par itération et l'aménagement privilégié maximise la VAN globale du projet en fonction des critères de conception du scénario de base. Puisque les critères de conception pour l'option incluant le système de trolley sont sensiblement différents de ceux du scénario de base (par exemple le coût d'extraction minière $\geq 10\%$ plus faible, les rampes plus larges nécessitent plus de travaux de décapage), la conception optimale pour un système de trolley serait probablement différente de celle du scénario de base actuel. L'intégration d'un système de trolley aurait pour but de maximiser le tonnage déplacé sur les rampes équipées de trolleys, ce qui pourrait avoir un impact sur la géométrie globale des rampes et la séquence d'exploitation (voir chapitre 16, figure 16.7). L'aménagement actuel proposé pour le projet Dumont est suffisamment flexible pour accommoder les changements qui permettraient d'optimiser l'implantation d'un système de trolley.

Puisque le scénario de base actuel n'a pas été optimisé pour l'utilisation d'un système de trolley, l'analyse détaillée des flux de trésorerie actualisés de niveau faisabilité n'a pas été effectuée pour l'option avec trolley. Par contre, une évaluation de haut niveau a été effectuée pour déterminer les avantages potentiels du système.

Cette évaluation a démontré que l'aménagement proposé dans le cadre du scénario de base prévoyait une circulation suffisante dans les systèmes de rampes de l'éponte supérieure nord (HW-N) et de l'éponte inférieure nord (FW-N) pour y justifier l'installation d'un système de trolley. Les systèmes de l'éponte supérieure sud (HW-S), de l'éponte inférieure sud (FW-S) et de la fosse sud-est (Q) n'auront pas suffisamment de circulation pour justifier l'installation d'un système de trolley. À titre de référence, la figure 24.7 montre les systèmes de rampes en place à la fin de l'exploitation minière dans la fosse.

Figure 24.7 : Configuration des rampes du projet Dumont



Source : RNC.

Pour certaines raisons, dont la profondeur totale des halages et la densité de circulation, le système de trolley ne serait pas implanté avant l'an 4 d'exploitation de l'usine (2020). À compter de ce moment, environ 80 % du matériel extrait sortira de la fosse à partir des systèmes de rampes HW-N et FW-N. Il y aurait également suffisamment de circulation sur la rampe permettant d'accéder aux différents niveaux de la halde de stériles 1 (WR1) et des stocks de minerai à basse teneur 1 (LGO1) pour y justifier l'installation. En tenant compte de l'utilisation prévue des lignes de trolley, environ 60 % des halages en montée sur la durée de vie de la mine pourraient se faire au moyen de ce système.

Ce niveau d'utilisation du trolley se solderait par des économies de diesel pour la flotte de camions de halage de production d'environ 350 millions de litres, soit environ 35 % de la consommation prévue dans le scénario de base. La consommation de diesel serait remplacée par environ 1,8 GWh d'électricité, soit environ 0,7 kWh/t extraite. Selon les hypothèses de prix retenues pour le diesel et l'électricité dans le scénario de base, les économies en coûts d'énergie totaliseraient environ 250 M\$ sur les 16 années d'exploitation dans la fosse durant lesquelles le système de trolley serait en opération. Les économies d'énergie représenteraient environ 80 % de la réduction brute des coûts d'exploitation attribuable au trolley, ou 90 % des économies nettes après l'application des coûts d'entretien du système.

Ces économies au niveau des coûts d'exploitation sont contrebalancées par les dépenses en immobilisations associées au système de trolley. Le système de trolley envisagé couvrirait une distance maximale d'installation d'environ 12 km.

Le système serait relocalisé au moment des expansions de la fosse; chacun des deux systèmes de rampes envisagés pour l'installation (HW-N et FW-N) serait reculé une fois. En tout, 21 km de lignes seraient installés durant la durée de vie de la mine, 12 km étant équipés de nouvelles infrastructures et les 9 km résiduels équipés d'infrastructures réutilisées (c'est-à-dire relocalisées lors de l'expansion de la fosse). Le coût d'installation des nouvelles infrastructures totaliserait environ 4 M\$/km, tandis que le coût de relocalisation des infrastructures serait environ 75 % de moins. Il est aussi possible que l'élargissement des rampes HW-N et FW-N, de 5 m chacune, aurait pour effet de réduire les angles de pente globaux, bien que la quantité supplémentaire de matériel stérile qui serait associé à cette réduction des angles n'a pas été quantifiée. Enfin, l'implantation d'un système de trolley nécessiterait des modifications aux camions de halage, dont l'installation de pantographes et des câbles et des contrôles associés, pour un montant total d'environ 0,5 M\$ par camion.

L'enjeu le plus important qui doit faire l'objet d'une attention particulière pour assurer le succès du système de trolley au projet Dumont est l'impact des conditions météorologiques - en particulier le dégel - sur les conditions routières. Des surfaces routières inégales auraient pour effet que le pantographe perdrait contact avec la ligne, et le camion serait ainsi rejeté de la ligne (ce qui réduirait l'utilisation du système) et ceci pourrait possiblement générer des dommages au système par la production d'arcs électriques. Ces problèmes potentiels pourront être évités par l'utilisation prévue d'empierrement pour continuellement refaire la surface de toutes les routes de halage. Il est à noter que des systèmes de trolley ont été utilisés avec succès dans des environnements similaires, notamment dans la Fosse du Labrador (au Lac Jeannine - le premier site au monde où un tel système a été installé) et au Nevada (à la mine Goldstrike de Barrick, où l'accumulation de neige est environ 50 % celle de Dumont). L'un des bénéfices associés au système de trolley est que la discipline nécessaire pour maintenir les routes en bon état se solde par une meilleure performance au niveau des coûts de halage, en raison des vitesses atteintes et de la durée de vie des pneus.

L'utilisation d'un système de trolley demeure une importante opportunité de croissance potentielle pour Dumont. Les développements continueront de faire l'objet d'un suivi avant la décision finale concernant la mise en œuvre, qui selon l'échéancier actuel devrait être annoncée en 2019.

24.2.2 Sous-produit de magnétite

24.2.2.1 Introduction

Les analyses et les essais effectués lors de l'étude de pré faisabilité indiquaient qu'une quantité non négligeable de magnétite se retrouverait dans les rejets du circuit d'awaruite. Par conséquent, RNC a demandé à Ausenco de réaliser une étude conceptuelle visant à examiner les modifications requises au schéma de traitement et les bénéfices économiques potentiels liés à l'implantation d'un circuit de séparation de la magnétite. Certains des essais entrepris avaient aussi pour but d'étudier les exigences requises pour arriver à un produit de magnétite commercialisable.

24.2.2.2 Essais en laboratoire

Le minerai de Dumont contient environ 4 % de magnétite. Des tests préliminaires ont été effectués pour évaluer la possibilité d'en faire un produit commercialisable. La majeure partie de

la magnétite dans le matériel d'alimentation se retrouve dans le concentré magnétique et est acheminé dans le circuit des rejets après la récupération des sulfures et de l'awaruite.

Un échantillon du concentré magnétique issu des campagnes en usine pilote de 2011 a été rebroyé à 40 µm et soumis à une série d'étapes de séparation magnétique à intensité graduellement décroissante pour déterminer l'intensité optimale en gauss permettant de produire un concentré de magnétite à haute teneur.

Le tableau 24-7 montre les résultats obtenus pour 5 échantillons distincts provenant de différents secteurs du gisement.

Tableau 24-7 : Sommaire des essais de production d'un concentré de magnétite

	Minerai mag.	% en poids dans concentré mag.	% en poids dans conc. 1000 Gauss	% en poids dans conc. Fe	Concentré Fe	Récup. mag.	Teneur Fe
Outcrop Fe-T6	6,2	29,6 %	29,6 %	20,3 %	1,8 %	28,8 %	66,6
218DF Fe-T4	5,8	29,3 %	29,7 %	26,7 %	2,3 %	40,3 %	61,0
A-Comp T1	5,9	35,5 %	35,5 %	30,7 %	3,9 %	65,8 %	63,7
S-Comp T3	5,6	26,8 %	35,9 %	28,5 %	2,7 %	48,6 %	65,6
M-Comp T3	4,5	30,2 %	30,3 %	23,3 %	2,1 %	47,3 %	59,1
				Moy.	2,6 %	46,2 %	63,2

24.2.2.3 Critères de conception

Les principaux critères de conception intégrés dans l'étude conceptuelle se fondent principalement sur les données d'essais récents sur la magnétite et des données des essais et des critères de conception de l'ÉPF.

Le tableau 24-8 montre les teneurs d'alimentation présumées à l'entrée de l'usine et les teneurs d'alimentation des flux qui alimenteront le circuit de magnétite proposé. Le circuit de magnétite dont il est question dans ce rapport inclut le broyeur secondaire et le circuit d'awaruite, puisque le matériel qui recirculera autour des séparateurs magnétiques aura un impact sur ces éléments.

Tableau 24-8 : Teneurs d'alimentation estimatives du circuit de magnétite

Flux	% Fe	% Ni
Matériel d'alimentation (nominal)	5,71	0,35
Concentré magnétique LIMS	25,0	0,30
Rejets de la 1re purification des sulfures	5,00	0,19
Nouveau matériel d'alimentation combiné du circuit	10,4	0,22

Remarque : Les teneurs en fer et en nickel sont basées sur des échantillons sélectionnés pour les essais de séparation magnétique.

Les données importantes comprennent la composition du matériel d'alimentation, la composition du produit et le taux de récupération global. Ces critères sont présentés au tableau 24-9.

Tableau 24-9 : Critères de conception globaux

Paramètre	Unités	
Teneur nominale en métaux		
Matériel d'alimentation (nominal)	% Fe	5,71
	% Ni	0,37
Nouveau matériel d'alimentation combiné du circuit	% Fe	10,4
	% Ni	0,22
Teneur du concentré – Fraction magnétique de l'épuisement des sulfures	% Fe	12,0
	% Ni	2,10
Teneur du concentré - Magnétite	% Fe	65,0
	% Ni	0,10
Teneur du concentré – Awaruite	% Fe	9,51
	% Ni	25,0
Récupération nominale en métaux (du matériel d'alimentation du circuit magnétique)		
Fraction magnétique de l'épuisement des sulfures	% Fe	6,01
	% Ni	32,7
Magnétite	% Fe	85,0
	% Ni	6,11
Awaruite	% Fe	0,29
	% Ni	33,0
Production de concentré		
Concentré de magnétite	t/h	54,9
Awaruite	t/h	1,18

Remarque : Le bilan de masse indiqué dans ce tableau est pour un circuit à 50 kt/j.

24.2.2.4 Schéma de traitement

Le circuit de séparation de la magnétite proposé implique une séparation en quatre étapes de purification; les rejets non magnétiques de la première étape sont acheminés à l'épaississeur de résidus, tandis que les produits non magnétiques des étapes suivantes sont réacheminés au broyeur secondaire. Par ailleurs, le concentré d'épuisement issu de la première étape de purification de l'awaruite est acheminé au broyeur secondaire contrairement à ce qui était envisagé dans le schéma de traitement d'origine dans l'ÉPF, où il s'agissait du matériel d'alimentation de la première étape de purification de l'awaruite. Ces changements au schéma de traitement (ainsi que la granulométrie de broyage plus fine à l'étape du rebroyage) augmenteront les besoins en énergie du broyeur secondaire.

La figure 24.8 ci-dessous illustre le schéma de traitement global de l'ÉPF. Les flux et les équipements affectés par l'ajout d'un circuit de séparation magnétique sont encadrés d'une ligne pointillée. Le schéma de traitement illustré à la figure 24.9 représente le remplacement du contenu de l'encadré en pointillé à la figure 24.8.

Figure 24.8 : Secteurs du schéma de traitement de l'ÉPF affectés par l'ajout d'un circuit de séparation magnétique

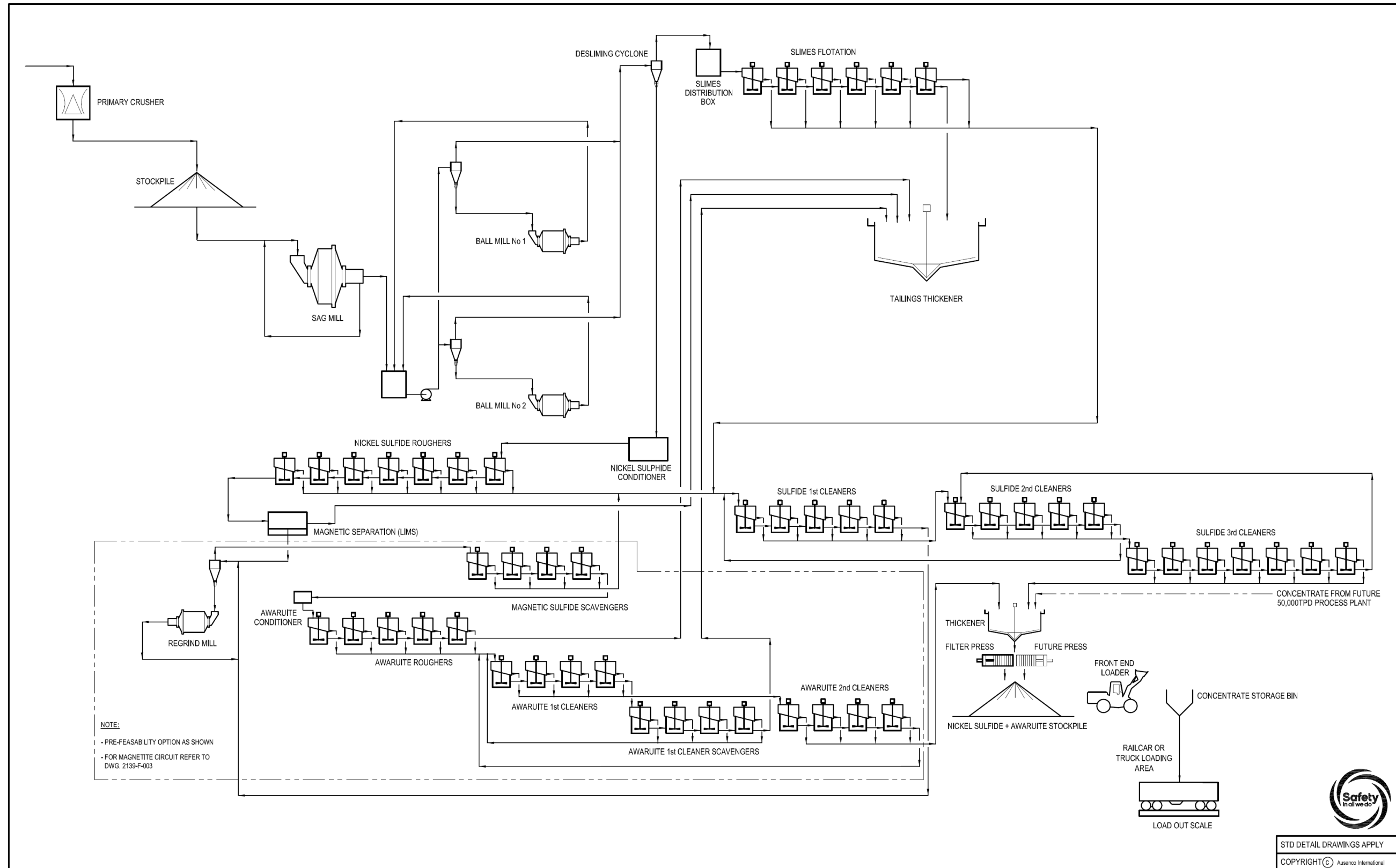
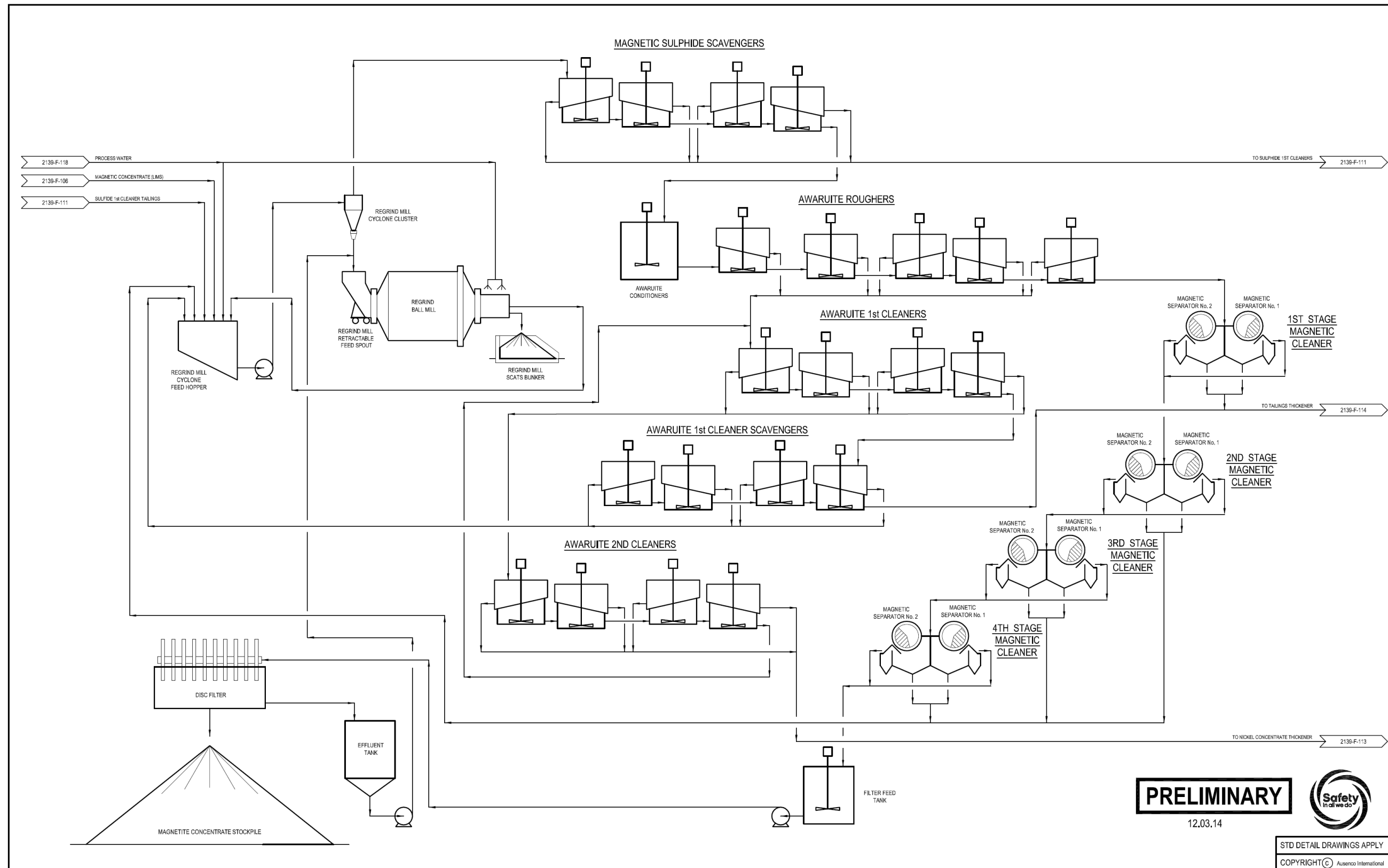


Figure 24.9 : Modification potentielle du schéma de traitement



24.2.2.5 Dépenses en immobilisations (2012)

L'estimation conceptuelle des dépenses en immobilisations (M\$ CA, $\pm 40\%$, 2012) a été préparée en utilisant les prix obtenus dans le cadre de l'ÉPF et a été effectuée en intégrant les coûts des équipements et les prix comparatifs avec les données internes d'Ausenco. Les coûts indirects ont été établis en fonction du coût total des équipements mécaniques, au moyen des données internes et de l'expérience antérieure d'Ausenco avec des projets similaires. Le tableau 24-10 résume l'estimation des dépenses en immobilisations.

Tableau 24-10 : Sommaire des dépenses en immobilisations (M\$)

Ventilation des coûts	M\$		
	Ans 1 - 5	Expansion	Total
Directs			
Circuit de magnétite	22,8	22,8	45,6
Infrastructures sur le site	7,4	7,4	14,8
Total des coûts directs (NET)	30,2	30,2	60,4
Indirects			
Pièces de remplacement critiques et premiers remplissages	0,9	0,9	1,8
Fret	2,4	2,4	4,8
Démarrage et mise en service	0,3	0,3	0,6
Installations temporaires, grutage, etc.	1,5	1,5	3,0
Frais du propriétaire	1,5	1,5	3,0
IAGC + Honoraires	5,4	5,4	10,8
Total des frais indirects (NET)	12,0	12,0	24,0
Indexation au T1 2012	0,0	0,0	0,0
Éventualités (40 %)	12,1	12,1	24,2
Coût total estimatif (NET)	54,3	54,3	108,6

24.2.2.6 Coûts d'exploitation (2012)

L'estimation conceptuelle des coûts d'exploitation (\$ CA/t, $\pm 40\%$, 2012) pour le circuit de magnétite a été calculée en fonction de l'écart par rapport à l'estimation des coûts d'exploitation de l'usine dans l'ÉPF. Le tableau 24-11 illustre l'impact net sur les coûts d'exploitation de l'usine, tant avant qu'après l'expansion prévue de l'usine de traitement.

Tableau 24-11 : Sommaire des coûts d'exploitation (\$/t)

	Augmentation nette des coûts d'exploitation de l'usine (\$/t)	
	Séparation magnétique Ans 1 -5	Séparation magnétique Expansion
Main-d'œuvre	0,06	0,04
Électricité	0,05	0,05
Matériaux d'entretien	0,05	0,05
Réactifs et consommables	0,04	0,04
Divers	0,03	0,02
Total des frais directs d'exploitation	0,23	0,20
Total des frais de transport	2,20	2,20
TOTAL	2,43	2,40

24.2.3 Production de ferronickel

24.2.3.1 Résumé des essais

Un échantillon de concentré de 1 kg, généré lors des essais en circuit fermé en 2010-2011, a été soumis à des essais de fusion en laboratoire. La teneur du concentré était d'environ 31 % Ni. Les essais en laboratoire ont été effectués par Kingston Process Metallurgy.

Le concentré a d'abord été grillé pour éliminer le soufre puis a subi un procédé de réduction pour produire du ferronickel.

Les essais ont produit du ferronickel à haute teneur, contenant entre 55 et 61 % Ni. Les principales impuretés étaient le cuivre et le cobalt.

Figure 24.10 : Boutons de ferronickel produits par RNC



Source : RNC.

24.2.3.2 Impacts sur la commercialisation

Le concentré que RNC prévoit produire au projet Dumont se prête particulièrement bien à l'utilisation de ce type de procédé par grillage et réduction, puisque la teneur en nickel et en fer du concentré de Dumont devrait être relativement élevée, que les teneurs en autres métaux comme le cuivre et le cobalt devraient être relativement faibles, et que les niveaux d'impuretés pour des éléments comme le phosphore, l'arsenic et d'autres impuretés devraient être très faibles.

Les caractéristiques ciblées pour le ferronickel de RNC sont indiquées au tableau 24-12.

Tableau 24-12 : Caractéristiques ciblées pour le ferronickel de RNC

Élément chimique	Cible (%)
Nickel	55-60
Fer	Résiduel
Cobalt	< 0,4
Cuivre	< 0,7
Carbone	< 0,2
Phosphore	< 0,01
Soufre	< 0,15
Silicium	< 0,2

Cette option alternative de traitement en aval pourrait potentiellement procurer d'importants bénéfices économiques pour le projet Dumont comparé au traitement conventionnel par fusion et affinage, en augmentant la valeur réalisée à 98-99 % plutôt que 92-93 % du nickel contenu dans le concentré grâce à des récupérations plus élevées, en diminuant les coûts en raison du schéma de traitement plus simple et moins coûteux, et en ouvrant la possibilité d'obtenir une prime sur le produit en raison de la production d'un produit fini de ferronickel.

RNC croit également que cette option alternative de traitement en aval augmente les débouchés de traitement par des tierces parties pour le concentré qui devrait être produit au projet Dumont puisqu'il existe déjà de nombreux fours électriques en exploitation en Chine, en Corée et à Taiwan.

24.2.3.3 Protocole d'entente

En mars 2013, RNC a annoncé la signature d'un protocole d'entente (« PE ») avec Tsingshan Holding Group Co., Ltd. Le PE décrit les objectifs des deux entreprises de travailler en collaboration en lien avec le traitement en aval de concentré et le potentiel de conclure un accord d'écoulement et/ou de partenariat concernant le projet Dumont. Tsingshan est le deuxième plus grand aciériste chinois et l'un des plus grands innovateurs dans le développement d'installations verticalement intégrées de production de FPFN et d'acier inoxydable. Après un an de travail en collaboration avec RNC, Tsingshan a réalisé sa propre analyse et ses propres essais avec du concentré de sulfures nickélifères (au moyen d'un procédé similaire à celui déjà testé par RNC) dans ses installations intégrées de production de FPFN/acier inoxydable et prévoit faire les investissements nécessaires en immobilisations lorsqu'une source d'approvisionnement en concentré sera assurée. Il s'agirait d'une innovation puisque ce serait la première fois que du concentré de sulfures nickélifères serait directement utilisé pour fabriquer de l'acier inoxydable. Selon le scénario prévu, l'usine envisagée serait en mesure de traiter le concentré de sulfures nickélifères qui devrait être produit au projet Dumont.

25 INTERPRÉTATION ET CONCLUSIONS

Les conclusions suivantes proviennent de l'information fournie aux sections précédentes :

- Le gisement Dumont représente une réserve de minerai importante qui demeure ouverte en profondeur et latéralement vers le nord-ouest.
- Les réserves sont présentées selon une teneur de coupure de 0,15 % nickel, à l'intérieur d'un modèle de fosse aménagée. Ce modèle est basé sur une coquille de fosse optimisée par l'algorithme LG, en utilisant un prix pour le nickel de 5,58 \$ US/lb, qui représente 62 % de la prévision à long terme de 9,00 \$ US/lb, un taux de récupération métallurgique moyen de 43 %, des coûts de traitement marginaux et G&A de 6,30 \$ US/t usinée, un taux de change à long terme de 1,00 \$ CA = 0,90 \$ US, un angle de pente global dans la fosse de 42° à 50° selon le secteur, et un taux de production de 105 kt/j. Les réserves minérales tiennent compte de facteurs de 0,28 % pour les pertes minières et de 0,49 % pour la dilution, qui seront encourues à l'interface entre le mort-terrain et le socle rocheux (ces taux correspondent à 1 mètre de perte minière et 2 mètres de dilution le long du contact).
- Il a été démontré que le gisement peut être développé de façon rentable en utilisant des méthodes à grande échelle dans une fosse à ciel ouvert.
- La conception nécessiterait un investissement en capital initial de 1 268 M\$, un investissement en capital d'expansion de 997 M\$ et un capital de maintien de 823 M\$.
- Sur la durée de vie du projet, qui est de 33 ans, Dumont devrait produire 2774 Mlbs de nickel payable et l'équivalent de 150 Mlbs de nickel payable de plus en sous-produits de cobalt et d'ÉGP. Le coût moyen pour produire le nickel sur la durée de vie du projet est de 4,79 \$/lb, même si le coût sera moindre, à 4,44 \$/lb, dans les cinq premières années de production.
- En se basant sur un prix du nickel à long terme de 9,00 \$ US/lb et un taux de change de 1,00 \$ CA = 0,90 \$ US, la VAN_{8%} après impôt du projet est de 1,3 milliard de dollars, alors que le TRI après impôt est de 16 %. En conséquence, il est justifié d'approuver la construction du projet.
- Un élément déterminant du plan d'exploitation porte sur l'extraction accélérée de minerai relativement aux besoins de l'usine. L'extraction minière dans la fosse à ciel ouvert sera donc terminée au bout de 20 ans, comparativement à la durée de vie du projet qui est de 33 ans. Les coûts associés au stockage de 606 Mt de minerai à valeur moins élevée sont largement compensés par l'élimination du risque que l'usine ne soit pas suffisamment alimentée en minerai extrait de la fosse, par le profil de production de Ni avantageux, et par la capacité d'entreposer 43 % des résidus dans la fosse qui aura été excavée.
- La conception est optimale selon les diverses alternatives considérées au cours de cette étude. Néanmoins, la possibilité d'améliorer la conception demeure, soit en accentuant les angles de pente des murs, en accédant plus rapidement au minerai à haute teneur et en augmentant l'électrification de la fosse.
- Le plan d'exploitation minière est réalisable mais ne devrait pas être considéré comme étant conservateur. De bons systèmes et de bonnes pratiques devront être mis en place dès le départ pour réussir à suivre le plan. L'optimisation du plan d'exploitation est fortement tributaire du taux d'excavation visant à suivre, dans l'axe de pendage, le minerai offrant les revenus les plus élevés. De multiples expansions sont prévues et jusqu'à trois phases pourront être exploitées en même temps. Une planification minière impeccable sera nécessaire, ainsi qu'une productivité élevée pour atteindre les taux d'excavation et les tonnages prévus. Les conditions du massif rocheux sont favorables et les dépenses liées au

pompage de l'eau ne devraient pas être excessives. La mine bénéficie d'un aménagement incluant plusieurs rampes d'accès et des fronts de taille s'étirant sur de longues distances latérales. Il est prévisible (et d'ailleurs planifié) que la productivité sera moindre et les coûts plus élevés sur les niveaux supérieurs, lors des travaux d'extraction dans le mort-terrain et le développement des bancs supérieurs dans le roc. Pour réussir à améliorer les résultats comparativement au plan de l'ÉF, il faudrait chercher à augmenter la productivité, réduire les coûts, et ajuster le séquençement afin de mieux suivre les zones de minerai à mesure que de nouvelles connaissances géologiques et métallurgiques seront acquises. Le risque que l'usine ne reçoive pas suffisamment de matériel à traiter est pratiquement nul puisque la capacité de production de la mine dépasse largement celle de l'usine. La capacité supérieure de la mine permet d'acheminer le minerai à valeur plus élevée à l'usine tout en stockant le matériel à plus basse teneur. Par conséquent, l'optimisation du plan d'exploitation minière est essentiellement axée sur la valeur temporelle de l'argent et le déplacement de la production de métaux (par le traitement de minerai à teneur et à récupération plus élevées) vers l'avant dans le temps.

- Une approche de développement par étapes a été adoptée afin de réduire le risque technique et financier dans les premières années d'exploitation. L'usine de traitement se composera initialement d'un seul circuit d'une capacité nominale de 52,5 kt/j. L'usine sera agrandie pour inclure un deuxième circuit de façon à atteindre une capacité nominale de 105 kt/j après 54 mois.
- Selon les études hydrographiques réalisées à ce jour, le régime des eaux souterraines ne devait pas affecter négativement la conception de la fosse. L'apport d'eaux souterraines prévu à la fosse devrait être de 5 000 m³/j en moyenne.
- Le rabattement de la nappe d'eau souterraine de l'esker Launay devrait être minime. La modélisation préliminaire à partir de l'étude d'impact préliminaire (PEA) de la fosse a estimé le rabattement de la nappe d'eau à 0,1 m à la fin de l'exploitation de la fosse. L'effet d'abaissement du niveau d'eau dans la fosse sera réduit puisque les résidus seront utilisés pour remplir une partie de la fosse.
- Le filon-couche de Dumont et l'encaissant immédiat dans les épontes supérieure et inférieure forment un massif rocheux caractérisé par une anisotropie relativement forte (parallèle au filon-couche) et ponctuée de zones de faille obliques et parallèles à subparallèles.
- La capacité portante des dépôts en surface et les conditions de subsurface aux principaux sites, notamment où seront établis l'usine de traitement, les parcs à résidus et les haldes à stérile, ont été examinées d'un point de vue géotechnique en prévision du développement du projet.
- La caractérisation géochimique environnementale des résidus, du stérile et du minerai indique que ces matériaux ne génèrent pas de drainage acide en raison de leur faible contenu en soufre et de leur fort potentiel de neutralisation. Les essais statiques indiquent que le stérile, les résidus et le minerai sont lixiviables en conditions d'essais, mais des tests plus représentatifs des conditions sur le site effectués en laboratoire et sur le terrain suggèrent que les résidus stériles ne laisseront percoler que de faibles quantités de composantes issues du matériel rocheux.
- Les essais ont démontré que le matériel de Dumont peut être traité dans un circuit de broyage humide conventionnel, suivi d'une étape de déschlammage par hydrocyclone, de flottation du nickel et de récupération magnétique. Le circuit de purification est un circuit en plusieurs étapes qui comprend le rebroyage du concentré magnétique et des rejets de purification.

- La dureté de la minéralisation du projet Dumont augmente à mesure que la granulométrie diminue, ce qui est typique de plusieurs gisements. La valeur moyenne de dureté pour 102 échantillons est comme suit : Axb 54, BWi 21, RWi 15, CWi 14 et Ai 0,009.
- Les équations de récupération du circuit de dégrossissage ont été divisées en quatre catégories selon le ratio Hz/Pn et le degré de serpentisation. La récupération de Ni pour la durée de vie de la mine (LOM) est de 43 % à une teneur d'alimentation de 0,27 % Ni.
- Les essais de flottation indiquent que la récupération de nickel est relativement insensible à la taille des particules broyées (P_{80}) jusqu'à environ 150 μm .
- Les essais en circuit fermé montrent une grande variation de la récupération à l'étape de purification, en fonction de la teneur et la récupération de masse du préconcentré et du contenu en nickel dans les silicates de l'échantillon.
- Les taux de récupération du nickel dans les circuits de dégrossissage et de purification sont tous deux liés au contenu en soufre du matériel d'alimentation ou au ratio S/Ni du matériel d'alimentation.
- L'étape unitaire la plus efficace pour améliorer le rendement de la flottation serait une étape de déschlammage agressive pour retirer les particules fines qui causent des problèmes de viscosité dans le circuit de dégrossissage.
- La teneur moyenne du concentré pour la durée de vie de la mine est de 29 %.
- La récupération du cobalt a été estimée à 42 %.
- La principale impureté dans le concentré est le MgO, qui varie entre 3 % et 13 %. Les autres impuretés, comme As, Pb, Cl et P, sont toutes près ou sous le seuil de détection dans les échantillons de concentré analysés.
- Une étude d'optimisation a été réalisée afin de comparer les frais de transport du concentré de nickel par camion et par train. Il a été décidé d'inclure un embranchement de voie ferrée puisque les hypothèses de l'analyse économique comptent sur le transport de 50 % du concentré nickélifère Dumont outremer à partir du port de Québec. L'option la moins coûteuse est d'utiliser à la fois les transports routier et ferroviaire pour le reste du concentré, en acheminant par camion le concentré vers une installation de transbordement existante à Rouyn-Noranda avant de l'expédier par train à Sudbury.
- Afin de limiter l'impact environnemental à un seul bassin de drainage, RNC a choisi de regrouper les infrastructures du projet à l'intérieur des limites du bassin hydrologique Villemontel/Saint-Laurent. En conséquence, le bassin hydrologique de la rivière Chicobi ne sera pas touché par le projet. Toutefois, les deux bassins hydrologiques ont été pris en compte lors de la réalisation des études environnementales du milieu d'accueil.
- L'analyse actuelle du projet est suffisante pour établir les bases sur lesquelles les principaux impacts sociaux et environnementaux seront déterminés et évalués au moyen d'une étude d'impact environnemental et social du projet. Les principaux impacts prévus à cette étape sont reliés à la qualité de l'air, aux milieux humides, aux habitats de poissons, aux ressources hydriques, et à l'environnement social.
- Les principaux risques associés au projet, comme démontré dans l'analyse financière, concernent les paramètres liés aux revenus, plus spécifiquement, à la récupération du nickel, aux pourcentages payables et au prix de vente du nickel. Le rendement du projet est aussi sensible au taux de change \$ CA - \$ US.
- Le projet est moins sensible aux autres risques, incluant les coûts d'exploitation et les dépenses en immobilisations. Le rendement est relativement insensible au prix des principales matières consommables comme l'électricité, le diesel (pétrole) et l'acide.

- Les risques politiques, environnementaux, sociaux et ceux liés à la main-d'œuvre, à l'emplacement et aux permis sont généralement d'un niveau comparable aux risques avec lesquels les autres projets miniers dans la région de l'Abitibi au Québec doivent composer, et sont considérés comme faibles comparativement à d'autres régions du monde.

26 RECOMMANDATIONS

Les recommandations pour la suite des travaux sont présentées ci-dessous.

- Réaliser des travaux d'ingénierie détaillée en considérant les points suivants :
 - Évaluer les possibilités d'optimisation de la fosse, incluant :
 - Envisager une autre séquence d'exploitation qui permettrait d'accéder au minerai à haute teneur plus rapidement ou de retarder l'excavation de stérile;
 - Évaluer d'autres endroits pour la localisation des rampes aux différentes étapes d'avancement de la fosse, en profitant des changements de pentes des parois.
 - Réévaluer l'utilisation d'un système de trolley pour les camions de halage comme option alternative en fonction du prix du carburant et des tarifs d'électricité.
 - Débuter les travaux d'ingénierie détaillée au T3 2013 et l'acquisition des équipements à long délai de livraison afin de respecter la date d'entrée en fonction de l'usine au T3 2016.
 - Entreprendre des évaluations géotechniques détaillées des premières sections exposées du massif rocheux, et ce dans tous les secteurs de la fosse, afin d'évaluer la fiabilité des modèles structuraux et géotechniques. Optimiser l'aménagement en fonction de la performance réelle des pentes dans la fosse dans les différents domaines géotechniques.
 - Continuer à évaluer les pressions interstitielles dans les différents secteurs des pentes dans la fosse afin de vérifier l'hypothèse selon laquelle ces pressions auraient un impact limité sur la stabilité des pentes.
 - Réaliser d'autres études géotechniques afin de compléter la conception et l'ingénierie détaillée de toutes les infrastructures en surface, notamment dans le secteur prévu pour site de l'usine et les installations connexes, les voies ferrées, la cellule 1 du parc à résidus, les stocks de minerai à basse teneur à l'intérieur des limites de la fosse, et les éléments de gestion des eaux qui comportent d'importants travaux de terrassement et qui seront requis au cours des premières années d'exploitation.
 - Mettre en place un programme d'essais métallurgiques comprenant :
 - Une étude de rentabilité pour évaluer l'élimination du circuit des schlamms
 - Des essais d'optimisation des réactifs
 - Des essais d'épaississement et de filtrage du concentré
 - Des essais en usine pilote sur le traitement des schlamms en cyclone à des fins d'ingénierie détaillée
 - Optimisation du circuit de récupération d'awaruite
 - Possibilités de récupération du flux non magnétique d'épuisement
 - Compléter les essais visant à quantifier les caractéristiques de broyabilité du matériel acheminé au broyeur secondaire
- Études spécifiques d'alimentation haute tension pour confirmer le bloc d'alimentation à haute tension d'Hydro-Québec.
- Continuer le processus d'obtention du bail minier.
- Amorcer le processus d'obtention du bail de surface.

- Poursuivre les études environnementales du milieu d'accueil.
- Poursuivre le processus d'obtention des permis environnementaux.
- Continuer à investiguer le processus naturel de cimentation des résidus miniers et des particules fines de stériles et son impact sur la réduction du potentiel de génération de poussières de ces composantes du projet.
- Poursuivre les consultations auprès des parties prenantes pendant les travaux d'ingénierie détaillée ainsi que durant l'exploitation de la mine, afin de minimiser ou d'atténuer l'impact du projet et de favoriser son acceptation. Définir la structure des comités d'intervenants qui seront créés durant les phases de construction et d'exploitation de la mine.
- Continuer à évaluer le potentiel de séquestration du carbone associé à la carbonatation minérale spontanée dans les résidus miniers et les roches stériles sur une base opérationnelle, et son impact sur l'empreinte carbone du projet.

27 RÉFÉRENCES

- Aker Solutions (2008). Dumont Nickel conceptual study update.
- Ashbury, M. et Mezwi, A., (2013). An Investigation into the Rheology Response of Samples from the Royal Nickel (Dumont) Project – Phase 2, Projet 12379 – 005, Rapport 2.
- Ashbury, M. et Mezei, A., (2011). An Investigation into the Rheology Response of Samples from Royal Nickel (Dumont) Project, Projet 12379 – 004, rapport 1.
- Barnes, A., (2012). Dumont Project Nickel Ore Tailings Thickening, Rapport no : 103126T1.
- BBA Engineering, (2010). Scoping study for the Dumont Nickel Ore Project (version préliminaire).
- Bernier, S. et Leuangthong, O. (2011). Mineral resources statement the Dumont Nickel Project, Amos, Québec. Mémo technique de SRK pour Royal Nickel Corporation. 14 pages et annexes.
- Berthelot, P., et Cloutier, P., (2004). Report for one diamond drill hole, Dumont-Nickel North property, Launay Township, Quebec. SRNC : 32D/O9, 7 pp.
- Brugmann, G.E, et al., (1990). The platinum-group element distribution in the Dumont Sill, Quebec. Implications for the formation of Ni-sulphide mineralization. *Mineralogy and Petrology*, Volume 42, p. 97-119.
- Caron, J., (1972). Feasibility study of a mining and milling operation on the No. 1 orebody, 88 pp.
- Caron, J., (2004). Report study on the Marzoli property located in the Launay and the Trécession Townships. 70 pp.
- Cloutier, R., Fontaine, A., Bélisle, B., Fournier., K., Beloborodov., A., et Laçoste. Chrysotile Quantification Report 2013, Dumont Project; Amos, Quebec, Canada. Rapport interne à Royal Nickel Corporation, 58 pp.
- Cloutier, R., Fontaine, A., Bélisle, B., Fournier., K., Beloborodov., A., et Laçoste. Chrysotile Quantification Report 2013, Dumont Project; Amos, Quebec, Canada. Rapport interne à Royal Nickel Corporation, 58 pp.
- D.C., (1972). Mineralogical investigation of the low-grade nickel-bearing serpentinite of Dumont Nickel Corporation, Val d'Or, Quebec, Canada. Département de l'Energie. des Mines et des Ressources du Canada, Ottawa, *Mines Branch Investigation Report IR 71-27*.
- Daxl, H., (1988). Occurrence and potential of platinum and palladium in the Dumont Sill. 18 pp.
- Delisle, G., (1992). Lettres datées du 6 mai et du 8 avril adressées à Steven McIntyre concernant les essais de flottation sur les échantillons de la propriété Dumont Nickel réalisés par le Centre de recherches minérales. Objet : projet 7218 J 005, 8 pp.
- Derosier, C., (2002). Rapport des travaux d'exploration sur la partie nord de la propriété Dumont-Nickel. 29 pp.
- Duke, J.M., (1986). Petrology and economic geology of the Dumont sill : An Achaean intrusion of komatitic affinity in Northwestern Quebec. Commission géologique du Canada, Rapport de géologie économique 35, 56 pp.
- Dumont, G.H., (1970/1971). Gisement nickélicifère Dumont, Journaux de sondage P-1 à P-21.

- Dumont, G.H., (1970/1971). Gisement nickélique Dumont. Journaux de sondage W-1 à W-21, M-1.
- Dumont, G.H., (1970/1972). Gisement nickélique Dumont. Journaux de sondage E-5 à E-21, DT-3 à DT-4, L-1 à L-2.
- Eckstrand, O.R., (1975). The Dumont serpentinite : A model for control of nickeliferous opaque mineral assemblages by alteration reactions in ultramafic rocks. *Economic Geology* 70, p. 183-201.
- Frost, B.R. et Beard, J. S., (2007). On silica activity and serpentinization. *Journal of Petrology* 48, p. 1351-1368.
- Gauthier, M., (2013). Vérification des procédures d'identification et de mesure du chrysotile dans le minerai nickélique du filon-couche Dumont de Royal Nickel Corp., 9pp.
- Genivar, (2009). Projet minier Dumont Nickel : Étude préliminaire de caractérisation environnementale, phase II. Rapport Genivar pour Royal Nickel Corporation. 81 pages et annexes.
- Genivar, (2009). Restricted hydrogeological study (for the) Dumont Nickel Project. Novembre 2009.
- Genivar, (2010). Preliminary stability analysis of slopes. Janvier 2010.
- Genivar, (2010). Preliminary slope evaluation of the overburden, Dumont Project, 26 avril 2010.
- Genivar, (2010). Dumont Nickel mining project : Baseline environmental testing on mineralized rocks, waste rocks and tailings. Rapport géochimique préparé pour Royal Nickel Corporation, 177 pages et annexes.
- Genivar, (2010). Preliminary environmental assessment of the Dumont Nickel mining project site : third sampling year. Rapport préparé pour Royal Nickel Corporation, 35 pages et annexes.
- GENIVAR, (2012). Projet Dumont, Étude d'impact sur l'environnement et le milieu social. Rapport réalisé pour Royal Nickel Corporation (RNC). 23 novembre 2012. 6 volumes.
- Gillespie, Daniel, (2010). Comminution Testing, Revision 1 Hazen Project 11040.
- Golder Associates, (2010). Geo-metallurgical modeling of the Dumont Project. 28 juin 2010.
- Golder Associates, (2013). Programme de caractérisation géochimique des stériles et résidus miniers – Projet Dumont. Rapport préparé pour Royal Nickel Corporation. Juin 2013. Rapport no 10-1227-0028/2000. 1337 pp.
- Golder Associates, (2013b). Solute Transport Modelling of Tailings Storage Facility, RNC Dumont Project, Quebec, 34 pp.
- Hausen, D.M., (1971). Examination of core specimens from Dumont drill hole, E-14, at depths of 515 and 1145 ft. Newmont Exploration Limited Metallurgical Department, Danbury, Connecticut, 10 pp.
- Honsberger, J.A., (1971). Dumont Nickel Corporation, Launay and Trécesson townships Abitibi-East, Quebec, 85 pp.
- Hui, K. and Holmes, T., (2012). RNC, Dumont Project, Flow Property Test Results for Nickel Ore.
- Klein, F. et Bach, W., (2008). Fe-Ni-Co-O-S phase relations in peridotite-seawater interactions. *Journal of Petrology* 50, p. 37-59.

- Lewis, W.J., (2007). NI 43-101 technical report on the Dumont property, Launay and Trécesson Townships, Quebec, Canada, 92 pp.
- Lewis, W.J. et San Martin, A.J., (2008). NI 43-101 technical report and preliminary mineral resource estimate for the Dumont property, Launay and Trécesson townships, Quebec, Canada. 143 pp.
- Lewis, W.J. et San Martin, A.J., (2009). NI 43-101 technical report, updated mineral resource estimate for the Dumont property, Launay and Trécesson townships, Quebec, Canada. 152 pp.
- Lewis, W.J. et San Martin, A.J., (2010). NI 43-101 technical report and mineral resource estimate for the Dumont property, Launay and Trécesson townships, Quebec, Canada. 347 pp.
- Marois, J., (2013). Outcrop samples : various pH and reagents.
- Marois, J., (2013). Progress Report, Standard Test Samples, Domain 224 samples.
- Marois, J., (2013). Standard test procedure (STP) Domain Samples Processed in Spring 2012.
- Marois, J., (2013). Standard test procedure (STP) Domain Samples Processed in Summer 2011.
- Marois, J. (2013). Standard test procedure (STP) Domain Samples Processed in Fall 2012.
- Ménard, S et Coppola, F., (2008). Dumont Nickel mining project near Launay, Abitibi-Témiscamingue : Environmental baseline study. Rapport par Genivar pour Royal Nickel Corporation, 26 pages et annexes.
- Mineral Solutions, (2010). An Investigation of the recovery of nickel from samples submitted by RNC Progress Report No. 13 Summary Report – Standard Test Procedure Domain Samples from Hole 176.
- Mineral Solutions, (2010). An Investigation of the recovery of nickel from samples submitted by RNC Progress Report No. 14 Summary Report – Standard Test Procedure Domain Samples from Hole 177.
- Mineral Solutions, (2010). An Investigation of the recovery of nickel from samples submitted by RNC Progress Report No. 15 Summary Report – Standard Test Procedure Domain Samples from Hole 184.
- Mineral Solutions, (2010). An Investigation of the recovery of nickel from samples submitted by RNC Progress Report No. 16 Summary Report – Standard Test Procedure Domain Samples from Hole 197.
- Mineral Solutions, (2010). An Investigation of the recovery of nickel from samples submitted by RNC Progress Report No. 17 Summary Report – Standard Test Procedure Domain Samples from Hole 209.
- Mineral Solutions, (2010). An Investigation of the recovery of nickel from samples submitted by RNC Progress Report No. 22 Summary Report – Standard Test Procedure Domain Samples from Hole 213.
- Mineral Solutions, (2010). An Investigation of the recovery of nickel from samples submitted by RNC Progress Report No. 23 Summary Report – Standard Test Procedure Domain Samples from Hole 214.
- Mineral Solutions, (2010). An Investigation of the recovery of nickel from samples submitted by RNC Progress Report No. 24 Summary Report – Standard Test Procedure Domain Samples from Hole 223.

- Ministère du Développement Durable, de la Faune et des Parcs (MDDEFP), (1999). Guide de classification des eaux souterraines du Québec, 12 pp.
- Naldrett, A.J., (1989). Magmatic sulfide deposits. Oxford University Press, Oxford, 196 pp.
- Nesset, J.E. et Rosenblum, F., (2013). Self Heating Tests RNC Dumont Ni Concentrate Samples.
- Ore Research & Exploration Pty Ltd., (2003). Certificate of analysis for magmatic massive sulphide ore reference material OREAS 14P. 28 pp.
- Ore Research & Exploration Pty Ltd., (2004). Certificate of analysis for mineralized gabbronorite reference material OREAS 13P. 29 pp.
- Ore Research & Exploration Pty Ltd., (2004b). Certificate of analysis for altered ultramafic secondary reference material OREAS 70P. 37 pp.
- Ore Research & Exploration Pty Ltd., (2006). Certificate of analysis for nickel sulphide ore reference material OREAS 72A. 23 pp.
- Oswald, R., (1988). Geological Report, exploration campaign 1987, Launay-Trécesson property, Dumont Nickel Corporation. 22 pp.
- Patsius, J. et Imeson, D., (2013). An Investigation into the Grindability Characteristics of Samples from the Dumont Deposit – Phase 2.
- Pronost, J. et al., (2010). Evaluation of the mineral carbonation potential of mining residues from Royal Nickel Dumont Nickel Project, Amos (Québec, Canada). Laval University, 113 pages et annexes.
- SRK Consulting (Canada) Inc., (2011). Geotechnical and hydrological data in support of the Dumont prefeasibility study. Rapport préparé pour Royal Nickel Corporation, n° de projet SRK 2CR012.001, décembre.
- SRK Consulting (Canada) Inc., (2013). Dumont Feasibility Study Geotechnical Investigation of the Overburden, rapport préparé pour Royal Nickel Corporation, Projet SRK N° 2CR012.003, juillet 2013.
- Transfert Environnement, (2011). Projet nickélique Dumont – Information et consultation sur l'étude de préfaisabilité – Rapport des démarches. Rapport pour Royal Nickel Corporation, juillet 2011, 24 pages et annexes.
- Verret, F. et Imeson, D., (2011). An Investigation into the Grindability Characteristics of Samples from the Dumont Deposit.
- Verschelden, R. et Jourdain, V., (2013). Audit indépendant méthode d'évaluation du contenu en chrysotile développée pour le projet Dumont, 161 pp.
- von Wielligh, A., (2013). Open Pit Optimization Summary Resource Estimate. Rapport destiné à Royal Nickel Corporation. 13 p.
- Warren, G., (2010). Geo-metallurgical modelling of the Dumont Project. Document technique interne par Golder Associés pour Royal Nickel, 143 pp.