



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 nickélifère Dumont est déposé sous le profil de RNC sur SEDAR au : www.sedar.com.

Rapport : 103177-RPT-0001
Numéro de révision 0

Royal Nickel Corporation

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

11 juillet 2019

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 nickélifère Dumont est déposé sous le profil de RNC sur SEDAR au : www.sedar.com.

Page de date et de signature

Nom du projet : Projet nickélifère Dumont

Titre du rapport : Rapport technique sur le projet nickélifère Dumont, cantons de Launay et de Trécesson, Québec, Canada

Localisation : Cantons de Launay et de Trécesson, Québec, Canada

Date d'effet du rapport : 30 mai 2019

Date de remise du rapport : 11 juillet 2019

----- DOCUMENT ORIGINAL SIGNÉ -----	----- Date -----
« L. P. Staples », P. Eng. (Ausenco Services Pty Ltd)	11 juillet 2019
« T. Zwirz », P. Eng. (Ausenco Engineering Canada)	11 juillet 2019
« J-M. Lépine », P.Eng. (Ausenco Engineering Canada)	11 juillet 2019
« D. P. Penswick », P.Eng. (Consultant indépendant)	11 juillet 2019
« C. C. Scott », P. Eng. (SRK Consulting (Canada) Inc.)	11 juillet 2019
« C. Protupilac », P. Eng. (SRK Consulting (Canada) Inc.)	11 juillet 2019
« B. A. Murphy », FSAIMM (SRK Consulting (Canada) Inc.)	11 juillet 2019
« V. J. Bertrand », géo. (Golder Associés Itée)	11 juillet 2019
« M. Mailloux », Eng. (Golder Associés Itée)	11 juillet 2019
« V. Tran », géo. (Wood)	11 juillet 2019
« JP. Lutti », Eng. (Wood)	11 juillet 2019
« S. Latulippe », Eng. (WSP)	11 juillet 2019

Table des matières

1	Résumé	1-1
1.1	Introduction	1-1
1.2	Géologie et minéralisation	1-2
1.3	Ressources et réserves	1-4
1.4	Exploitation minière	1-6
1.5	Métallurgie	1-9
1.6	Traitement du minerai	1-11
1.7	Infrastructures	1-14
1.8	Environnement et permis	1-15
1.9	Communauté	1-17
1.10	Estimation des dépenses en immobilisations	1-18
1.11	Estimation des coûts d'exploitation	1-19
1.12	Analyse économique	1-19
1.13	Mise en œuvre du projet	1-20
1.14	Conclusions et recommandations	1-21
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 fréquemment	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	4-10
4.4	Droits miniers et droits de surface au Québec	4-10
4.5	Responsabilités environnementales	4-11
5	Accessibilité, climat, ressources locales, infrastructures et géographie physique	5-1
5.1	Accessibilité	5-1
5.2	Ressources et infrastructures locales	5-1
5.3	Climat	5-2
5.4	Géographie physique	5-2
6	Historique	6-1
6.1	Travaux d'exploration et de développement	6-1
6.2	Production minière historique	6-10
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	7-7
7.4	Minéralisation en nickel-cuivre-ÉGP de type contact	7-29
7.5	Découverte de sulfures massifs au contact basal en 2011	7-29
7.6	Autres types de minéralisation en ÉGP	7-30

7.7	Définition des domaines métallurgiques au sein de la minéralisation nickélique	7-31
8	Types de gîtes minéraux	8-1
9	Travaux d'exploration	9-1
9.1	Géophysique	9-1
9.2	Cartographie géologique	9-2
9.3	Échantillonnage minéralogique	9-5
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	10-6
10.2	Forages structuraux	10-8
10.3	Forages géotechniques du substrat rocheux	10-8
10.4	Forages géotechniques du mort-terrain	10-9
10.5	Forages pour essais métallurgiques	10-11
10.6	Forages d'exploration régionale	10-11
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	11-22
11.3	Commentaires de SRK	11-23
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 à l'étude de faisabilité	13-7
13.4	Caractérisation du débit de minerai	13-12
13.5	Tests de caractérisation du circuit de comminution	13-13
13.6	Résultats des tests de variabilité métallurgique	13-16
13.7	Résultats d'optimisation métallurgique	13-24
13.8	Équations de récupération	13-35
13.9	Taux d'humidité de liquéfaction et transportable établis par SGS	13-57
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	14-13
14.4	Estimation des ressources minérales	14-15
15	Estimations des réserves minérales	15-18
15.1	Sommaire	15-18
15.2	Survol de la procédure d'estimation des réserves	15-18
15.3	Modèle NSR	15-19
15.4	Coquilles de fosses LG – Avant-dernière itération	15-20
15.5	Coquilles de fosses LG – Itération finale	15-22
15.6	Modèle de fosse aménagée	15-23

15.7	Dilution et pertes minières	15-25
15.8	Teneur de coupure	15-26
15.9	Classification des réserves	15-28
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	16-13
16.4	Description du processus minier	16-40
17	Méthodes de récupération	17-1
17.1	Général	17-1
17.2	Critères de conception de l'usine	17-1
17.3	Sommaire des critères de conception	17-2
17.4	Débit de traitement et disponibilité	17-4
17.5	Stratégie d'usinage	17-4
17.6	Teneur d'alimentation	17-4
17.7	Élaboration du schéma de traitement et choix des dimensions de l'équipement	17-4
17.8	Sélection du procédé unitaire	17-4
17.9	Circuit de comminution	17-10
17.10	Conception du circuit de flottation	17-14
17.11	Configuration du circuit de flottation	17-15
17.12	Épaississement, entreposage et filtration du concentré nickélifère	17-18
17.13	Élimination des résidus	17-19
17.14	Analyse en continu	17-19
17.15	Échantillonnage	17-20
17.16	Réactifs	17-21
17.17	Services d'air	17-23
17.18	Philosophie de contrôle des procédés	17-23
18	Infrastructures du projet	18-1
18.1	Introduction	18-1
18.2	Alimentation électrique du site	18-1
18.3	Gaz propane	18-3
18.4	Voie ferrée	18-3
18.5	Routes	18-3
18.6	Usine de traitement	18-3
18.7	Empilements de roches stériles et de mort-terrain, haldes de minerai à basse teneur et empilements de matériaux réutilisables	18-4
18.8	Parc à résidus	18-6
18.9	Atelier d'entretien des camions et bâtiments d'entreposage	18-18
18.10	Laboratoire d'essais	18-18
18.11	Distribution de l'eau et approvisionnement	18-19
18.12	Approvisionnement, entreposage et distribution du carburant	18-19
18.13	Transport et expédition	18-20
18.14	Construction de campements	18-21
18.15	Sécurité du site	18-21
18.16	Communications	18-21
18.17	Système de gestion des eaux de ruissellement	18-22
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	19-3

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	20-2
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 (ÉIES)	20-16
20.6	Obtention des permis environnementaux et réglementation en vigueur	20-19
20.7	Programme de géochimie environnementale	20-21
20.8	Santé et sécurité	20-28
21	Dépenses en immobilisations et coûts d'exploitation	21-1
21.1	Données utilisées dans le cadre de l'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	21-5
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	22-1
22.3	Résultats pour le scénario de base	22-3
22.4	Rapprochement avec l'étude de préfaisabilité révisée	22-7
22.5	Analyse de sensibilité	22-9
23	Propriétés adjacentes	23-1
24	Autres données et informations pertinentes	24-2
24.1	Mise en œuvre du projet	24-2
24.2	Survol des opportunités	24-7
24.3	Équipement minier autonome	24-8
24.4	Magnétite	24-10
24.5	Calendrier de production selon le scénario alternatif	24-11
24.6	Autres opportunités	24-14
25	Interprétation et conclusions	25-1
26	Recommandations	26-5
27	Références	27-7

Liste des tableaux

Tableau 1-1 : Projet nickélifère Dumont, Québec, SRK Consulting (Canada) Inc. (30 mai 2019).....	1-5
Tableau 1-2 : Estimation des réserves minérales (30 mai 2019)	1-5
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	1-18
Tableau 1-5 : Dépenses initiales en immobilisations par secteur - 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.....	1-19
Tableau 1-7 : Sommaire des paramètres économiques.....	1-19
Tableau 1-8 : Calendrier de réalisation du projet nickélifère Dumont – Principales dates d'importance	1-20
Tableau 2-1 : Participants à l'étude de faisabilité Dumont	2-2
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	6-12
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 6-10 : Sommaire des réserves minérales (David Penswick, 14 mai 2012)	6-18
Tableau 6-11 : Estimation des réserves minérales (Snowden, 17 juin 2013).....	6-18
Tableau 7-1 : Pourcentage moyen en nickel dans les silicates d'échantillons EXPLMIN ^{MC} par domaine de serpentinitisation (tel que définis à la section 7.7)	7-15
Tableau 7-2 : Résultats de la microsonde électronique	7-17
Tableau 7-3 : Statistiques pour les groupes de pentlandite riche et pauvre en Ni	7-18
Tableau 7-4 : Analyses à la microsonde électronique pour la magnétite	7-20
Tableau 7-5 : Pourcentage poids de cobalt dans la pentlandite, l'heazlewoodite, l'awaruite, la serpentine et la magnétite selon les données de microsonde	7-22
Tableau 7-6 : Populations d'échantillons sans sulfures selon la quantité d'awaruite	7-29
Tableau 7-7 : Résultats d'analyses de l'intervalle de sulfures massifs du forage 11-RN-355	7-29
Tableau 7-8 : Proportion des réserves dans chaque domaine métallurgique	7-32
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	10-2
Tableau 11-1 : Sommaire des caractéristiques des matériaux de référence certifiés	11-5
Tableau 11-2 : Procédure de préparation des échantillons minéralogiques EXPLMIN ^{MC} chez ALS	11-7
Tableau 11-3 : Vérifications quotidiennes de qualité effectuées par SGS pour les analyses QEMSCAN	11-9
Tableau 11-4 : Procédure des tests de lixiviation à court terme.....	11-21
Tableau 11-5 : Spécifications des matériaux de référence certifiés utilisés par RNC entre 2007 et 2012	11-23
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.....	13-8
Tableau 13-5 : Composition des composites de minéralisation de type alliage	13-8

Tableau 13-6 : Composition des composites de minéralisation mixte.....	13-8
Tableau 13-7 : Composite 1 : Riche en serpentine ferrifère – Ni récupérable plus élevé.....	13-9
Tableau 13-8 : Composite 2 : Riche en serpentine ferrifère – Ni récupérable moins élevé.....	13-9
Tableau 13-9 : Composite 3 : Sulfures mixtes	13-9
Tableau 13-10 : Composite 4 : Dominé par la Pn – Ni récupérable plus élevé	13-10
Tableau 13-11 : Composite 5 : Dominé par la Pn – Ni récupérable moins élevé	13-10
Tableau 13-12 : Composite 6 : Dominé par la Hz – Ni récupérable plus élevé	13-10
Tableau 13-13 : Composite 7 : Dominé par la Hz – Ni récupérable moins élevé	13-11
Tableau 13-14 : Teneur d'alimentation et minéralogie pour chacun des composites.....	13-11
Tableau 13-15 : Statistiques sommaires des résultats des tests d'impact et de Bond	13-14
Tableau 13-16 : Résultats sommaires des échantillons de référence	13-17
Tableau 13-17 : Conditions standard pour les essais STP	13-20
Tableau 13-18 : Conditions standard pour les essais STP	13-22
Tableau 13-19 : Résultats sommaires des tests de variabilité STP	13-23
Tableau 13-20 : Sommaire des résultats STP par type de minéralisation.....	13-23
Tableau 13-21 : Essais d'optimisation comparatifs	13-24
Tableau 13-22 : Tests cinétiques et des réactifs pour la surverse (10 % de masse à la surverse).....	13-28
Tableau 13-23 : Tests cinétiques et des réactifs pour la surverse (20 % de masse à la surverse).....	13-28
Tableau 13-24 : Tests cinétiques et des réactifs pour la sousverse (10 % de masse à la surverse)	13-29
Tableau 13-25 : Tests cinétiques et des réactifs pour la sousverse (20 % de masse à la surverse)	13-29
Tableau 13-26 : Résultats sommaires des tests cinétiques de flottation pour la surverse et la sousverse	13-30
Tableau 13-27 : Résultats sommaires des tests cinétiques	13-31
Tableau 13-28 : Consommation de réactifs lors des essais STP	13-31
Tableau 13-29 : Consommation de réactifs dans les circuits de dégrossissage et de la surverse.....	13-32
Tableau 13-30 : Consommation de réactifs de purification / épuisement et du circuit d'Aw.....	13-32
Tableau 13-31 : Effet de la puissance du xanthate sur la flottation de dégrossissage.....	13-32
Tableau 13-32 : Effet de la puissance du xanthate sur la flottation des schlamms	13-33
Tableau 13-33 : Sommaire de la consommation des réactifs– Circuit complet.....	13-33
Tableau 13-34 : Résultats des essais d'épaississement.....	13-34
Tableau 13-35 : Résultats sommaires des essais de traitement des flux de résidus distincts (Wakefield, 2019) ..	13-35
Tableau 13-36 : Sommaire des critères de conception pour l'épaississement des flux de résidus distincts	13-35
Tableau 13-37 : Sommaire des essais de purification en circuit fermé	13-46
Tableau 13-38 : Récupération du nickel au concentré après purification des schlamms	13-47
Tableau 13-39 : Consommation de réactifs dans les essais à circuit fermé de 2013.....	13-50
Tableau 13-40 : Répartition du cobalt dans les différents minéraux.....	13-52
Tableau 13-41 : Concentration en ÉGP du concentré Dumont	13-53
Tableau 13-42 : Teneurs moyennes en Pt et Pd dans le concentré par domaine métallurgique	13-53
Tableau 13-43 : Analyses géochimiques des concentrés	13-54
Tableau 13-44 : Résultats sommaires des essais dynamiques d'épaississement	13-55
Tableau 13-45 : Résultats sommaires des essais de filtration du concentré (Ho, 2016).....	13-56
Tableau 13-46 : Taux d'humidité de liquéfaction et transportable établis par SGS.....	13-56
Tableau 13-47 : Tests de broyabilité de l'échantillon de l'affleurement	13-58
Tableau 13-48 : Résultats métallurgiques incluant les résultats dans la surverse et le circuit d'Aw	13-60
Tableau 13-49 : Résultats d'analyse du matériel d'alimentation et du calcinat	13-65
Tableau 14-1 : Projet nickélifère Dumont, Québec, SRK Consulting (Canada) Inc., 30 mai 2019	14-2
Tableau 14-2 : Limites de détection	14-5
Tableau 14-3 : Valeurs de coupure supérieures pour chaque domaine.....	14-7
Tableau 14-4 : Statistiques sommaires pour le Ni (%) calculées à l'aide des analyses géochimiques, des composites et des composites écrêtés par domaine	14-8
Tableau 14-5 : Sommaire de la base de données de poids spécifique	14-8
Tableau 14-6 : Caractéristiques du bloc modèle Dumont	14-10
Tableau 14-7 : Stratégie d'estimation appliquée aux sept domaines de ressources.....	14-10
Tableau 14-8 : Tonnage estimé par passe dans chacun des sept domaines de ressources.....	14-11

Tableau 14-9 : Hypothèses utilisées pour l'optimisation de la fosse conceptuelle pour les besoins de l'estimation des ressources exploitables par fosse	14-14
Tableau 14-10 : Estimation de ressources minérales, projet nickélique Dumont, Québec, SRK Consulting (Canada) Inc., 30 mai 2019.....	14-16
Tableau 14-11 : Estimations des quantités et des teneurs* dans les catégories mesurées et indiquées du bloc modèle exploitables par fosse à différentes teneurs de coupure	14-16
Tableau 15-1 : Estimation des réserves minérales (30 mai 2019)	15-18
Tableau 15-2 : Calcul des valeurs NSR pour le nickel de Dumont.....	15-20
Tableau 15-3 : Avant-dernière itération LG – Phases de développement de la fosse.....	15-21
Tableau 15-4 : Comparaison of Ultimate LG RF54 with Penultimate Stage 11.....	15-23
Tableau 15-5 : Comparaison entre la fosse aménagée et la coquille LG FR54	15-25
Tableau 15-6 : Calcul de la teneur de coupure	15-27
Tableau 15-7 : Conversion des ressources en réserves (les nombres ont été arrondis, ainsi les totaux pourraient ne pas correspondre à la somme des composantes)	15-29
Tableau 16-1 : Caractéristiques géotechniques représentative des types de roches du projet Dumont.....	16-5
Tableau 16-2 : Lignes directrices de l'aménagement de la fosse Dumont par secteur	16-7
Tableau 16-3 : Valeur moyenne des propriétés de l'argile saturée grise	16-10
Tableau 16-4 : Recommandations pour l'aménagement des pentes de la fosse dans le mort-terrain.....	16-12
Tableau 16-5 : Cédule d'exploitation sur la durée de vie de la mine (extraction minière)	16-25
Tableau 16-6 : Cédule d'exploitation sur la durée de vie de la mine (traitement du minerai).....	16-25
Tableau 16-7 : Flotte d'équipement minier du projet Dumont	16-43
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 – Excavatrices en fonction sur les gradins de 5 m.....	16-47
Tableau 16-11 : Critères de conception au niveau du chargement – Équipement en fonction sur les gradins de 10 m et de 15 m	16-47
Tableau 16-12 : Critères de conception pour le halage.....	16-48
Tableau 17-1 : Sommaire des critères de conception de l'usine de traitement	17-3
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	17-16
Tableau 18-1 : Critères de conception du parc à résidus.....	18-7
Tableau 19-1 : Hypothèses de prix en dollars US.....	19-3
Tableau 20-1 : Études utilisées pour décrire les éléments biophysiques et sociaux mentionnés dans l'étude de faisabilité et jusqu'en 2018.....	20-1
Tableau 20-2 : Indicateurs socio-économiques des municipalités situées à proximité du projet Dumont s	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	20-21
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).....	20-23
Tableau 20-7 : Résumé des caractéristiques environnementales pour les échantillons de résidus (Golder, 2013).....	20-24
Tableau 20-8 : Résumé des caractéristiques chimiques et classification du mort-terrain selon les résultats des essais statiques (Golder, 2013)	20-25
Tableau 21-1 : Sommaire des dépenses en immobilisations.....	21-2
Tableau 21-2 : Dépenses en immobilisations initiales par domaine (phase 1).....	21-3
Tableau 21-3 : Dépenses en immobilisations d'expansion par domaine (seulement phase 2)	21-3
Tableau 21-4 : Dépenses en immobilisations de maintien par domaine	21-4
Tableau 21-5 : Sommaire des dépenses en immobilisations – Domaine 1 – Extraction minière (M\$).....	21-5
Tableau 21-6 : Sommaire des coûts d'exploitation.....	21-16
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.....	21-18

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 – par élément.....	21-21
Tableau 21-12 : Résumé des coûts G&A – par secteur.....	21-21
Tableau 22-1 : Sommaire des paramètres économiques de l'étude de faisabilité.....	22-1
Tableau 22-2 : Sommaire des paramètres économiques par période.....	22-3
Tableau 22-3 : Paramètres économiques détaillés.....	22-6
Tableau 22-4 : Sensibilité de la VAN du projet à 8 %.....	22-13
Tableau 22-5 : Sensibilité du TRI du projet.....	22-13
Tableau 22-6 : Sensibilité des flux de trésorerie et du BAIIA du projet.....	22-14
Tableau 22-7 : Sensibilité des coûts au comptant du projet.....	22-14
Tableau 24-1 : Calendrier de réalisation du projet nickélifère Dumont – Principales dates d'importance.....	24-6
Tableau 24-2 : Estimation des économies découlant du recours à de l'équipement autonome (en M\$ CA).....	24-10
Tableau 24-3 : Sommaire des essais de production d'un concentré de magnétite.....	24-11
Tableau 24-4 : Comparaison des estimations des dépenses en immobilisations du scénario de base et du scénario alternatif.....	24-13
Tableau 24-5 : Ventilation des dépenses en immobilisations directes liées aux deux options (±30 %, T1AC2019, M\$ CA).....	24-15
Tableau 24-6 : Ventilation des coûts d'exploitation pour les deux options (±30 %, T1AC2019, M\$ CA).....	24-15

Figures

Figure 1-1 : Localisation du projet.....	1-3
Figure 1-2 : Séquence d'extraction minière.....	1-7
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.....	4-7
Figure 4-3 : Propriété Dumont — éléments de surface à considérer.....	4-12
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 : Propriété Dumont, où l'on peut voir le relief typiquement plat, une foreuse et quelques zones déboisées.....	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).....	7-3
Figure 7-3 : Carte géologique de la propriété Dumont.....	7-4
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.....	7-7
Figure 7-5 : Photo de la minéralisation de Dumont en carotte de forage (largeur du champ de vision : 5 cm).....	7-8
Figure 7-6 : Assemblage de minéralisation sulfurée. Échantillon où la heazlewoodite est prédominante (EXP_204).....	7-10
Figure 7-7 : Assemblage de minéralisation sulfurée. Échantillon où la pentlandite est prédominante (EXP_287).....	7-11
Figure 7-8 : Assemblage de minéralisation d'alliage. Échantillon (EXP_221).....	7-12
Figure 7-9 : Assemblage de minéralisation mixte. Échantillon (EXP_256).....	7-13
Figure 7-10 : Image BSE de fines inclusions de nickel dans une matrice de serpentine.....	7-15
Figure 7-11 : Localisation des échantillons analysés à la microsonde électronique.....	7-16
Figure 7-12 : Distribution de fréquences du pourcentage de nickel dans la pentlandite.....	7-17
Figure 7-13 : Distribution de fréquences et courbe de la fréquence cumulée du pourcentage de nickel dans la serpentine.....	7-19
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).....	7-20
Figure 7-15 : Distribution du pourcentage de nickel dans la magnétite.....	7-21
Figure 7-16 : Pourcentage de nickel dans l'awaruite versus pourcentage de nickel dans la magnétite.....	7-21

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	7-22
Figure 7-18 : Distribution de la teneur en Ni de la pentlandite	7-24
Figure 7-19 : Sections minéralogiques du processus de serpentinisation à l'intérieur de la dunite de Dumont, images QEMSCAN d'EXPLOMIN ^{MC}	7-25
Figure 7-20: Caractéristiques des phases de serpentinisation précoce et avancée.....	7-27
Figure 7-21 : Distribution modélisée de l'intensité de la serpentinisation et minéralogie associée	7-28
Figure 7-22 : Vues en plan et en section de l'intervalle de sulfures massifs recoupé dans le sondage 11-RN-355.....	7-30
Figure 7-23 : Distribution des domaines métallurgiques dans le bloc modèle.....	7-32
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 dunite 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.....	10-3
Figure 10-2 : Forages sur la propriété Dumont selon les années.....	10-4
Figure 10-3 : Sites des forages dans le mort-terrain et essais de pénétration à pointe conique (EPC)	10-5
Figure 10-4 : Section de forage 6000 E montrant les limites des parois de la fosse (ÉF)	10-6
Figure 10-5 : Section de forage 6600 E montrant les limites des parois de la fosse (ÉF)	10-7
Figure 10-6 : Section de forage 7600 E montrant les limites des parois de la fosse (ÉF).....	10-7
Figure 10-7 : Section de forage 8350 E montrant les limites des parois de la fosse (ÉF).....	10-8
Figure 10-8 : Exemple de résultats d'EPC pour le sondage 11RNCPT08	10-10
Figure 10-9 : Site de forage indiquant l'emplacement des collets du forage PQ 10-RN-218 (pour essais en mini-usine pilote).....	10-12
Figure 11-1 : Carothèque à Amos.....	11-3
Figure 11-2 : Localisation des forages de calibre PQ.....	11-10
Figure 11-3 : Localisation des échantillons visant à évaluer la variabilité métallurgique (échantillons STP).....	11-13
Figure 11-4 : Exemple du découpage en domaines de chaque sondage pour les échantillons STP.....	11-14
Figure 11-5 : Schéma de préparation des échantillons - Carottage entier de calibre PQ.....	11-16
Figure 11-6 : Schéma de préparation des échantillons - Demi-carottes de calibre NQ.....	11-17
Figure 11-7 : Préparation des échantillons pour évaluer la variabilité rhéologique	11-18
Figure 11-8 : Graphiques montrant le biais, la précision et graphiques quantile-quantile pour les échantillons EXPLOMIN ^{MC} (QEMSCAN vs Satmagan) (SGS) – Magnétite.....	11-24
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.....	13-19
Figure 13.3 : Schéma de traitement de la procédure STP mise à jour.....	13-21
Figure 13.4 : Récupération de flottation en fonction de la granulométrie de broyage	13-26
Figure 13.5 : Récupération de dégrossissage en fonction de la granulométrie de broyage	13-26
Figure 13.6 : Teneur du préconcentré en fonction de la granulométrie de broyage	13-27
Figure 13-7 : Résultats de l'analyse de régression sur les échantillons STP sans distinguer les domaines	13-36
Figure 13-8 : Distribution des ratios Hz/Pn dans les résultats EXPLOMIN ^{MC}	13-37
Figure 13-9 : Répartition des sulfures	13-37
Figure 13-10 : Répartition de la serpentine ferrifère à l'intérieur de la coquille de fosse de l'ÉF	13-38
Figure 13-11 : Teneur en nickel de la pentlandite	13-39
Figure 13-12 : Récupération STP pour les échantillons enrichis ou non en FESP	13-40
Figure 13-13 : Récupération modélisée par régression pour les échantillons dominés par la Hz	13-40
Figure 13-14 : Répartition du domaine métallurgique dominé par la Hz	13-41
Figure 13-15 : Récupération modélisée par régression pour les échantillons de sulfures mixtes.....	13-41
Figure 13-16 : Répartition du domaine métallurgique des sulfures mixtes.....	13-42
Figure 13-17 : Récupération modélisée par régression pour les échantillons dominés par la Pn.....	13-42
Figure 13-18 : Répartition du domaine dominé par la Pn.....	13-43
Figure 13-19 : Récupération modélisée par régression pour les échantillons enrichis en serpentine ferrifère.....	13-43

Figure 13-20 : Répartition du domaine enrichi en serpentine ferrifère	13-44
Figure 13-21 : Domaines métallurgiques à l'intérieur de la coquille de la fosse de l'ÉF.....	13-45
Figure 13-22 : Relation entre la teneur en soufre (%) du préconcentré et la récupération à la purification.....	13-46
Figure 13-23 : Essais de confirmation en circuit fermé effectués en 2013.....	13-49
Figure 13-24 : Récupération obtenue lors des essais en circuit fermé vs récupération modélisée.....	13-51
Figure 13-25 : Résultats de l'échantillon provenant de la fosse des années 1970.....	13-52
Figure 13-26 : Résultats des essais de flottation de dégrossissage.....	13-59
Figure 13-27 : Diagramme des opérations de l'usine-pilote de 2015.....	13-61
Figure 13-28 : Récupération et teneur des essais en usine-pilote vs en circuit fermé	13-62
Figure 13-29 : Four de grillage de 12 po.....	13-64
Figure 14-1 : Répartition des sept enveloppes minéralisées utilisées comme domaines de ressources pour contraindre l'estimation des ressources.....	14-4
Figure 14-2 : Histogramme et graphique de probabilité montrant la distribution des longueurs des intervalles échantillonnés.....	14-5
Figure 14-3 : Statistiques de base pour le nickel dans le domaine 3	14-6
Figure 14-4 : Corrélogramme du nickel (%) dans le domaine 3 utilisé pour ajuster le variogramme.....	14-9
Figure 14-5 : Domaines modélisés du projet nickélifère Dumont à l'intérieur de la coquille de la fosse conceptuelle.....	14-15
Figure 14-6 : Courbe teneur vs tonnage pour le projet nickélifère Dumont.....	14-17
Figure 15-1 : Penultimate LG – comparaison des phases 11 à 13	15-22
Figure 15-2 : Fosse finale aménagée.....	15-24
Figure 15-3 : Dilution et pertes minières au contact minéral-stérile (vue en plan).....	15-26
Figure 15-4 : Ni Recovery by Grade Bin	15-28
Figure 16-1 : Vue en plan des types de roches et des structures majeures susceptibles d'être exposées dans la coquille de fosse proposée du projet Dumont (l'éponte supérieure forme la paroi nord-est de la fosse modélisée).....	16-4
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)	16-5
Figure 16-3 : Secteurs d'aménagement de la fosse Dumont	16-6
Figure 16-4 : Courbes isopaques montrant l'épaisseur du mort-terrain	16-9
Figure 16-5 : Courbes isopaques montrant l'épaisseur des sols organiques et à grains fins.....	16-10
Figure 16-6 : Domaines du mort-terrain basés sur la résistance sans consolidation de l'argile grise	16-11
Figure 16-7 : Fosses à ciel ouvert au projet Dumont.....	16-14
Figure 16-8 : Phases de développement de la fosse à ciel ouvert.....	16-17
Figure 16-9 : Développement de la mine - Fin du prédécapage	16-18
Figure 16-10 : Développement de la mine - Fin de l'an 1.....	16-19
Figure 16-11 : Développement de la mine - Fin de l'an 2.....	16-19
Figure 16-12 : Développement de la mine - Fin de l'an 3.....	16-20
Figure 16-13 : Développement de la mine - Fin de l'an 5.....	16-20
Figure 16-14 : Développement de la mine - Fin de l'an 10.....	16-21
Figure 16-15 : Développement de la mine - Fin de l'an 15.....	16-21
Figure 16-16 : Développement de la mine - Fin de l'an 19 (fin de l'exploitation dans la fosse principale).....	16-22
Figure 16-17 : Développement de la mine - Fin de l'an 24 (fin de l'exploitation minière)	16-22
Figure 16-18 : Cédula sommaire de production minière	16-24
Figure 16-19 : Production de l'usine et halde de minerai à basse teneur.....	16-26
Figure 16-20 : Alimentation de l'usine selon la source et production de Ni.....	16-27
Figure 16-21 : Valeur cumulative du nickel récupéré par tonne de minerai traité vs minerai extrait de la fosse	16-27
Figure 16-22 : Section transversale de l'empilement de stériles dans la fosse (WRD2) at Year 19.....	16-30
Figure 16-23 : Section transversale de la halde de stériles dans la fosse (WRD2) à l'an 24, à l'an 31 et à l'an 40.....	16-30
Figure 16-24 : Aménagement des haldes et des empilements	16-31
Figure 16-25 : Aménagement des haldes et des empilements – An 10.....	16-32
Figure 16-26 : Aménagement des haldes et des empilements – An 15.....	16-32
Figure 16-27 : Aménagement des haldes et des empilements – An 19	16-33
Figure 16-28 : Aménagement des haldes – An 24.....	16-33

Figure 16-29 : Aménagement des haldes – An 31	16-34
Figure 16-30 : Section transversale typique de la digue Est du parc à résidus	16-36
Figure 16-31 : Section transversale typique de la digue Sud du parc à résidus	16-37
Figure 16-32 : Section transversale typique du bassin d'eau recyclée du parc à résidus	16-38
Figure 16-33 : Aménagement général du parc à résidus	16-39
Figure 16-34 : Flottes minières – Horizon argileux	16-41
Figure 16-35 : Flottes minières – Sous l'horizon argileux	16-41
Figure 16-36 : Consommation de diesel	16-51
Figure 16-37 : Système de trolley à Aitik	16-53
Figure 16-38 : Rampes munies d'un système de trolley au projet Dumont	16-55
Figure 16-39 : Effectifs requis	16-57
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 : Vue de l'usine de traitement	17-9
Figure 18-1 : Plan d'aménagement du site	18-2
Figure 18-2 : Empilements de stériles, de matériaux réutilisables et de minerai à basse teneur du projet Dumont	18-5
Figure 18-3 : Conception de la digue de départ du parc à résidus	18-10
Figure 18-4 : Section transversale typique de la digue Est du parc à résidus	18-12
Figure 18-5 : Section transversale typique de la digue Sud du parc à résidus	18-13
Figure 18-6 : Section transversale typique du bassin d'eau recyclée du parc à résidus	18-14
Figure 18-7 : Vue en plan du système de collecte des eaux d'infiltration du parc à résidus	18-17
Figure 19-1 : Facteurs de croissance de la consommation de nickel : l'acier inoxydable et les batteries	19-2
Figure 19-2 : Niveaux des inventaires de nickel sur les marchés LME et SHFE	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	20-26
Figure 22-1 : Flux de trésorerie sur la durée de vie du projet	22-5
Figure 22-2 : Changements à la VAN du projet (en dollars US)	22-8
Figure 22-3 : Changements à la VAN du projet (en dollars CA)	22-9
Figure 22-4 : Sensibilité de la VAN du projet aux variations des principales hypothèses	22-10
Figure 22-5 : Sensibilité du TRI du projet aux variations des principales hypothèses	22-11
Figure 22-6 : Sensibilité de la VAN du projet aux variations des hypothèses secondaires	22-12
Figure 22-7 : Sensibilité du TRI du projet aux variations des hypothèses secondaires	22-12
Figure 24-1 : Calendrier préliminaire de réalisation	24-5
Figure 24-2 : Impact potentiel des opportunités	24-8
Figure 24-3 : Comparaison des schémas de traitement du scénario de base et du scénario alternatif	24-12
Figure 24-4 : Comparaison de la production de Ni payable du scénario de base et du scénario alternatif	24-14

1 RÉSUMÉ

1.1 Introduction

Le projet Dumont sera une exploitation minière avec une fosse à ciel ouvert et une usine de traitement, où l'on utilisera des méthodes conventionnelles de forage et de sautage et où le minerai sera chargé, à l'aide d'excavatrices hydrauliques et de pelles à câbles électriques, dans des camions d'une capacité variant de 45 à 290 tonnes. L'usine de traitement sera construite en deux étapes. Au départ, lors de la phase I, l'usine aura un taux de traitement moyen de 52,5 kt/j. Un concentré de nickel qui renfermera aussi du cobalt et des ÉGP sera produit en utilisant un broyeur semi-autogène (SAG) et deux broyeurs à boulets pour le broyage, une étape de déschlammage en cyclones, et un circuit de flottation et de séparation magnétique conventionnel. Le taux de traitement en phase II sera doublé à 105 kt/j à l'an 7. Cette augmentation sera obtenue en doublant la ligne de production.

Royal Nickel Corporation (RNC) est une société de ressources minérales comptant plusieurs actifs dont le siège social est situé à Toronto (Canada) et qui se consacre principalement au développement et à l'accroissement de la production de sa mine d'or Beta Hunt et au développement du projet Dumont, un projet de nickel-cobalt ultramafique de grande envergure situé 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. Le 20 avril 2017, RNC a clôturé une entente de coentreprise avec Waterton Precious Metals Fund II Cayman, LP et Waterton Mining Parallel Fund Onshore Master, LP (collectivement, Waterton). Selon les modalités de la transaction, Waterton a acquis une participation de 50 % dans le projet Dumont. RNC et Waterton ont formé la coentreprise Dumont, une coentreprise nickélifère à 50/50 qui détient le projet de nickel-cobalt de Dumont par l'entremise de Magneto Investments Limited Partnership (la coentreprise Dumont). Le 23 juillet 2018, RNC a annoncé que sa participation dans la coentreprise Dumont serait réduite à environ 28 % suivant la conversion, par Waterton, de son billet convertible de 10 millions de dollars américains dans RNC en unités additionnelles de la coentreprise Dumont.

RNC est gérant des travaux sur le projet au nom de la coentreprise Dumont. Les claims miniers qui couvrent le gisement Dumont sont présentement détenus à 98 % par Magneto Investments Limited Partnership et 2 % par Ressources Québec.

Ausenco Engineering Canada Inc. (Ausenco) a été mandatée par RNC en septembre 2018, à titre de gérant de la coentreprise Dumont, pour préparer la mise à jour de l'étude de faisabilité (ÉF) et le rapport technique conforme au Règlement 43-101 sur le projet. Le présent 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 été engagé pour préparer les sections portant sur la géologie, l'estimation des ressources et la géotechnique. Wood PLC (Wood) a été engagé pour préparer les sections portant sur la gestion des résidus, le bilan hydrique du site, la géotechnique et le plan de fermeture, tandis que les services de David Penswick (Penswick) ont été retenus pour la préparation des sections portant sur la conception minière, les coûts d'exploitation minière, l'estimation des dépenses en immobilisations pour la mine, l'estimation des réserves et l'évaluation financière. WSP Global Inc. (WSP) a été engagé pour contribuer au projet sur le plan de l'environnement et des permis. Golder Associates Ltd (Golder) a contribué aux sections sur l'hydrologie, l'hydrogéologie et la géochimie environnementale.

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 12 823 habitants (recensement de 2016). Amos est aussi le siège administratif de la MRC d'Abitibi (figure 1-1).

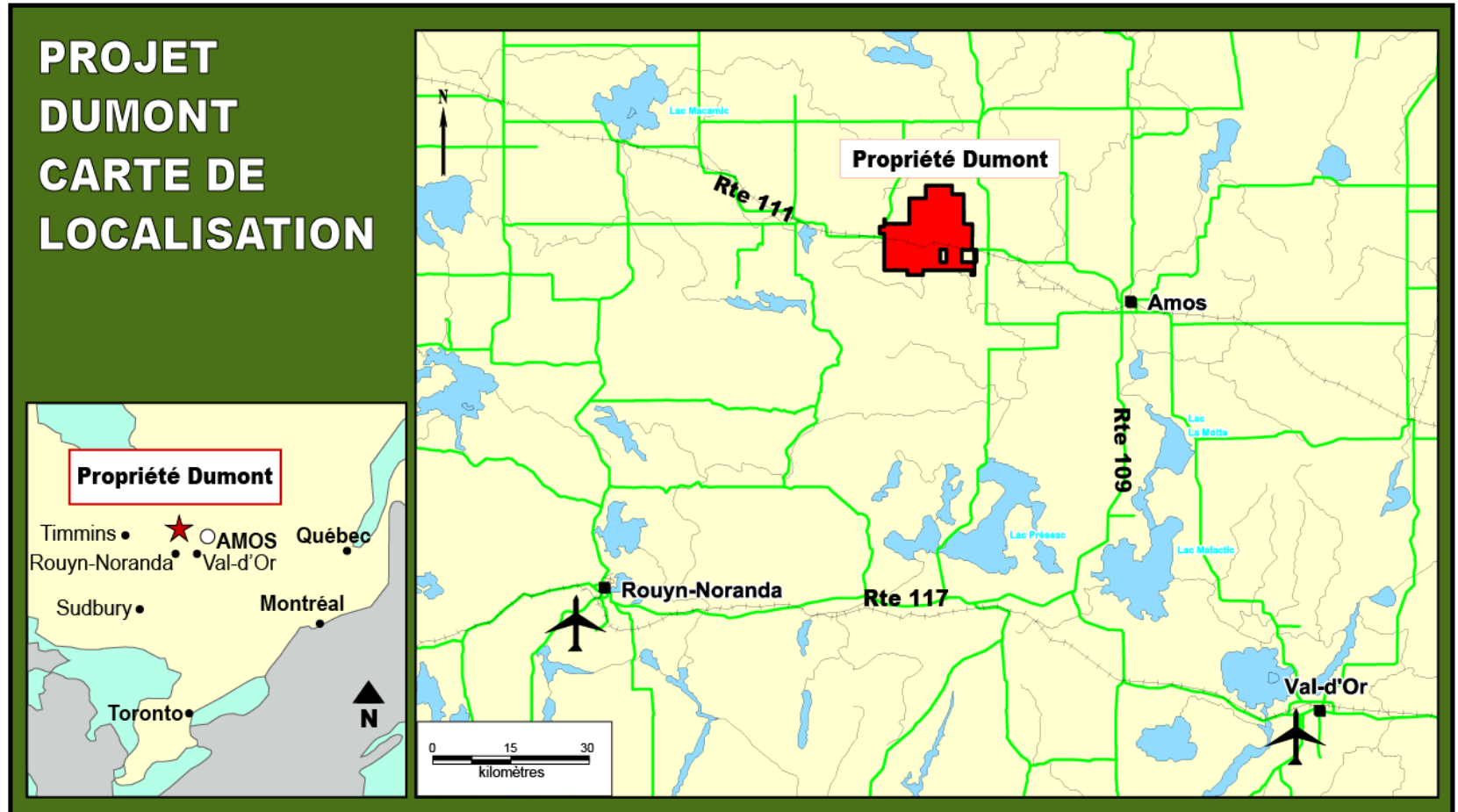
La propriété Dumont n'a jamais fait l'objet d'exploitation ou de production minière. Toutefois, depuis près d'un siècle, les régions de Val-d'Or et de Rouyn-Noranda situées en périphérie de la propriété Dumont sont et continuent d'être l'objet d'une exploitation minière prolifique.

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 nickélifère disséminée est caractérisée par une quantité variable de bulles disséminées de pentlandite ((Ni,Fe)₉S₈), d'heazlewoodite (Ni₃S₂) 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). 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 nickélifère 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.

Dès 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 nickélifère 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 nickélifère. Les cibles de forage 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 du projet Dumont.

La construction du modèle des ressources minérales est le fruit d'une collaboration entre RNC et SRK Consulting (Canada) Inc. Les domaines de ressources tridimensionnels ont été construits par le personnel de RNC et révisés par SRK. L'estimation des ressources a été en grande partie effectuée par M. Sébastien Bernier, géo. (OGQ 1034, APGO 1847). Chelsey Protulipac, P.Geo. (APGO 2608), a procédé à une mise à jour des paramètres de définition du modèle de blocs, tandis que Dr. Oy Leuangthong, P.Eng. (APEGA 82746, PEO 90563867), a participé à l'analyse géostatistique, à l'analyse variographique, et à la sélection des paramètres d'estimation des ressources. La date d'effet de l'estimation des ressources actuelle est le 30 mai 2019. L'estimation des ressources minérales tient compte des données de forage disponibles au 31 décembre 2012, puisqu'aucune nouvelle donnée de forage n'est disponible depuis cette date, et a été réalisée en adoptant une approche géostatistique pour la modélisation des blocs confinés à l'intérieur de sept modèles fil-de-fer de la 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 : Projet nickélifère Dumont, Québec, SRK Consulting (Canada) Inc. (30 mai 2019)*

Catégorie de ressources	Quantité (kt)	Teneur		Nickel contenu		Cobalt contenu	
		Ni (%)	Co (ppm)	(kt)	(Mlbs)	(kt)	(Mlbs)
Mesurées	372 100	0,28	112	1 050	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 (%)		Magnétite contenue			
				(kt)			
Mesurées	-	-		-			
Indiquées	1 114 300	4,27		47 580			
Mesurées + Indiquées	1 114 300	4,27		47 580			
Présumées	832 000	4,02		33 430			

Remarque : * Présenté selon une teneur de coupure de 0,15 % Ni à l'intérieur des coquilles conceptuelles de fosse optimisées en utilisant un prix de 7,50 \$ US par livre de nickel, un taux de récupération métallurgique et d'usinage moyen de 43 %, des frais de traitement et G&A de 4,33 \$ US par tonne usinée, un taux de change de 1,00 \$ CA équivalent à 0,77 \$ US, un angle de pente global de 42° à 50° selon le secteur, et un taux de production de 105 kt/j. La personne qualifiée juge que les coquilles conceptuelles de fosse ne seraient pas très différentes si les hypothèses actuelles (2019) d'optimisation des coquilles conceptuelles étaient utilisées. Les paramètres techniques resteraient les mêmes et les prix des métaux en dollars canadiens demeurent constants, compte tenu du fait que la diminution du prix du nickel en dollars américains utilisé comme hypothèse est compensée par une diminution correspondante du taux de change \$ US : \$ CA; la personne qualifiée juge donc que la teneur de coupure de 0,15 % Ni utilisée est raisonnable. 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 (30 mai 2019)*

Catégorie	Quantité (kt)	Teneurs				Métal contenu			
		Ni (%)	Co (ppm)	Pd (g/t)	Pt (g/t)	Ni (Mlb)	Co (Mlb)	Pd (koz)	Pt (koz)
Prouvées	163 140	0,33	114	0,031	0,013	1 174	41	162	67
Probables	864 908	0,26	106	0,017	0,008	4 908	202	466	220
Total	1 028 048	0,27	107	0,019	0,009	6 082	243	627	287

Remarque : * Présenté selon une teneur de coupure de 0,15 % Ni, à l'intérieur d'un modèle de la fosse finale aménagée. Ce modèle est basé sur une coquille de fosse optimisée selon la méthode Lerchs-Grossmann, en utilisant un prix de 4,05 \$ US par livre de nickel, un taux de récupération métallurgique moyen de 43 %, des coûts de traitement du minerai et G&A de 4,10 \$ US par tonne usinée, un taux de change à long terme de 1,00 \$ CA équivalent à 0,75 \$ US, un angle de pente global dans la fosse de 40° à 50° selon le

secteur, et un taux de production de 105 kt/j. Les réserves minérales tiennent compte de facteurs de 0,33 % pour les pertes minières et de 0,43 % pour la dilution, qui seront encourues à l'interface entre la minéralisation et les roches stériles. Les réserves prouvées sont basées sur les ressources mesurées incluses dans le minerai extrait 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 utilisé pour alimenter l'usine 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, de serpentine ferrière, d'heazlewoodite, de serpentine, de serpentine pauvre en fer, de magnétite, d'olivine et de pentlandite. Les modèles minéralogiques ont été construits en appui aux études métallurgiques en cours.

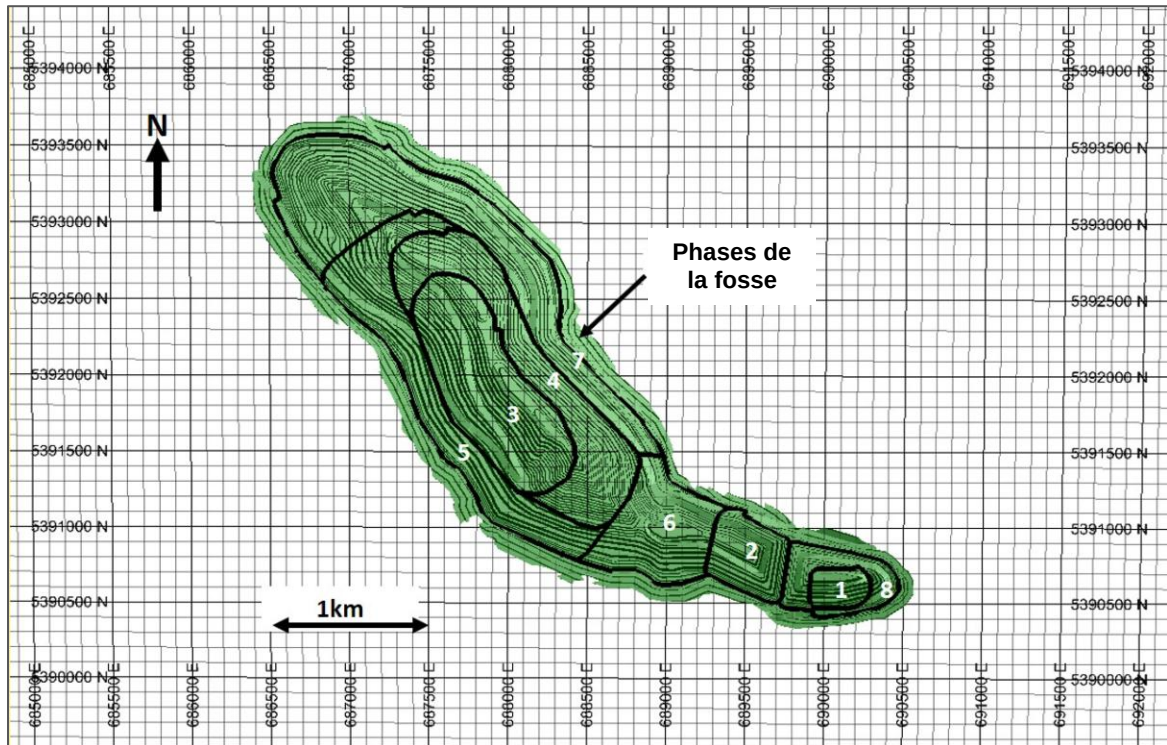
L'estimation des réserves a été préparée par David Penswick, P.Eng., consultant indépendant, à partir du bloc modèle des ressources minérales décrit ci-dessus. Les réserves sont contenues à l'intérieur d'un modèle de la fosse finale aménagée, lequel est basé sur une coquille de fosse optimisée selon la méthode Lerchs-Grossmann (LG), en utilisant un prix du nickel de 4,05 \$ US/lb, qui est considérablement plus bas que la prévision à long terme de 7,75 \$ US/lb. Les réserves incluent des facteurs de 0,43 % pour la dilution et de 0,33 % pour les pertes minières.

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. La figure 1-2 montre la séquence d'extraction minière, et un résumé de la séquence globale d'extraction minière est présenté ci-dessous :

- Phase 1 : La fosse de départ, qui cible le seul affleurement et qui fournira des roches stériles à des fins de construction, ainsi que du minerai qui sera entreposé et utilisé pour la mise en service de l'usine. Le vide créé par l'extraction minière en phase 1 servira également de réservoir temporaire pour répondre aux besoins en eau dans le cadre du démarrage de l'usine. À plus long terme, lorsque la fosse principale (phases 2 à 7) sera en exploitation, la fosse de départ servira également de capacité de stockage de réserve lors des crues printanières et d'autres périodes de précipitations élevées.
- Phase 2 : Une quantité supplémentaire de roches de construction sera fournie lors de la phase 2, située dans l'extension sud-est (ESE) immédiatement à l'ouest du pilier la séparant de la fosse de départ.
- Phase 3 : Il s'agit de la partie de la fosse où la valeur est la plus élevée; elle est ciblée dès que possible, lorsque suffisamment de roches de construction auront été obtenues dans le cadre des phases 1 et 2.
- Phases 4 et 5 : L'expansion de la fosse principale dans les épontes supérieure et inférieure.
- Phase 6 : Une extension des limites finales de l'ESE.
- Phase 7 : La phase finale dans la fosse principale, s'étendant vers l'ouest, dans l'éponte supérieure et en profondeur.
- Phase 8 : À la fin des travaux d'extraction minière dans la fosse principale, les résidus miniers seront entreposés dans la fosse et il ne sera plus nécessaire de maintenir la capacité de stockage de réserve dans la fosse de départ. La phase 8 est une extension des limites ultimes de la fosse de départ. Un pilier rocheux sera conservé entre cette fosse satellite et l'ESE immédiatement adjacente.

Figure 1-2 : Séquence d'extraction minière



Source : RNC.

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, 511 Mt au total seront chargées puis transportées aux haldes de minerai à basse teneur. De ce montant, 112 Mt de matériel à valeur plus élevée dans les stocks seront réutilisées durant les 19 premières années du projet, alors que la fosse principale sera en activité. Après la fin des opérations dans la fosse principale, les stocks résiduels de 398 Mt seront réintégrés dans le circuit d'usinage, permettant ainsi de prolonger la durée de vie du projet jusqu'à un total de 30 ans et 3 mois. Pour simplifier le texte, la durée de vie du projet dans le reste du présent document est considérée comme étant 30 ans.

La stratégie visant à entreposer le matériel de moindre valeur permet de maximiser la valeur du matériel traité durant les premières années d'exploitation. Par conséquent, la production annuelle moyenne est de 73 Mlbs de Ni récupéré en concentré durant la période initiale où le débit de traitement sera de 52,5 kt/j. Lorsque le taux de traitement grimpera à 105 kt/j, la production annuelle moyenne augmentera à 111 Mlbs de Ni récupéré tant que la fosse principale sera en exploitation. Sur les 30 ans de vie du projet, la production annuelle moyenne est de 87 Mlbs.

La stratégie qui vise à accélérer l'exploitation minière présente un autre avantage, soit celui de créer un vide, qui pourra ainsi accommoder environ 42 % des résidus produits, réduisant ainsi l'empreinte des opérations en surface.

La hauteur des gradins du projet Dumont augmentera progressivement. Au niveau de l'affleurement et en zones sous-affleurantes, le premier gradin dans la roche sera extrait à une hauteur nominale de 5 m. Des trous de 115 mm pour le dynamitage seront forés à l'aide de foreuses à percussion alimentées au diesel. Sous le premier gradin et jusqu'au niveau le plus bas de l'interface entre le mort-terrain et le roc (une fenêtre verticale de 70 m), des gradins d'une

hauteur de 10 m seront privilégiés. Des trous de 270 mm pour le dynamitage seront forés à l'aide de foreuses rotatives au diesel. Par la suite, les gradins auront une hauteur de 15 m. Des trous de 311 mm pour le dynamitage seront forés à l'aide des mêmes foreuses rotatives que celles utilisées pour les gradins de 10 m. Tous les trous seront remplis d'émulsion. Toutes les parois finales auront été prédécoupées.

Environ 71 % des 2 080 Mt qui seront excavées en tout dans les fosses du projet Dumont seront chargés au moyen de pelles à câbles électriques (d'une capacité nominale de 100 t) dans des camions avec une charge utile de 290 t, tandis qu'un autre 22 % du total excavé des fosses sera chargé au moyen de grandes excavatrices hydrauliques électriques (d'une capacité nominale de 61 t), dans des camions de 290 t aussi. Des excavatrices hydrauliques plus petites alimentées au diesel (godet d'une capacité nominale de 30 t) seront principalement utilisées pour charger le mort-terrain sec, pour un total de 5 % du tonnage excavé dans les fosses, dans des camions de 90 t. Le dernier 1 % de matériel excavé sera principalement du mort-terrain humide, qui sera chargé à l'aide de petites rétrocaveuses (capacités nominales de 8 et 15 t) dans des camions articulés de 45 t.

À partir de l'an 3, les camions de halage de 290 t seront équipés de pantographes pour utiliser le système de trolley dans les rampes principales. L'utilisation du système de trolley aura pour effet de raccourcir la durée des cycles et de réduire la consommation de diesel de plus de 35 %, ce qui représente environ 450 millions de litres comparativement à la configuration envisagée dans l'ÉF de 2013.

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.

Toute la flotte d'équipement minier sera achetée par le propriétaire. Un entrepreneur minier local possédant de l'expérience en exploitation minière dans des contextes similaires a déjà été sélectionné pour assistance durant la période de prédécapage, particulièrement pour l'extraction de la couche argileuse. Par la suite, toutes les activités d'extraction minière seront effectuées par le propriétaire.

Les 2 080 Mt de matériel extrait de la fosse comprendront 1 028 Mt de minerai, 879 Mt de roches stériles, 124 Mt de mort-terrain essentiellement composé de sable et gravier, et 49 Mt d'argile. Environ 16 % des roches stériles extraites de la fosse seront utilisés 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 52 % 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.

Environ 11 % de l'argile sera utilisé pour la construction du parc à résidus (à titre de membrane imperméable) ou dans le cadre des activités de réhabilitation. Le reste de l'argile sera placé dans des cellules construites à partir de sable et de gravier ou de roches stériles, situées du côté de l'éponte supérieure (nord-est) 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. 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;

- des sous-stations électriques pour alimenter les équipements électriques et les infrastructures du système de trolley;
- 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'œuvre s'élèveront à 298 personnes en moyenne au cours de la durée de vie du projet, y compris 441 lors de l'exploitation de la fosse principale et 110 lors du réacheminement des stocks à basse teneur.

1.5 Métallurgie

L'objectif des études métallurgiques 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 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 Axb 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; *Standard Test Procedure*) 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 serpentinisation

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 ferrière. Il s'agit des domaines dominé par la heazlewoodite, de sulfures mixtes, dominé par la pentlandite, et enrichi en serpentine ferrière.

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.

Des essais en circuit fermé du circuit complet 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.

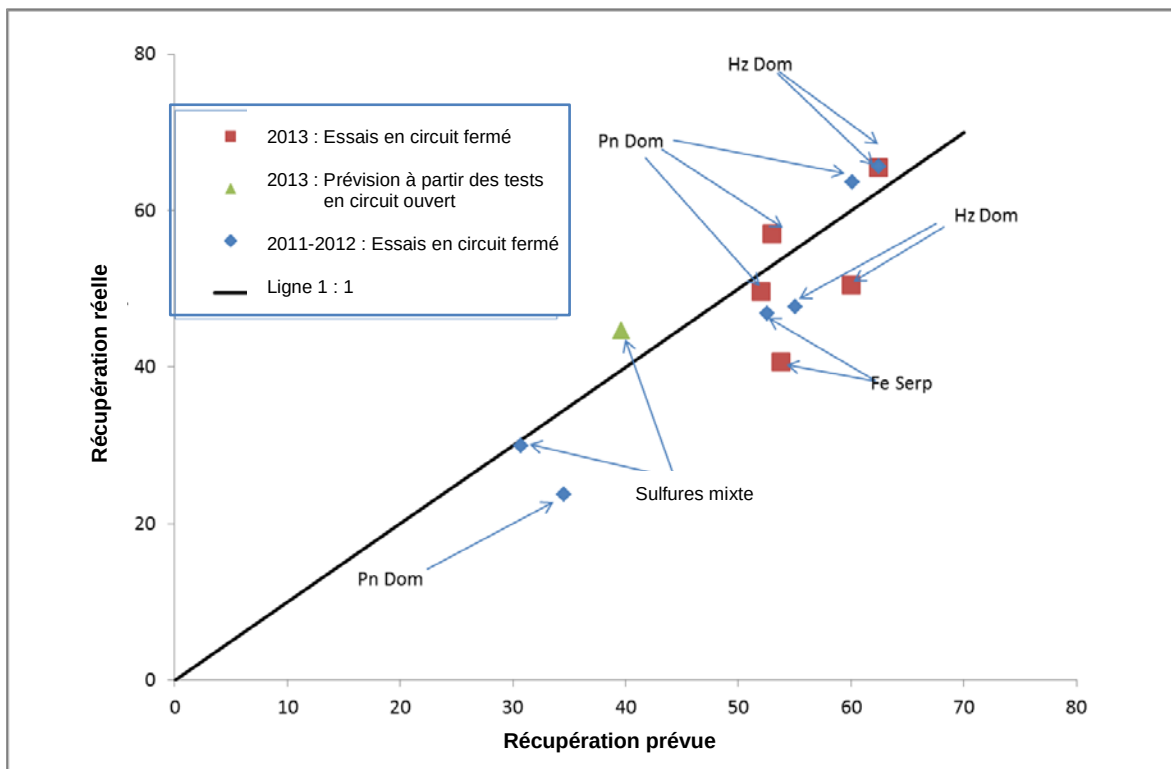
Globalement, après avoir appliqué les équations de récupération des étapes de dégrossissage et de purification, la récupération moyenne de nickel sur la durée de vie du projet est évaluée à 43 %.

Cinq (5) essais supplémentaires en circuit fermé ont été effectués dans le but de confirmer les critères de conception de l'ÉF 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'ÉF. 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) n'ont pas été inclus dans l'analyse financière, puisqu'il a été présumé que la totalité du concentré serait grillée et convertie en ferronickel pour approvisionner l'industrie de l'acier inoxydable. Toutefois, le Co, le Pt et le Pd sont tout de même récupérés dans le concentré et pourraient être payables advenant un contexte adéquat en termes de prix pour ces métaux si le concentré (ou une partie du concentré) était expédié à une fonderie pour un traitement par fusion et affinage traditionnel. La récupération du cobalt en concentré est évaluée à 33 % sur la durée de vie du projet. La teneur calculée en Pt + Pd du concentré sur la durée de vie du projet est de 4,4 g/t, basé sur un taux de récupération moyen en concentré de 62 % 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 34 %. 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 nickélifères, la flottation de purification des sulfures nickélifères, 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 stocké sur le site avant d'être chargé dans des wagons pour être transporté jusqu'à une usine de traitement du concentré exploitée par un tiers. Les résidus grossiers et les schlamms seront épaissis dans des épaississeurs dédiés avant d'être déposés dans le 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 un diagramme du schéma de traitement de l'usine.

Ausenco	DUMONT FS PROJECT	
	PROCESS FLOW DIAGRAM (52.5 kTID SHOWN)	103177-F-001



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 la route 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 – Pendant la période de démarrage, l'eau utilisée proviendra des eaux de surface accumulées dans le parc à résidus et dans la fosse de départ durant la période de construction. Durant les opérations, la demande en eau sera dans une large mesure accommodée par le recyclage des eaux du parc à résidus ou de la fosse principale (durant la phase de déposition des résidus dans la fosse). La fosse de départ ou la fosse principale (durant la phase de déposition des résidus dans la fosse) serviront de source d'appoint et répondront aux besoins en eau douce. Une usine de traitement des eaux sera disponible dès le début des opérations afin de traiter l'eau excédentaire du parc à résidus avant de la rejeter dans la rivière Villemontel.
- Gaz – L'utilisation de gaz propane est considérée pour le chauffage des bâtiments dans le cadre de cette étude; le gaz sera livré sur le site par camion-citerne. Pour l'approvisionnement futur, un pipeline de gaz naturel déjà en fonction passe à environ 25 km de la propriété.

Trois transformateurs principaux 120 : 13,8 kV 60/80 MVA 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 SAG. Le circuit de tension moyenne (13,8 kV) assurera la distribution électrique primaire et alimentera les équipements énergivores, comme les broyeurs SAG et à boulets.

Une voie ferrée desservant l'usine de traitement est proposée pour le projet. La longueur totale du circuit sera de 6 km. Une voie passant près de l'atelier pour les camions miniers sert au chargement/déchargement de carburant, tandis que la voie principale s'étend au nord de l'usine de traitement. Une voie de chargement/déchargement des wagons est située au nord de l'entrée principale de sécurité, au nord-ouest de l'usine de traitement des eaux pour le chargement/déchargement des wagons servant à livrer des consommables à l'usine et pour le concentré de nickel. 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 est situé à environ 400 m à l'ouest de l'usine de traitement et englobe une aire d'accumulation des résidus et un bassin d'eau recyclée (BER). Le parc à résidus est conçu pour y entreposer environ 596 Mt de résidus sur une période de dix-neuf (19) années. Lorsque les activités d'extraction minière auront cessé dans la fosse, le minerai entreposé sera traité pendant une période d'environ 12 ans et les résidus qui seront alors générés, totalisant environ 428 Mt, seront déposés dans la fosse.

1.8 Environnement et permis

Les informations présentées dans cette section découlent principalement de l'étude d'impact environnemental et social (ÉIES) réalisée dans le cadre du processus d'obtention des permis pour le projet Dumont et elles intègrent aussi un certain nombre d'études effectuées par RNC et ses consultants au cours des 12 dernières années. Les données biophysiques proviennent principalement de trois différents programmes d'études de caractérisation environnementale qui se sont déroulés entre 2007 et 2009. Les renseignements complémentaires sont issus des études environnementales du milieu d'accueil qui visaient à étoffer l'ÉIES en 2011 et 2012. RNC a engagé des consultants au cours des 5 dernières années afin d'optimiser le projet et des données supplémentaires ont donc été recueillies entre 2013 et 2018 par des consultants ou par RNC. 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	2008	2009	2011	2012	2013	2014	2015	2016	2017	2018
Climat				√	√	√	√	√	√	√	√
Qualité de l'air							√	√	√	√	
Hydrologie et levé bathymétrique				√	√	√	√	√	√		
Qualité de l'eau et des sédiments	√	√	√	√		√	√				
Qualité des eaux souterraines				√	√	√					
Caractérisation des sols					√	√					
Plantes rares et protégées	√			√							
Géochimie environnementale				√	√	√					
Végétation et milieux humides		√		√			√				
Faune	√	√	√								
Petits mammifères				√							
Poissons	√	√	√	√	√		√				
Invertébrés benthiques	√	√	√								
Oiseaux		√		√				√			
Reptiles et amphibiens				√		√		√			
Bruit ambiant				√		√					
Infrastructures								√			
Archéologie		√				√					
Parties prenantes et population				√	√		√	√	√	√	√

Remarques : Les références sont précisées aux sections 20.1 à 20.4. **Source :** RNC.

Ces données et ces études de caractérisation environnementale 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. Bien qu'il existe quelques éléments sensibles dans l'empreinte du projet, les travaux d'optimisation du plan d'exploitation minière et de la conception ont permis de réduire sensiblement ou d'éliminer carrément les effets du projet sur ces composantes.

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 quiscal 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 modélisation de la dispersion atmosphérique des concentrations en 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, des roches stériles, du mort-terrain 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 (en vigueur en 2013) 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.

Le projet Dumont a reçu le Certificat d'autorisation provincial du ministère du Développement durable, de l'Environnement et de la Lutte contre les changements climatiques du Québec en juillet 2015 et a reçu une décision d'évaluation environnementale positive du ministre fédéral de l'Environnement en juillet 2015.

Dans le cadre de la présente étude, en 2018 et en 2019, des modifications ont été apportées au niveau de la conception du projet envisagé dans l'ÉF de 2013 qui avait été considérée dans l'ÉIES. Une mise à jour de l'évaluation des impacts environnementaux et sociaux a donc été réalisée afin de tenir compte de ces modifications. Les impacts négatifs identifiés dans l'ÉIES initiale demeurent les mêmes mais l'intensité de certains de ces impacts a été réduite. Toutefois, la réduction des

impacts négatifs n'est pas suffisamment importante pour provoquer un changement de l'évaluation de l'importance des impacts lorsque la méthodologie d'évaluation des impacts est appliquée. Les composantes environnementales où les effets du projet sont réduits touchent la qualité de l'air et le bruit (section 20.5).

1.9 Communauté

Consciente de l'intérêt porté au projet par les communautés d'accueil à la suite de l'annonce du projet nickélique 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 de 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.

En mai 2017, RNC et le Conseil de la Première Nation algonquienne d'Abitibiwinini (PNA) ont annoncé la signature d'une entente sur les répercussions et les avantages (ERA) pour le projet nickélique Dumont. La participation de RNC dans l'entente a été assignée à la coentreprise Dumont au moment de la signature de l'entente de coentreprise. Par conséquent, les parties à l'ERA sont la PNA et la coentreprise Dumont.

L'ERA encadre la relation avec la PNA et prévoit la mise en œuvre d'engagements relatifs aux répercussions et aux avantages du projet Dumont. Les parties à l'ERA sont la PNA et la société nickélique en coentreprise RNC-Waterton.

L'ERA prévoit une participation significative de la PNA dans le cadre du projet Dumont, entre autres par la voie de la formation, de l'emploi, des opportunités d'affaires et par la collaboration pour la protection de l'environnement ainsi que d'autres moyens.

RNC a l'intention de continuer à consulter les différentes parties prenantes tout au long du développement et de la période d'exploitation du projet afin de minimiser et/ou d'atténuer l'impact

du projet et de favoriser l'acceptation. Des activités de consultation seront planifiées afin de partager les résultats de l'ÉF mise à jour.

1.10 Estimation des dépenses en immobilisations

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

Le tableau 1-4 présente un résumé de l'estimation des dépenses en immobilisations, incluant les dépenses initiales (phase 1), les dépenses d'expansion (phase 2) 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 T1 2019 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.

Les coûts initialement estimés en devises étrangères ont été convertis en dollars canadiens. Pour le dollar américain, un taux de change de 0,75 a été utilisé. Pour les autres devises, les taux de change publiés en date du 10 mai 2019 sur le site « Oanda.com » ont été utilisés.

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

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

Tableau 1-4 : Sommaire des dépenses en immobilisations

Description	Dépenses initiales (M\$ CA)	Dépenses d'expansion (M\$ CA)	Dépenses de maintien (M\$ CA)	Total des dépenses en immob. (M\$ CA)
Mine ^{3,4}	298	0	600	898
Usine de traitement ^{2,4}	461	447	64	971
Résidus	48	31	168	247
Infrastructures ^{2,4}	275	157	0	432
Frais indirects ¹	164	95	-16	242
Contingence	111	71	0	182
Total	1 357	801	814	2 973

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

Tableau 1-5 : Dépenses en immobilisations initiales par secteur – Excluant les dépenses en immobilisations de maintien

Secteur	Frais directs	Dépenses initiales (M\$ CA)	Dépenses d'expansion (M\$ CA)	Total des coûts (M\$ CA)
01	Extraction minière	298	0	298
02	Concassage	61	59	120
03	Traitement du minerai	400	388	788
04	Chargement du concentré	0,3	0	0,3
05	Résidus	48	31	79
06	Services publics	180	133	312
07	Infrastructures sur le site	79	24	103

08	Infrastructures hors du site	16	1	17
Total des frais directs		1 082	635	1 717
09	Frais indirects	124	87	212
10	Coûts du propriétaire	40	7	47
Total des frais indirects		164	95	259
Total des frais directs et indirects		1 246	730	1 976
11	Indexation	Non inclus		
11	Contingence	111	71	182
Total des coûts du projet		1 357	801	2 158

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 (LOM) est présenté au tableau 1-6.

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

	Unités	52,5 kt/j Ans 1-7	105 kt/j Ans 8-19	LOM moyenne
Mine	\$/t minerai usiné	7,11 \$	5,46 \$	3,82 \$
Traitement	\$/t minerai	5,31 \$	5,20 \$	5,20 \$
G&A	\$/t minerai	0,97 \$	0,53 \$	0,54 \$
Coût du site	\$/t minerai	13,39 \$	11,19 \$	9,56 \$
Coût du site	\$ US/t minerai	10,04 \$	8,40 \$	7,17 \$
Coût du site	\$ US/lb	2,83 \$	3,14 \$	3,07 \$
Réalisation	\$ US/lb	0,15 \$	0,16 \$	0,16 \$
Coût au comptant direct ¹	\$ US/lb	2,98 \$	3,30 \$	3,22 \$

Remarques : Le scénario de base envisage le grillage du concentré, ce qui ne générera pas de métaux payables en sous-produits. Un scénario alternatif qui envisage le traitement et l'affinage avec une production de Co et d'ÉGP payables est abordé au chapitre 24.

1.12 Analyse économique

Il est prévu que le projet nickélifère Dumont produira 2,6 milliards de livres de Ni récupéré en concentré pendant 30 années d'exploitation. Les principaux paramètres économiques du scénario de base 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 7,75 \$ US/lb Ni et un taux de change pour le dollar canadien de 0,75 \$ 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	1 028	1 028
Nickel payable	Mlbs	2 402	2 402
Revenu brut	\$/t minerai	25,60	19,20
Réalisation ¹	\$/t minerai	1,94	1,45
Revenu net de fonderie (NSR)	\$/t minerai	23,66	17,75
Coûts d'exploitation sur le site	\$/t minerai	9,56	7,17
Coût direct ²	\$/lb Ni	4,30	3,22

BAIIA	\$/t minéral	13,23	9,92
Financement maximal requis ³	M\$	1 386	1 039
Investissement total ⁴	M\$	3 047	2 285
CMTC ⁵	\$/lb Ni	5,07	3,80
Coût total ⁶	\$/lb Ni	5,94	4,46
VAN ₈ % avant impôt	M\$	6 725	5 043
VAN₈ % après impôt	M\$	1 226	920
TRI après impôt		15,4 %	15,4 %

Remarques : 1. La réalisation inclut le coût du transport du concentré et les coûts implicites liés aux déductions pour les métaux. 2. Le coût direct inclut les frais de réalisation et d'exploitation sur le site. 3. Le financement maximal représente l'investissement cumulé sans endettement requis avant la génération de flux de trésorerie positifs. 4. L'investissement total inclut toutes les dépenses en immobilisations et les coûts liés à la fermeture. 5. Le coût de maintien tout compris inclut le coût direct, les redevances, l'ERA, les dépenses en immobilisations de maintien et les coûts liés à la fermeture. 6. Le coût total inclut le CMTC, les dépenses en immobilisations initiales et les dépenses en immobilisations d'expansion.

Les principales hypothèses retenues dans le cadre de l'évaluation du scénario de base comprennent notamment :

- L'utilisation d'un système de trolley pour les camions de halage dans la mine, mais aucune utilisation d'équipement autonome. L'impact potentiel de l'équipement autonome est abordé comme possibilité au chapitre 24.
- Le taux de traitement à l'usine sera initialement de 52,5 kt/j. Le projet visant à doubler la capacité débutera à l'an 6 et commencera à traiter du minéral quelque 18 mois plus tard.
- Tout le concentré produit sera vendu à des tierces parties pour grillage dans des installations situées à l'extérieur du Québec. Dans le cadre du grillage, aucun revenu ne sera généré des sous-produits de cobalt et d'éléments du groupe du platine (ÉGP).
- Les retombées potentielles de la magnétite en sous-produit n'ont pas été incluses mais sont abordées à titre de possibilité au chapitre 24.

La VAN est plus sensible aux facteurs qui ont une incidence sur les revenus, puisqu'une variation de ± 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 d'approximativement 25 % 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 aurait un impact de 16 % sur la VAN, tandis qu'une variation de 10 % du total des dépenses en immobilisations n'aurait qu'un impact de 12 %.

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 33 mois. Les principales dates d'importance sont présentées au tableau 1-8.

Tableau 1-8 : Cédule de réalisation du projet nickélique Dumont – Principales dates d'importance

Critères	Date
Début de l'ingénierie détaillée pour l'équipement à long délai de livraison	-11T ¹
Début du contrat IAGC	-10T
Commande de l'équipement à long délai de livraison	-9T
Approbation du permis de construction	-8T
Réalisation substantielle de l'ingénierie	-7T
Contrat d'alimentation électrique avec Hydro	-4T
Début de la mise en service	-3T

Réalisation des aspects mécaniques	-2T
Arrivée du premier minerai	-1T
Usine opérationnelle	0

Remarque : T = trimestre, le moment 0 étant le moment où l'usine est opérationnelle.

1.14 Conclusions et recommandations

Les travaux d'investigation et d'analyse qui ont été effectués sont considérés appropriés dans le cadre de la conception d'un projet minier de niveau faisabilité. D'autres travaux sont recommandés alors que le projet progresse vers un niveau de conception plus détaillé.

Les recommandations de travaux futurs sont énumérées ci-dessous.

- Poursuivre les études environnementales du milieu d'accueil au besoin;
- Réaliser des travaux d'ingénierie détaillée en considérant les points suivants :
 - o Utiliser des dimensions plus petites pour définir les blocs de ressources mesurées qui seront extraits à l'aide d'excavatrices plus petites. Ceci pourrait permettre d'acheminer à l'usine du matériel à plus haute teneur et/ou récupération dans les premières années d'exploitation;
 - o Débuter les travaux d'ingénierie détaillée suivant l'obtention de financement supplémentaire et l'acquisition des équipements à long délai de livraison afin de respecter la date d'entrée en fonction de la cédule présentée à la section 1.13;
 - o Entreprendre des évaluations géotechniques détaillées du massif rocheux exposé, 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;
 - o 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, le parc à résidus, les stocks de minerai à basse teneur à l'intérieur des limites de la fosse, et les ouvrages de gestion des eaux qui comportent d'importants travaux de terrassement et qui seront requis au cours des premières années d'exploitation;
- 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;
- Continuer le processus d'obtention des baux de surface;
- 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

Royal Nickel Corporation (RNC) est une société de ressources minérales comptant plusieurs actifs dont le siège social est situé à Toronto (Canada) et qui se consacre principalement au développement et à l'accroissement de la production de sa mine d'or Beta Hunt et au développement du projet Dumont, un projet de nickel-cobalt ultramafique de grande envergure 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. Le 20 avril 2017, RNC a clôturé une entente de coentreprise avec Waterton Precious Metals Fund II Cayman, LP et Waterton Mining Parallel Fund Onshore Master, LP (collectivement, Waterton). Selon les modalités de la transaction, Waterton a acquis une participation de 50 % dans le projet Dumont. RNC et Waterton ont formé la coentreprise Dumont, une coentreprise nickélifère à 50/50 qui détient le projet de nickel-cobalt de Dumont par l'entremise de Magneto Investments Limited Partnership (la coentreprise Dumont). Le 23 juillet 2018, RNC a annoncé que sa participation dans la coentreprise Dumont serait réduite à environ 28 % suivant la conversion, par Waterton, de son billet convertible de 10 millions de dollars américains dans RNC en unités additionnelles de la coentreprise Dumont.

RNC est gérant des travaux sur le projet au nom de la coentreprise Dumont. Les claims miniers qui couvrent le gisement Dumont sont présentement détenus à 98 % par Magneto Investments Limited Partnership et 2 % par Ressources Québec.

Le présent rapport technique, préparé pour le compte de RNC en date du 21 juin 2019, ainsi que l'estimation des ressources, ont été effectués 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

Le présent 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.

En septembre 2018, Ausenco Engineering Canada Inc. (Ausenco) a été mandaté par RNC, à titre de gérant des travaux pour la coentreprise Dumont, pour procéder à une mise à jour de l'étude de faisabilité (ÉF) et du rapport technique conforme au Règlement 43-101 sur le projet. Cette étude a été préparée dans le but de fournir à RNC suffisamment d'information pour lui permettre de déterminer la faisabilité économique du développement du gisement Dumont et décider d'aller oui ou non de l'avant avec la construction et de quelle façon.

Par ailleurs, SRK Consulting (Canada) Inc. (SRK) a été engagé pour préparer les sections portant sur la géologie, l'estimation des ressources et la géotechnique. Wood PLC (Wood) a été engagé pour préparer les sections portant sur la gestion des résidus, le bilan hydrique du site, la géotechnique et le plan de fermeture, tandis que les services de David Penswick (Penswick) ont été retenus pour la préparation des sections portant sur la conception minière, les coûts d'exploitation minière, l'estimation des dépenses en immobilisations pour la mine, l'estimation des réserves et l'évaluation financière. WSP Global Inc. (WSP) a été engagé pour contribuer au projet sur le plan de l'environnement et des permis. Golder Associates Ltd (Golder) a contribué aux sections sur l'hydrologie, l'hydrogéologie et la géochimie environnementale.

L'ÉF porte essentiellement sur le gisement ultramafique de nickel à basse 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 des 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 projet Dumont sera une exploitation minière avec une fosse à ciel ouvert et une usine de traitement, où l'on utilisera des méthodes conventionnelles de forage et de dynamitage et où le minerai sera chargé, à l'aide d'excavatrices hydrauliques et de pelles à câbles électriques, dans des camions d'une capacité variant de 45 à 290 tonnes. L'usine de traitement sera construite en deux étapes. Au départ, lors de la phase I, l'usine aura un taux de traitement moyen de 52,5 kt/j. Un concentré de nickel qui renfermera aussi du cobalt et des ÉGP sera produit en utilisant un broyeur SAG et deux broyeurs à boulets pour le broyage, une étape de déschlammage en cyclones, et un circuit de flottation et de séparation magnétique conventionnel. Le débit de traitement en phase II sera doublé à 105 kt/j à l'an 7. Cette augmentation sera obtenue en doublant la ligne de production.

2.3 Personnes qualifiées

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

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

	Chapitre selon le Règlement 43-101	PILOTE	Nom de la PQ	Organisation
1	Résumé	Thomas Zwirz	Thomas Zwirz	AUSENCO
	1.1 Introduction	Alger St-Jean	Thomas Zwirz	AUSENCO
	1.2 Géologie et minéralisation	Alger St-Jean	Chelsey Protulipac	SRK
	1.3 Ressources et réserves	Chelsey Protulipac	Chelsey Protulipac	SRK
	1.4 Exploitation minière	David Penswick	David Penswick	DP
	1.5 Métallurgie	Johnna Muinonen	Paul Staples	AUSENCO
	1.6 Traitement du minerai	Johnna Muinonen	Paul Staples	AUSENCO
	1.7 Infrastructures	Thomas Zwirz	Thomas Zwirz	AUSENCO
	1.8 Environnement et permis	Simon Latulippe	Simon Latulippe/ Valerie Bertrand	WSP/GOLDER
	1.9 Communauté	Simon Latulippe	Simon Latulippe/ Valerie Bertrand	WSP/GOLDER
	1.10 Estimation des dépenses en immobilisations	Jean-Marc Lepine	Jean-Marc Lepine	AUSENCO
	1.11 Estimation des coûts d'exploitation	Genevieve Clayton	Paul Staples	AUSENCO
	1.12 Analyse économique	David Penswick	David Penswick	DP
	1.13 Mise en œuvre du projet	Thomas Zwirz	Thomas Zwirz	AUSENCO
	1.14 Conclusions et recommandations	Thomas Zwirz	Thomas Zwirz	AUSENCO
2	Introduction	Alger St-Jean	Thomas Zwirz	AUSENCO
3	Recours à d'autres spécialistes	Thomas Zwirz	Thomas Zwirz	AUSENCO
4	Description et emplacement du terrain	Alger St-Jean	Thomas Zwirz	AUSENCO
5	Accessibilité, climat, ressources locales, infrastructure et géographie physique	Alger St-Jean	Thomas Zwirz	AUSENCO
6	Historique	Alger St-Jean	Thomas Zwirz	AUSENCO
7	Contexte géologique	Alger St-Jean	Chelsey Protulipac	SRK
8	Types de gîtes minéraux	Alger St-Jean	Chelsey Protulipac	SRK
9	Travaux d'exploration	Alger St-Jean	Chelsey Protulipac	SRK

10	Forage	Alger St-Jean	Chelsey Protulipac	SRK
11	Préparation, analyse et sécurité des échantillons	Alger St-Jean	Chelsey Protulipac	SRK
12	Vérification des données	Chelsey Protulipac	Chelsey Protulipac	SRK
13	Essais de traitement des minerais et essais métallurgiques	Johnna Muinonen	Paul Staples	AUSENCO
14	Estimations des ressources minérales	Chelsey Protulipac	Chelsey Protulipac	SRK
15	Estimations des réserves minérales	David Penswick	David Penswick	DP
16	Méthodes d'exploitation minière			
	16.1.1 Hydrologie	Joao Paulo Lutti	Vu Tran	WOOD
	16.1.2 Hydrogéologie	Michel Mailloux	Michel Mailloux	GOLDER
	16.2.1,16.2.2,16.2.3 Critères de conception géotechniques – Roches	Bruce Murphy	Bruce Murphy	SRK
	16.2.4 Critères de conception géotechniques – Sols	Cam Scott	Cam Scott	SRK
	16.3 Plan d'exploitation de la fosse	David Penswick	David Penswick	DP
	16.4 Processus minier	David Penswick	David Penswick	DP
17	Méthodes de récupération	Genevieve Clayton	Paul Staples	AUSENCO
18	Infrastructures du projet	Thomas Zwirz	Thomas Zwirz/ David Penswick/ Vu Tran /JP Lutti	AUSENCO/DP/WOOD
19	Études de marché et contrats	Johnna Muinonen	Thomas Zwirz	AUSENCO
20	Études environnementales, obtention des permis et retombées communautaires	Simon Latulippe	Simon Latulippe/ Valerie Bertrand	WSP/GOLDER
21	Dépenses en immobilisations et coûts d'exploitation	Jean-Marc Lepine	Jean-Marc Lepine	AUSENCO/DP/WOOD
22	Analyse économique	David Penswick	David Penswick	DP
23	Propriétés adjacentes	Alger St-Jean	Thomas Zwirz	AUSENCO
24	Autres données et informations pertinentes	David Penswick	Paul Staples	AUSENCO/DP
25	Interprétation et conclusions	Thomas Zwirz	Thomas Zwirz	AUSENCO
26	Recommandations	Thomas Zwirz	Thomas Zwirz	AUSENCO
27	Références	Thomas Zwirz	Thomas Zwirz	AUSENCO

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

- Paul Staples d'Ausenco – traitement du minerai et métallurgie, dépenses en immobilisations de l'usine, coûts d'exploitation et coordination de l'étude sur le scénario de traitement alternatif. Paul a visité la propriété le 19 mai 2011 et le 8 août 2012.
- Thomas Zwirz d'Ausenco – infrastructures, dépenses en immobilisations liées à l'usine de traitement et coordination de l'étude. Thomas n'a pas visité le site.
- Chelsey Protulipac de SRK – estimation des ressources minérales, vérification des données, géologie et exploration. Chelsey a visité la propriété le 23 octobre 2018.
- David Penswick – estimation des réserves, exploitation, dépenses en immobilisations de la mine, coûts d'exploitation et analyse financière. David a visité la propriété; sa visite la plus récente a eu lieu le 8 novembre 2019.
- Cam Scott de SRK – géotechnique des sols de la mine, conception des empilements de mort-terrain et des haldes de stériles, et conception des stocks de minerai à basse teneur. Cam 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.

- Vu Tran de Wood – conception du parc à résidus. Vu a visité la propriété le 23 octobre 2018.
- Joao Paulo Lutti de Wood – bilan hydrique du site et fossés et puisards servant à recueillir les eaux d'infiltration du parc à résidus. Joao Paulo a visité la propriété le 23 octobre 2018.
- Michel Mailloux de Golder – hydrogéologie de la mine. Michel a visité le site le 3 juin 2019.
- Jean-Marc Lépine d'Ausenco – analyse économique. Jean-Marc n'a pas visité le site.
- Bruce Murphy de SRK – géotechnique du massif rocheux de la mine et des pentes dans la fosse. Bruce a visité la propriété les 17 et 18 juin 2011.
- Valérie Bertrand de Golder – géochimie environnementale. Valérie a visité la propriété le 8 août 2012.
- Simon Latulippe de WSP – études environnementales, processus d'obtention des permis, et impacts sociaux et communautaires. Simon a visité la propriété le 13 juillet 2013, et n'a pas visité le site depuis cette date.

2.4 Acronymes, abréviations, définitions et unités de mesure utilisés fréquemment

Les valeurs monétaires sont exprimées en dollars canadiens (\$, \$ CA, CAD), sauf indication contraire. Le prix des marchandises est généralement exprimé en dollars américains (\$ US, USD). Les quantités sont généralement exprimées au moyen du Système international d'unités (SI) ou des unités métriques conformément aux normes canadiennes et internationales, soit 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 fréquemment est présentée ci-dessous.

• Agence pour la protection de l'environnement (<i>Environmental Protection Agency</i>).....	EPA
• Annum (année)	a
• Awaruite	Aw
• Bénéfice avant intérêts, impôts et amortissements (<i>EBITDA</i>)	BAIIA
• 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 (<i>life of mine</i>).....	LOM
• Gaz à effet de serre	GES
• Gramme.....	g
• Gramme par litre.....	g/L
• Gramme par tonne.....	g/t
• Heazlewoodite	Hz
• Hectare (10 000 m ²)	ha
• Heure	h
• Heures par jour	h/j

• Hydro-Québec	HQ
• Indice de Bond en broyeur à boulets (<i>ball work index</i>)	BWi
• Indice de Bond en broyeur à barres (<i>rod work index</i>)	RWi
• Indice de Bond en concasseur (<i>crusher work index</i>)	CWi
• Ingénierie, approvisionnement et construction	IAC
• Ingénierie, approvisionnement et gestion de construction (<i>EPCM</i>)	IAGC
• Jour	j
• Jour par année (annum)	j/a
• Kilogramme	kg
• Kilomètre	km
• Kilomètre carré	km ²
• Kilovolt	kV
• Kilowatt	kW
• Kilowatt-heure	kWh
• Litre	L
• Litre par seconde	L/sec
• Livre	lb
• 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	M
• Million d'années	Ma
• Million de livres	MIbs
• Million de livres par année	MIbs/a
• Million de tonnes	Mt
• Million de tonnes par année	Mt/a
• Minute	min
• Minute (angle plan)	'
• Once	oz
• Once troy	oz troy
• Partie par milliard	ppb

• Partie par million	ppm
• Plus petite unité exploitable (<i>smallest mining unit</i>).....	SMU
• Pied.....	pi
• Plus grand que.....	>
• Plus petit que	<
• Pouce.....	po
• Pourcent	%
• Procédure d'essai standard (<i>standard test procedure</i>)	STP
• Revenu net de fonderie par tonne	NSR/tonne
• Revenu net de fonderie (<i>net smelter return</i>)	NSR
• Seconde (angle plan).....	"
• Seconde (temps)	sec
• Broyeur semi-autogène (<i>semi-autogenous grinding</i>)	SAG
• Test d'abrasion (<i>abrasion index</i>)	Ai
• Test de compression uniaxiale (<i>uniaxial compression strength</i>).....	UCS
• Test de résistance à charge ponctuelle (<i>point load test</i>).....	PLT
• Test d'impact JK (<i>JK drop weight test</i>)	JK DWT
• Tonne force.....	tonf
• Tonne métrique (1 000 kg)	t
• Tonne métrique sèche	dmft
• 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 WSP 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 à 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 12 823 habitants (selon le recensement 2016), est le siège de la municipalité régionale de comté (MRC) d'Abitibi (figure 4-1 à la page suivante).

RNC indique que la propriété Dumont se compose de 235 concessions minières adjacentes totalisant 9 393 hectares (ha). Les coordonnées de la propriété Dumont sont respectivement de 48°38'53" de latitude N et de 78°26'30" de longitude O (les coordonnées UTM sont 5 391 500N et 688 400E à l'intérieur de la zone 17 conformément au NAD83). Tel qu'illustré à la figure 4-1, la propriété est située 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

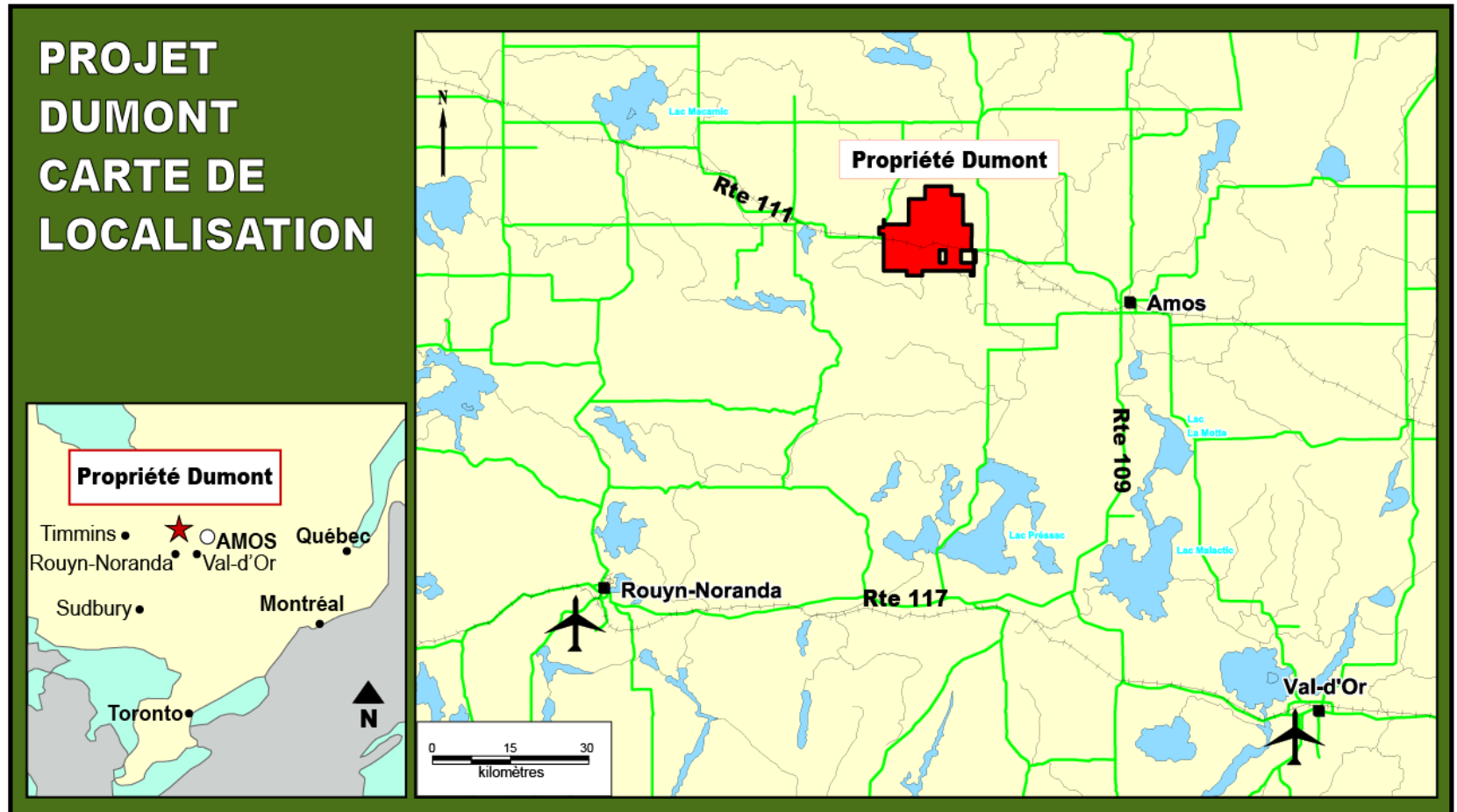
RNC indique que les titres miniers qui forment la propriété Dumont sont tous des claims miniers. La coentreprise Dumont détient un intérêt bénéficiaire de 100 % dans sept claims; l'intérêt bénéficiaire des 228 claims résiduels est détenu à 98 % par la coentreprise Dumont et 2 % par Ressources Québec, 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 claims tel qu'illustré à la figure 4-2. 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

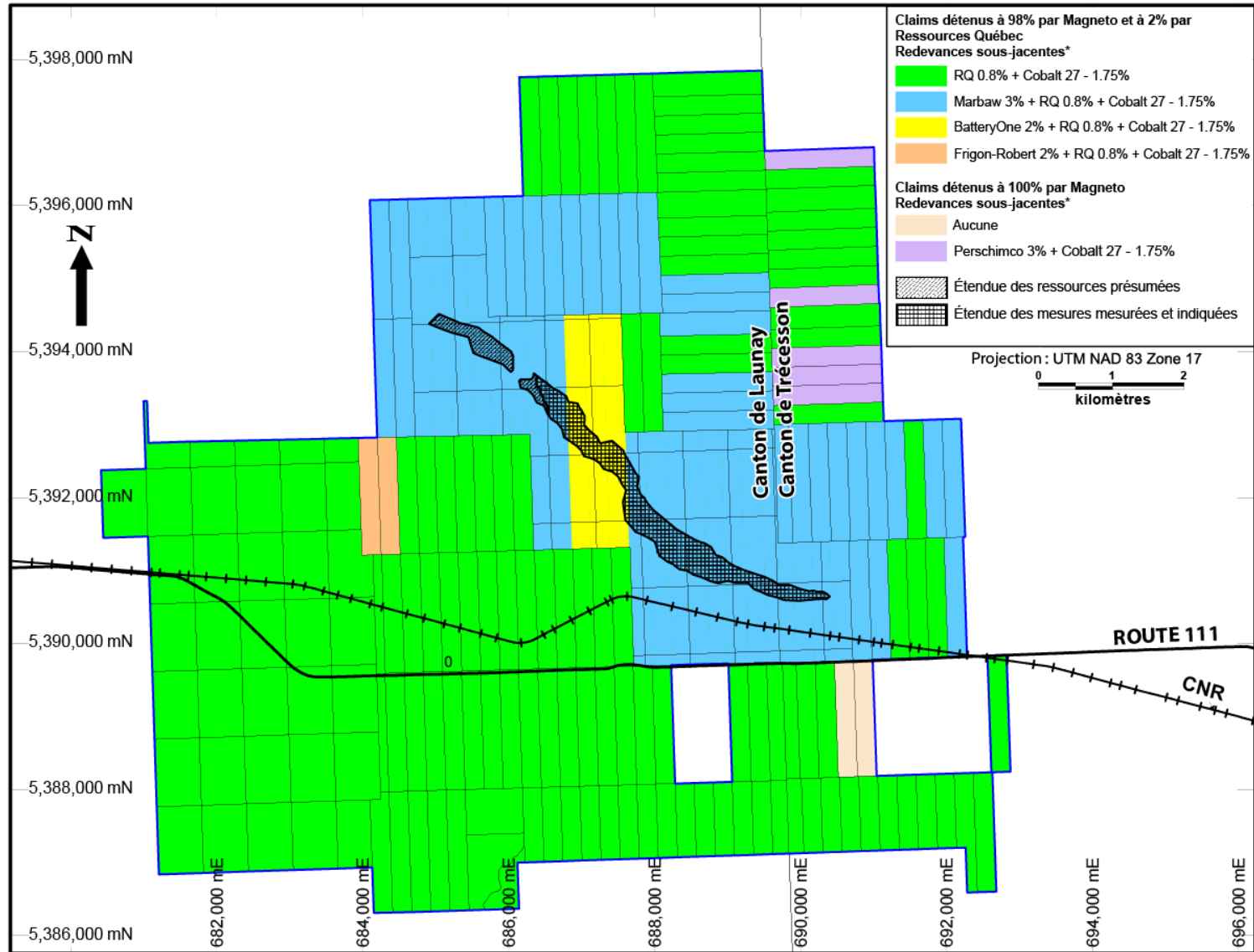
No. claim	Canton	Type	Date de renouv.	Superficie (ha)	Coût de renouv. (\$)	Intérêt
2025446	LAUNAY	CDC	19-sep-20	43,16	2565,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2025447	LAUNAY	CDC	19-sep-20	43,12	2565,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2025448	LAUNAY	CDC	19-sep-20	43,08	2565,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2025449	LAUNAY	CDC	19-sep-20	43,05	2565,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2025450	LAUNAY	CDC	19-sep-20	43,00	2565,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2025451	LAUNAY	CDC	19-sep-20	42,97	2565,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2025452	LAUNAY	CDC	19-sep-20	42,91	2565,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2025453	TRECESSON	CDC	19-sep-20	42,82	2565,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2025454	TRECESSON	CDC	19-sep-20	42,80	2565,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2025455	TRECESSON	CDC	19-sep-20	42,59	2565,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2025456	TRECESSON	CDC	19-sep-20	42,58	2565,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2025457	TRECESSON	CDC	19-sep-20	32,69	2565,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2031504	LAUNAY	CDC	6-nov-20	47,94	2565,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2031505	LAUNAY	CDC	6-nov-20	39,80	2565,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2031506	LAUNAY	CDC	6-nov-20	39,76	2565,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2031507	TRECESSON	CDC	6-nov-20	42,60	2565,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2031508	TRECESSON	CDC	6-nov-20	42,60	2565,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2031509	TRECESSON	CDC	6-nov-20	42,58	2565,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2031510	TRECESSON	CDC	6-nov-20	42,57	2565,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2031511	TRECESSON	CDC	6-nov-20	42,56	2565,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2054109	TRECESSON	CDC	8-fév-21	42,78	2565,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2054110	TRECESSON	CDC	8-fév-21	42,75	2565,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2054111	TRECESSON	CDC	8-fév-21	42,73	2565,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2054112	LAUNAY	CDC	8-fév-21	42,63	2565,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2054113	LAUNAY	CDC	8-fév-21	42,64	2565,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2054114	LAUNAY	CDC	8-fév-21	42,63	2565,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2054115	LAUNAY	CDC	8-fév-21	42,64	2565,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2054116	LAUNAY	CDC	8-fév-21	42,63	2565,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2054117	LAUNAY	CDC	8-fév-21	42,64	2565,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2054118	LAUNAY	CDC	8-fév-21	42,65	2565,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2054119	LAUNAY	CDC	8-fév-21	42,65	2565,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2054120	LAUNAY	CDC	8-fév-21	42,65	2565,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2054121	LAUNAY	CDC	8-fév-21	42,66	2565,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2054122	LAUNAY	CDC	8-fév-21	42,67	2565,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2054123	TRECESSON	CDC	8-fév-21	42,58	2565,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2054124	LAUNAY	CDC	8-fév-21	41,80	2565,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2054125	LAUNAY	CDC	8-fév-21	41,74	2565,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2054126	LAUNAY	CDC	8-fév-21	41,69	2565,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2054127	LAUNAY	CDC	8-fév-21	41,65	2565,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2054128	LAUNAY	CDC	8-fév-21	41,59	2565,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2054129	LAUNAY	CDC	8-fév-21	41,54	2565,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2054130	LAUNAY	CDC	8-fév-21	42,39	2565,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2054131	LAUNAY	CDC	8-fév-21	42,80	2565,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2054132	LAUNAY	CDC	8-fév-21	39,72	2565,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2054133	LAUNAY	CDC	8-fév-21	39,61	2565,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2054892	TRECESSON	CDC	13-fév-21	42,71	2565,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2054893	TRECESSON	CDC	13-fév-21	42,41	2565,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2054894	LAUNAY	CDC	13-fév-21	42,41	2565,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2054895	LAUNAY	CDC	13-fév-21	42,40	2565,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2054896	LAUNAY	CDC	13-fév-21	39,69	2565,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2054897	LAUNAY	CDC	13-fév-21	42,68	2565,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2054898	LAUNAY	CDC	13-fév-21	42,73	2565,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2054899	LAUNAY	CDC	13-fév-21	43,20	2565,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2054900	LAUNAY	CDC	13-fév-21	47,82	2565,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2054901	LAUNAY	CDC	13-fév-21	38,03	2565,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2054902	LAUNAY	CDC	13-fév-21	38,74	2565,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2137941	LAUNAY	CDC	4-fév-21	42,63	1865,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2137943	LAUNAY	CDC	21-avr-21	41,84	1865,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec

No. claim	Canton	Type	Date de renouv.	Superficie (ha)	Coût de renouv. (\$)	Intérêt
2152798	LAUNAY	CDC	19-mai-20	41,89	1865,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2152799	LAUNAY	CDC	19-mai-20	41,95	1865,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2180762	TRECESSON	CDC	12-mar-21	29,76	1865,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2180763	TRECESSON	CDC	12-mar-21	41,68	1865,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2180764	TRECESSON	CDC	12-mar-21	41,71	1865,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2180765	LAUNAY	CDC	12-mar-21	18,67	783,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2180766	LAUNAY	CDC	12-mar-21	42,49	1865,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2180767	LAUNAY	CDC	12-mar-21	42,50	1865,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2180768	LAUNAY	CDC	12-mar-21	42,48	1865,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2180769	LAUNAY	CDC	12-mar-21	42,50	1865,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2180770	LAUNAY	CDC	12-mar-21	42,48	1865,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2180771	LAUNAY	CDC	12-mar-21	42,49	1865,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2180772	LAUNAY	CDC	12-mar-21	42,49	1865,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2180773	LAUNAY	CDC	12-mar-21	42,49	1865,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2180774	LAUNAY	CDC	12-mar-21	42,48	1865,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2180775	LAUNAY	CDC	12-mar-21	42,47	1865,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2180776	LAUNAY	CDC	12-mar-21	42,48	1865,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2180777	LAUNAY	CDC	12-mar-21	42,48	1865,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2180778	LAUNAY	CDC	12-mar-21	42,48	1865,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2180779	LAUNAY	CDC	12-mar-21	42,46	1865,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2180780	LAUNAY	CDC	12-mar-21	42,48	1865,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2180781	LAUNAY	CDC	12-mar-21	42,48	1865,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2180782	LAUNAY	CDC	12-mar-21	42,46	1865,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2180783	LAUNAY	CDC	12-mar-21	35,60	1865,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2180784	LAUNAY	CDC	12-mar-21	19,53	783,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2180785	LAUNAY	CDC	12-mar-21	42,61	1865,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2180786	LAUNAY	CDC	12-mar-21	56,93	1865,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2180787	LAUNAY	CDC	12-mar-21	56,93	1865,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2180788	LAUNAY	CDC	12-mar-21	56,93	1865,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2180789	LAUNAY	CDC	12-mar-21	56,93	1865,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2180790	LAUNAY	CDC	12-mar-21	56,93	1865,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2180791	LAUNAY	CDC	12-mar-21	56,92	1865,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2180792	LAUNAY	CDC	12-mar-21	56,92	1865,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2180793	LAUNAY	CDC	12-mar-21	56,92	1865,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2180794	LAUNAY	CDC	12-mar-21	56,92	1865,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2180795	LAUNAY	CDC	12-mar-21	56,92	1865,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2180796	LAUNAY	CDC	12-mar-21	56,91	1865,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2180797	LAUNAY	CDC	12-mar-21	56,91	1865,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2180798	LAUNAY	CDC	12-mar-21	56,91	1865,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2180799	LAUNAY	CDC	12-mar-21	56,91	1865,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2180800	LAUNAY	CDC	12-mar-21	51,74	1865,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2180801	LAUNAY	CDC	12-mar-21	56,90	1865,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2180802	LAUNAY	CDC	12-mar-21	56,90	1865,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2180803	LAUNAY	CDC	12-mar-21	56,90	1865,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2180804	LAUNAY	CDC	12-mar-21	56,90	1865,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2180805	LAUNAY	CDC	12-mar-21	43,32	1865,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2180806	LAUNAY	CDC	12-mar-21	24,54	783,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2180807	LAUNAY	CDC	12-mar-21	21,50	783,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2180808	LAUNAY	CDC	12-mar-21	21,10	783,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2180809	LAUNAY	CDC	12-mar-21	20,68	783,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2180810	LAUNAY	CDC	12-mar-21	15,48	783,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2194108	TRECESSON	CDC	9-nov-19	39,26	1865,25	100 % Magneto
2194109	TRECESSON	CDC	9-nov-19	39,26	1865,25	100 % Magneto
2194110	TRECESSON	CDC	9-nov-19	39,27	1865,25	100 % Magneto
2194115	TRECESSON	CDC	9-nov-19	38,73	1865,25	100 % Magneto
2204674	TRECESSON	CDC	7-fév-20	39,12	1865,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2204675	TRECESSON	CDC	7-fév-20	39,13	1865,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2204676	LAUNAY	CDC	7-fév-20	38,82	1865,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2204677	LAUNAY	CDC	7-fév-20	38,90	1865,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2204678	LAUNAY	CDC	7-fév-20	38,91	1865,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec

No. claim	Canton	Type	Date de renouv.	Superficie (ha)	Coût de renouv. (\$)	Intérêt
2204679	LAUNAY	CDC	7-fév-20	53,04	1865,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2220724	TRECESSON	CDC	25-avr-20	39,12	1865,25	100 % Magneto
2224811	LAUNAY	CDC	29-avr-20	42,67	1865,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2224812	LAUNAY	CDC	29-avr-20	42,68	1865,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2224813	LAUNAY	CDC	29-avr-20	42,67	1865,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2224814	LAUNAY	CDC	29-avr-20	42,68	1865,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2224815	LAUNAY	CDC	29-avr-20	42,90	1865,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2229201	TRECESSON	CDC	4-mai-20	39,22	1865,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2229202	LAUNAY	CDC	4-mai-20	38,86	1865,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2229203	LAUNAY	CDC	4-mai-20	38,81	1865,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2235659	LAUNAY	CDC	12-mar-21	56,94	1865,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2247681	LAUNAY	CDC	26-Aug-20	42,68	1865,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2247682	LAUNAY	CDC	26-Aug-20	42,68	1865,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2249118	TRECESSON	CDC	8-sep-20	39,24	1865,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2251083	LAUNAY	CDC	23-sep-20	41,78	1865,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2255617	TRECESSON	CDC	24-oct-20	42,91	1865,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2255618	LAUNAY	CDC	24-oct-20	43,30	1865,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2255619	LAUNAY	CDC	24-oct-20	43,33	1865,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2255620	LAUNAY	CDC	24-oct-20	43,30	1865,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2255621	LAUNAY	CDC	24-oct-20	43,31	1865,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2255622	LAUNAY	CDC	24-oct-20	52,65	1865,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2255623	LAUNAY	CDC	24-oct-20	48,65	1865,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2255624	TRECESSON	CDC	24-oct-20	41,92	1865,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2255625	TRECESSON	CDC	24-oct-20	39,09	1865,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2255626	TRECESSON	CDC	24-oct-20	47,12	1865,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2255627	TRECESSON	CDC	24-oct-20	39,19	1865,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2255628	LAUNAY	CDC	24-oct-20	38,91	1865,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2255629	LAUNAY	CDC	24-oct-20	39,05	1865,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2255630	LAUNAY	CDC	24-oct-20	39,16	1865,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2255631	LAUNAY	CDC	24-oct-20	48,20	1865,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2255632	LAUNAY	CDC	24-oct-20	56,94	1865,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2255633	LAUNAY	CDC	24-oct-20	56,94	1865,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2255634	LAUNAY	CDC	24-oct-20	56,94	1865,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2255635	LAUNAY	CDC	24-oct-20	56,94	1865,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2255636	LAUNAY	CDC	24-oct-20	56,93	1865,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2255637	LAUNAY	CDC	24-oct-20	56,93	1865,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2255638	LAUNAY	CDC	24-oct-20	56,93	1865,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2255639	LAUNAY	CDC	24-oct-20	56,94	1865,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2255640	LAUNAY	CDC	24-oct-20	43,32	1865,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2255641	LAUNAY	CDC	24-oct-20	22,12	783,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2255642	LAUNAY	CDC	24-oct-20	26,69	1865,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2255643	LAUNAY	CDC	24-oct-20	26,66	1865,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2255644	LAUNAY	CDC	24-oct-20	26,63	1865,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2255645	LAUNAY	CDC	24-oct-20	26,60	1865,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2255646	LAUNAY	CDC	24-oct-20	26,56	1865,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2255647	LAUNAY	CDC	24-oct-20	26,54	1865,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2255648	LAUNAY	CDC	24-oct-20	26,50	1865,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2255649	LAUNAY	CDC	24-oct-20	26,48	1865,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2255650	LAUNAY	CDC	24-oct-20	26,43	1865,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2255651	LAUNAY	CDC	24-oct-20	26,41	1865,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2255652	LAUNAY	CDC	24-oct-20	26,37	1865,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2255653	LAUNAY	CDC	24-oct-20	26,34	1865,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2255654	LAUNAY	CDC	24-oct-20	26,30	1865,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2255655	LAUNAY	CDC	24-oct-20	22,36	783,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2255656	TRECESSON	CDC	24-oct-20	20,80	783,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2255657	TRECESSON	CDC	24-oct-20	26,82	1865,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2255658	TRECESSON	CDC	24-oct-20	26,81	1865,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2255659	TRECESSON	CDC	24-oct-20	26,79	1865,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2255660	TRECESSON	CDC	24-oct-20	26,79	1865,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2255661	TRECESSON	CDC	24-oct-20	26,78	1865,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec

No. claim	Canton	Type	Date de renouv.	Superficie (ha)	Coût de renouv. (\$)	Intérêt
2255662	TRECESSON	CDC	24-oct-20	26,76	1865,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2255663	TRECESSON	CDC	24-oct-20	26,76	1865,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2255664	TRECESSON	CDC	24-oct-20	26,69	1865,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2255665	TRECESSON	CDC	24-oct-20	35,26	1865,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2267113	LAUNAY	CDC	11-jan-21	56,90	1865,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2276187	TRECESSON	CDC	8-mar-21	39,29	1865,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2276188	TRECESSON	CDC	8-mar-21	45,83	1865,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2377418	LAUNAY	CDC	13-jan-20	56,92	2565,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2377419	LAUNAY	CDC	13-jan-20	56,92	2565,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2377420	LAUNAY	CDC	13-jan-20	56,92	2565,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2377421	TRECESSON	CDC	13-jan-20	56,92	2565,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2377422	LAUNAY	CDC	13-jan-20	56,91	2565,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2377423	LAUNAY	CDC	13-jan-20	56,91	2565,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2377424	LAUNAY	CDC	13-jan-20	56,91	2565,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2377425	LAUNAY	CDC	13-jan-20	56,90	2565,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2377426	LAUNAY	CDC	13-jan-20	56,90	2565,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2377427	LAUNAY	CDC	13-jan-20	56,90	2565,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2377428	LAUNAY	CDC	13-jan-20	56,90	2565,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2377429	LAUNAY	CDC	13-jan-20	56,90	2565,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2377430	LAUNAY	CDC	13-jan-20	56,89	2565,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2377431	LAUNAY	CDC	13-jan-20	56,88	2565,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2377432	LAUNAY	CDC	13-jan-20	56,88	2565,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2377433	LAUNAY	CDC	13-jan-20	56,88	2565,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2377434	LAUNAY	CDC	13-jan-20	36,08	2565,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2377435	LAUNAY	CDC	13-jan-20	54,69	2565,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2377436	LAUNAY	CDC	13-jan-20	54,41	2565,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2377437	LAUNAY	CDC	13-jan-20	46,65	2565,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2377438	LAUNAY	CDC	13-jan-20	37,90	2565,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2377439	LAUNAY	CDC	13-jan-20	43,69	2565,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2377440	LAUNAY	CDC	13-jan-20	36,43	2565,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2377441	LAUNAY	CDC	13-jan-20	9,06	1033,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2377442	LAUNAY	CDC	13-jan-20	23,21	1033,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2377443	LAUNAY	CDC	13-jan-20	45,83	2565,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2377444	LAUNAY	CDC	13-jan-20	4,39	1033,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2377445	LAUNAY	CDC	13-jan-20	22,27	1033,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2377446	LAUNAY	CDC	13-jan-20	3,95	1033,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2377447	LAUNAY	CDC	13-jan-20	2,28	1033,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2377448	LAUNAY	CDC	13-jan-20	14,85	1033,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2377449	LAUNAY	CDC	13-jan-20	31,37	2565,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2377450	LAUNAY	CDC	13-jan-20	45,79	2565,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2377451	LAUNAY	CDC	13-jan-20	40,94	2565,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2377452	LAUNAY	CDC	13-jan-20	2,57	1033,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2377453	LAUNAY	CDC	13-jan-20	8,83	1033,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2377454	LAUNAY	CDC	13-jan-20	17,22	1033,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2377455	LAUNAY	CDC	13-jan-20	9,02	1033,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2377456	LAUNAY	CDC	13-jan-20	16,77	1033,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2377457	LAUNAY	CDC	13-jan-20	9,21	1033,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2377458	LAUNAY	CDC	13-jan-20	16,32	1033,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2377459	TRECESSON	CDC	13-jan-20	10,18	1033,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2377460	TRECESSON	CDC	13-jan-20	35,03	2565,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2377461	LAUNAY	CDC	13-jan-20	2,88	1033,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2377462	LAUNAY	CDC	13-jan-20	0,81	1033,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2377463	TRECESSON	CDC	13-jan-20	6,39	1033,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2377464	TRECESSON	CDC	13-jan-20	35,71	2565,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2377465	TRECESSON	CDC	13-jan-20	21,18	1033,25	98 % Magneto, 2 % Ressources Québec
2487714	TRECESSON	CDC	23-mar-21	41,73	1265,25	100 % Magneto
2487715	TRECESSON	CDC	23-mar-21	41,75	1265,25	100 % Magneto

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 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, RNC a acquis une participation de 100 % dans les claims en échange d'une contrepartie future aux termes d'une entente datée du 8 mars 2007.

La contrepartie future se compose de ce qui suit : (1) l'émission de 7 millions d'actions de RNC à Marbaw à la satisfaction de certaines conditions (ces conditions, autres que l'obtention par RNC d'un avis de Marbaw demandant que ces actions soient émises, ont été satisfaites); et (2) le versement d'une somme de 1 250 000 \$ à l'intention de Marbaw le 8 mars 2008 (cette somme a été versée).

RNC s'est également engagée à affecter un montant minimum de 8 000 000 \$ en dépenses sur la propriété avant de cesser ses activités. Cet engagement a été satisfait en 2008. La propriété Marbaw est également assujettie à une redevance à la sortie de la fonderie de 3 %, qui est payable (maintenant par Magneto Investments Limited Partnership) à Marbaw. Une moitié de cette redevance de 3 % NSR peut être rachetée en tout temps en contrepartie d'un paiement de 10 millions de dollars.

La propriété est également assujettie à la redevance payable à Ressources Québec et à la redevance payable à Cobalt 27 Capital Corp. (Cobalt 27).

4.2.3.2 Redevance BatteryOne

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 à la propriété Sheridan-Ferderber ont été convertis en claims désignés sur carte en 2013.

À l'origine, Terrence Coyle et Michel Roby détenaient chacun une participation de 50 % dans cette propriété, 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 Messieurs 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.

Suivant l'exercice de l'option Coyle-Roby, la propriété demeure assujettie à une redevance de 2 % NSR payable à Terrence Coyle (1 %) et Michel Roby (1 %). Le 22 janvier 2019, BatteryOne Royalty Corp. (BatteryOne) a annoncé le rachat de cette redevance de Messieurs Coyle et Roby. La moitié (50 %) de cette redevance de 2 % NSR peut être rachetée pour 1 000 000 \$. Une avance de redevance de 5 000 \$ par année est également payable à compter de 2011. Les paiements de redevances ont été versés tel que prévu annuellement en octobre depuis 2011.

Ces claims sont également assujettis à la redevance payable à Ressources Québec et à la redevance payable à Cobalt 27.

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 % chacun. 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 de 2 % NSR payable à Jacques Frigon (1 %) et à Gérard Robert (1 %). En tout temps, la moitié (50 %) de cette redevance de 2 % peut être rachetée en contrepartie d'un paiement de 1 million de dollars.

Ces claims sont également assujettis à la redevance payable à Ressources Québec et à la redevance payable à Cobalt 27.

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, cette redevance peut être rachetée par tranches moyennant 1 000 000 \$ pour le premier pourcent, 3 000 000 \$ pour le deuxième pourcent et 6 000 000 \$ pour le troisième pourcent. 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 également assujettis à la redevance payable à Cobalt 27.

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 millions de dollars et Ressources Québec a acquis le droit de recevoir 0,8 % du revenu 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. La coentreprise Dumont 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 millions de dollars pour chaque tranche de 0,2 % du revenu net de fonderie, jusqu'à concurrence d'une contrepartie de 40 millions de dollars 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 Cobalt 27

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 % NSR du projet Dumont, pour un prix d'acquisition de 15 millions de dollars américains.

Le 8 juillet 2015, Royal Nickel a clôturé une entente de redevances et un placement privé avec Orion Mine Finance (Orion). RNC a reçu un produit brut de 10 millions de dollars américains d'Orion en contrepartie d'une redevance de 0,75 % NSR sur le projet Dumont et de 10 millions d'actions ordinaires de RNC (émises au prix de 0,395 \$ par action). La moitié (50 %) de la redevance (0,375 %) peut être rachetée en contrepartie d'un paiement en espèces de 15 millions de dollars américains au 3^e, 4^e ou 5^e anniversaire de la clôture.

Le 22 février 2018, Cobalt 27 a annoncé qu'elle s'était engagée à acquérir ces redevances existantes, totalisant 1,75 % NSR, sur toute production future de tous les métaux issus du projet de nickel-cobalt de Dumont (Dumont). Par conséquent, Cobalt 27 détient maintenant une redevance globale de 1,75 % NSR, assortie d'un droit de rachat permettant à la coentreprise Dumont de racheter 0,375 % de la redevance de 1,75 % NSR pour la somme de 15 millions de dollars américains (l'option de rachat) qui, si elle était exercée, résulterait en une redevance résiduelle de 1,375 % NSR. L'option de rachat ne peut être exercée qu'une seule fois, au troisième, au quatrième ou au cinquième anniversaire de l'entente de redevance initiale datée du 8 juillet 2015. La redevance payable à Cobalt 27 s'applique à tous les claims 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 de l'Énergie et des Ressources naturelles du Québec (MERN). 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 la coentreprise Dumont sont effectués conformément aux ententes de droit d'accès intervenues entre la coentreprise Dumont et les propriétaires. Des ouvrages de franchissement de cours d'eau ont été aménagés en vertu de permis délivrés individuellement ou collectivement par le MERN, la CPTAQ et le ministère de l'Environnement et de la Lutte contre les changements climatiques du Québec (MELCC). 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 (PNA), 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. Sur la base de ce protocole d'entente, des négociations avec la PNA visant à mettre sur pied une entente sur les répercussions et les avantages (ERA) ont eu lieu et le 2 mai 2017, la Société et la PNA ont annoncé la signature d'une ERA pour le projet Dumont. L'ERA encadre la relation avec la PNA et prévoit la mise en œuvre d'engagements relatifs aux répercussions et aux avantages du projet Dumont. La participation de RNC dans l'entente a été assignée à la coentreprise Dumont au moment de la signature de l'entente de coentreprise, de telle sorte que les parties à l'ERA sont la PNA et la coentreprise Dumont.

4.4 Droits miniers et droits de surface 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 et de la saumure, 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. Parmi ces droits de surface privés, environ 1 438 hectares sont requis pour

le développement du projet Dumont. La coentreprise Dumont a acquis environ 660 ha (46 %) de ces droits de surface privés et détient des options d'achat sur le reste, tel qu'illustré à la figure 4-3. Les autres droits de surface touchent des terres publiques (terres de la Couronne).

La figure 4-3 (page suivante) montre aussi l'étendue des terres classées en zone agricole, où le territoire et les activités agricoles doivent être respectés et préservés. Une partie des droits de surface couvrant les claims du projet Dumont était auparavant classée en zone agricole au sens de la Loi sur la protection du territoire et des activités agricoles, LRQ, c P-41.1. L'exclusion de ces terres du zonage agricole, qui était nécessaire pour y effectuer des activités minières, a été accordée par la CPTAQ en février 2013, et d'autres terres ont aussi été exclues en mai 2015.

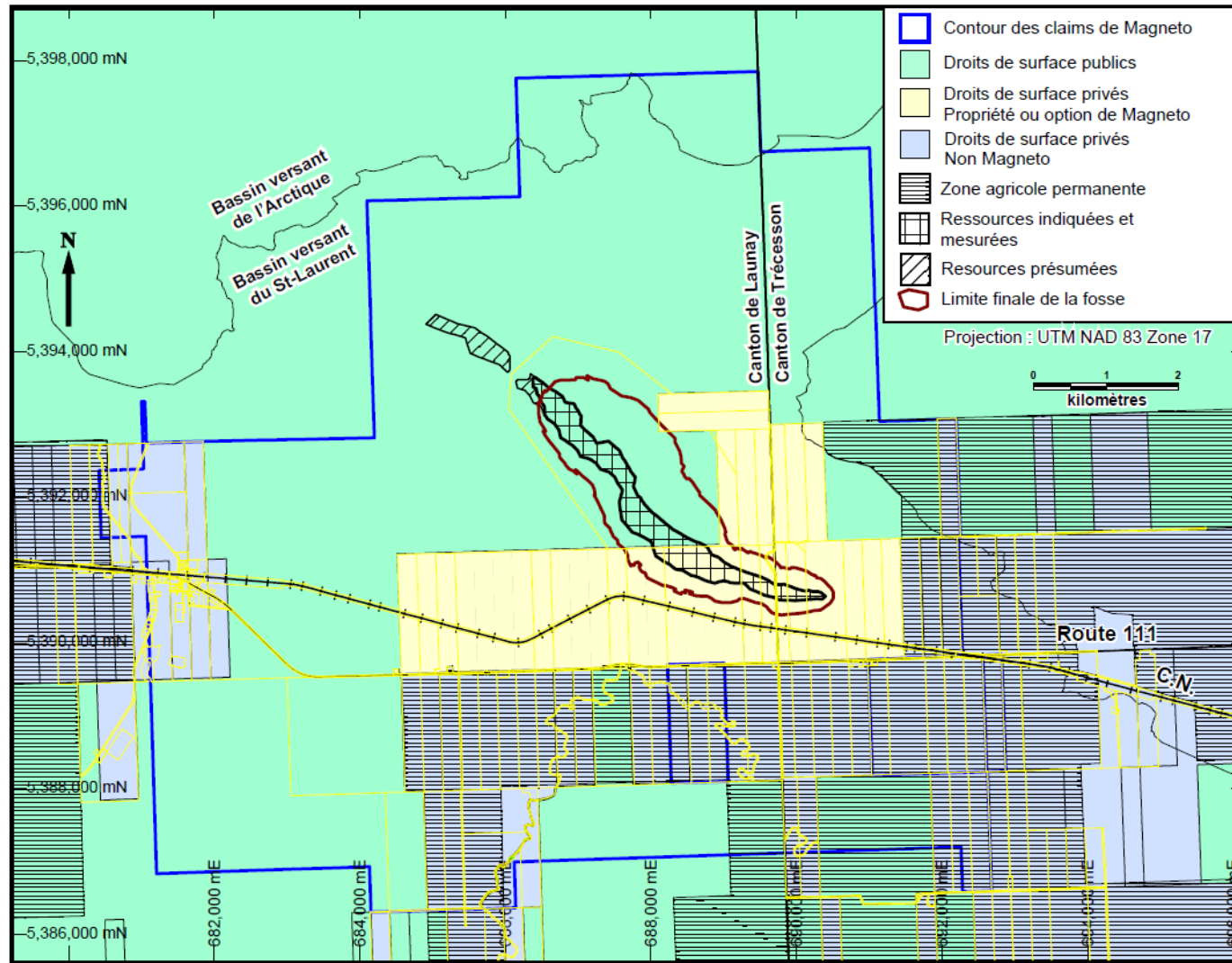
L'utilisation des droits de surface pour des activités minières et des activités associées selon les modalités d'un bail minier nécessite un permis environnemental. La coentreprise Dumont a obtenu les principales autorisations environnementales provinciales et fédérales requises, tel que décrit au chapitre 20. L'accès aux droits de surface pour les terres privées est obtenu en faisant l'acquisition de ces terres auprès des détenteurs de droits de surface privés tel que décrit ci-dessus. L'accès aux droits de surface pour les terres publiques serait obtenu dans le cadre du processus d'obtention d'un bail minier et d'un bail de surface auprès du MERN. Avant d'entreprendre toute activité minière, l'exploitant d'une mine ou d'une usine de traitement sur le terrain faisant l'objet d'un bail doit déposer un plan de réhabilitation et de restauration pour le site ainsi qu'une garantie financière. Le plan de fermeture pour le projet Dumont est décrit au chapitre 20. Aucune compensation ne peut être réclamée par le détenteur d'un claim minier de la part du détenteur d'un bail minier pour la déposition de résidus miniers sur la parcelle de terre qui fait l'objet du claim.

4.5 Responsabilités environnementales

Ni Ausenco ni la coentreprise Dumont 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



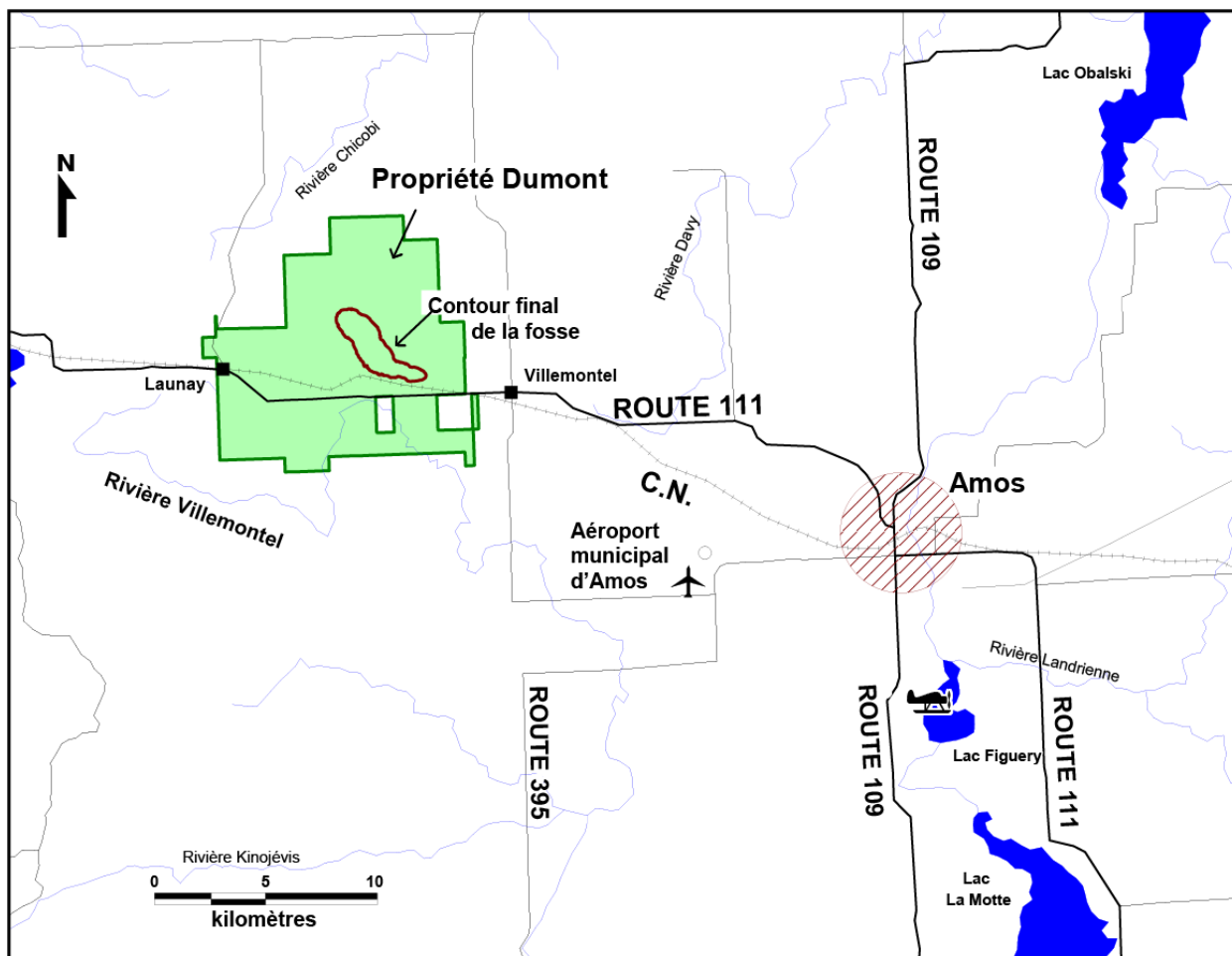
Source : RNC.

5 ACCESSIBILITÉ, CLIMAT, RESSOURCES LOCALES, INFRASTRUCTURES 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 et infrastructures locales

Les principales activités économiques dans la région sont l'agriculture et la forêt; Amos est le plus gros centre de services de la région. 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 (42 334 habitants selon le recensement 2016), qui se trouve à 120 km au sud-ouest, et Val-d'Or (33 871 habitants selon le recensement 2016), 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 la route 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 120 kV 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 la carrière, et lors de circonstances exceptionnelles au besoin, dans la rivière Villemontel, à environ 5 km de l'emplacement prévu de l'usine de traitement.
- Gas – L'utilisation de gaz propane livré par camion-citerne est envisagée pour le chauffage des bâtiments dans le cadre de cette étude, toutefois un gazoduc déjà en fonction passe à environ 25 km de la limite sud de la propriété et pourrait être envisagé pour l'approvisionnement futur.

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 le même que 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 4-3. 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

originaux, 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 : Propriété Dumont, où l'on peut voir le relief typiquement plat, une foreuse et quelques zones déboisées.



Source : RNC.

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 basse 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 Trécession 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 de Dumont.

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 du forage au diamant (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 dunite. 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 nickélifères (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 Principale 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'ÉF, 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 à basse 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 Mt 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

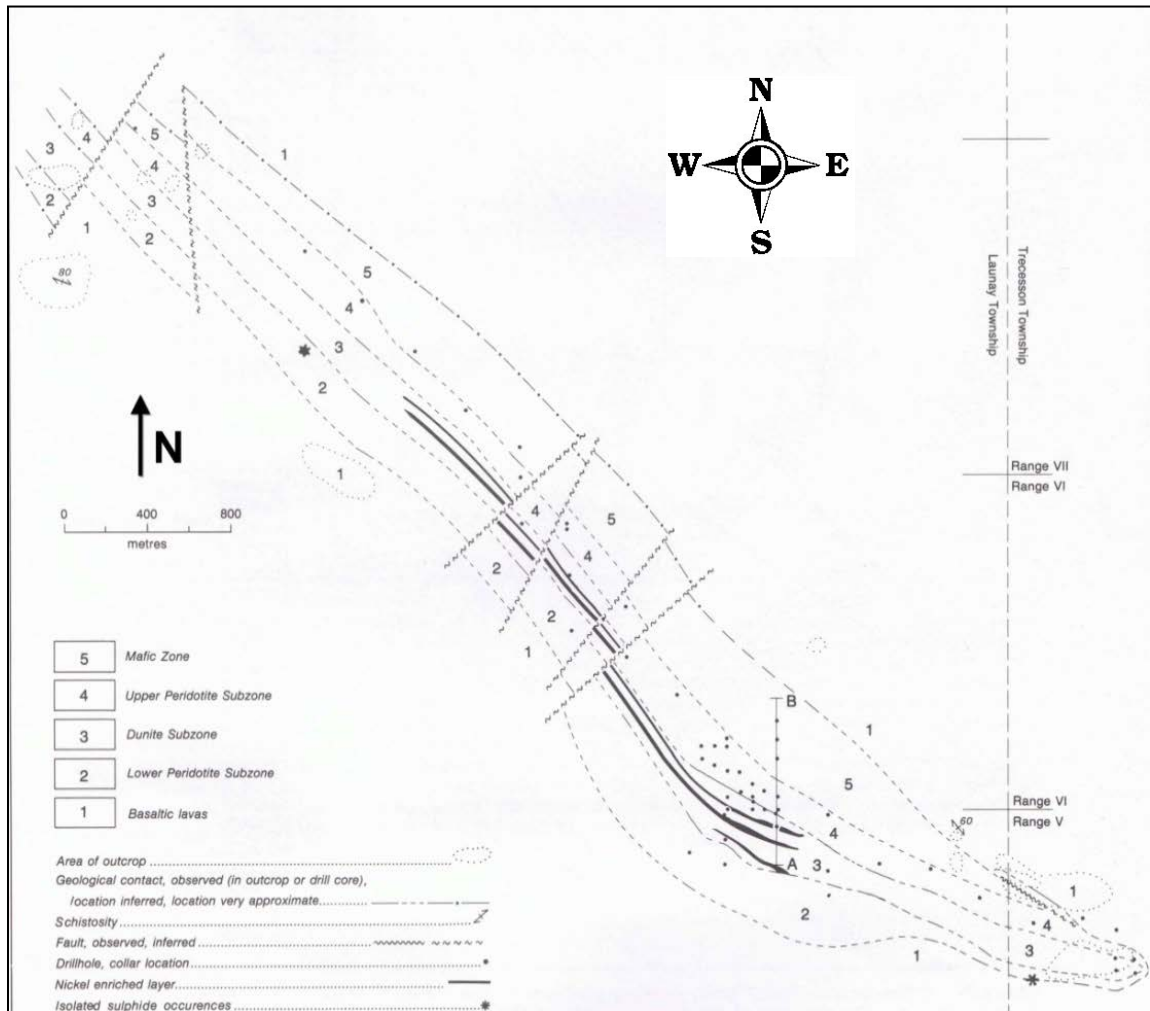
En 1982, l'exploration de la propriété a redémarré et quatre trous d'un diamètre de 15,2 cm (6 po) ont été forés au moyen d'une foreuse à percussion. Les déblais de forage ont aussi été récupérés afin de préparer un échantillon en vrac.

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 % 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 du platine (ÉGP), mais 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 réalisés par le CRM 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 Mt d'une teneur de 0,47 % Ni.

En 1986 et en 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 Trécession. 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 au chapitre 14.

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

6.1.5.1 Étude de conception – RNC 2008

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 ultime, 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, la coquille 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 Évaluation économique préliminaire – RNC 2010

À la suite des résultats positifs obtenus lors de l'étude de conception, une évaluation économique préliminaire (ÉÉP), « *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'ÉEP, celles-ci étant considérées comme du stérile dans la cédule 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'ÉEP 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 basse 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'ÉEP 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'ÉEP 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'ÉEP 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 – RNC 2011

À la suite des résultats positifs obtenus lors de l'ÉEP, Ausenco Solutions Canada Inc. (Ausenco) a été mandatée par RNC pour réaliser une étude de préfaisabilité (ÉPF) 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 » (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'ÉEP 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'ÉEP 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'ÉEP. 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'ÉEP.
- 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'ÉEP 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'ÉEP, 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'ÉEP, 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 – RNC 2012

À la suite des résultats positifs obtenus lors de l'ÉPF, Ausenco a été mandatée par RNC pour préparer une étude de préfaisabilité révisée (ÉPF révisée) ainsi qu'un rapport technique conforme au Règlement 43-101 pour le projet Dumont intitulé « *Technical Report on the Dumont Project, Launay and Trécession Townships, Quebec, Canada* » (22 juin 2012) (Ausenco, 2012). 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'ÉPF initiale 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 EXPLORIM^{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 VAN₈ % 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 VAN₈ % 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'ÉF.

6.1.5.5 Étude de faisabilité – RNC 2013

À la suite des résultats positifs obtenus lors de l'ÉPF révisée, Ausenco a été mandaté par RNC en mai 2012 pour préparer une étude de faisabilité (ÉF) et un rapport technique conforme au Règlement 43-101 sur le projet intitulé « *Technical Report on the Dumont Project, Launay and Trécesson Townships, Quebec, Canada* » (25 juillet 2013) (Ausenco, 2013). 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'ÉF en intégrant l'expérience locale de Norascon en matière de décapage du mort-terrain et en construction du parc à résidus dans la conception du projet.

Voici les faits saillants de l'ÉF de 2013 :

- VAN₈ % après impôt de 1,1 milliard de dollars
- Taux de rendement interne après impôt de 15 %
- Coût au comptant direct de 4,01 \$/lb (8 840 \$/t) durant la phase initiale et de 4,31 \$/lb (9 502 \$/t) sur la durée de vie du projet (début du deuxième quartile sur la courbe des coûts)
- BAIIA de 427 M\$ et flux de trésorerie disponibles de 238 M\$ par année en moyenne sur les 20 ans d'exploitation minière
- Augmentation minimale des dépenses en immobilisations initiales à 1,2 milliard de dollars comparativement à l'ÉPF révisée de 2012

- Les dépenses en immobilisations, selon les estimations à moindre risque établies dans l'ÉF, augmentent de seulement 7 % comparativement à l'ÉPF révisée de 2012 (qui utilisait des coûts basés sur le T4 2010)
- Augmentation de 11 % des réserves de minerai comparativement à l'ÉPF révisée de 2012, pour atteindre 1,2 milliard de tonnes contenant 6,9 milliards de livres de nickel, assez pour soutenir un projet de 33 ans incluant 1,3 milliard de livres en réserves prouvées
- Établissement d'un million d'onces d'ÉGP (platine + palladium) en réserves
- Production initiale de 73 millions de livres (Mlbs) (33 kt) de nickel annuellement, augmentant à l'an 5 à une moyenne annuelle de 113 Mlbs (51 kt) pour le reste des 20 années d'exploitation minière

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 n° 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 Mt 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 d'avril 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 sont une combinaison des modèles historiques et actuels.

Source : RNC.

L'estimation préliminaire des ressources minérales d'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 avril 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 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* » (avril 2010) (Lewis, 2010) a remplacé et a annulé l'estimation des ressources minérales du 31 octobre 2008 présentée dans le rapport technique de janvier 2009.

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 fixée 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 n'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 3600 E et 10400 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 révisé et audité 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 géométallurgique 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 dunite.

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 3600 E et 10000 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.

L'estimation des ressources minérales dont la date d'effet est le 16 août 2010 était conforme aux normes et aux définitions de l'ICM en vigueur à cette date tel que requis par le Règlement 43-101 et pouvait être publiée comme une ressource minérale par RNC.

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 domaines	Indiquées (I)	1 003 487	0,27	2 707	5 966 826
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		Cobalt contenu	
				(kt)	(Mlbs)	(kt)	(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

Remarque : * Présenté selon une teneur de coupure de 0,2 % Ni à l'intérieur des coquilles conceptuelles de fosse optimisées 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 ferrique. 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 pré faisabilité. Les réserves sont basées sur une coquille de fosse optimisée selon l'algorithme Lerchs-Grossmann, généré en utilisant uniquement les valeurs en nickel et un prix pour le nickel de 6,70 \$ US/lb, 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		Cobalt contenu	
				(kt)	(Mlbs)	(kt)	(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

Remarque : * Présentée selon une teneur de coupure de 0,2 % Ni à l'intérieur d'un modèle de fosse aménagée. Ce modèle est basé sur une coquille de fosse optimisée 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 au chapitre 14 du présent 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 une coquille de fosse optimisée selon l'algorithme Lerchs-Grossmann, généré en utilisant uniquement les valeurs en nickel et un prix pour le nickel de 6,70 \$ US/lb, 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 au chapitre 14 du présent 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	1 030	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)	
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 contenue			
		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		

Remarque : * Présenté selon une teneur de coupure de 0,2 % Ni à l'intérieur des coquilles conceptuelles de fosse optimisées 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 réserves	Réserves (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

Remarque : * Présenté selon une teneur de coupure de 0,2 % Ni à l'intérieur d'un modèle de fosse aménagée. Ce modèle est basé sur une coquille de fosse optimisée 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.

6.3.6 Estimation des ressources minérales et des réserves minérales de 2013 (RNC)

La mise à jour de l'estimation des ressources minérales en date du 30 avril 2013 (Ausenco, 2013) remplace et annule l'estimation des ressources minérales du 13 avril 2012 présentée dans le rapport technique de juin 2012. L'estimation des ressources est décrite au chapitre 14 du présent rapport et sert de fondement pour la mise à jour des réserves minérales et l'ÉF de 2019 dont il est question dans le présent rapport.

L'estimation des réserves minérales de 2013 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 du 30 avril 2013. Les réserves ont été estimées à l'intérieur d'un modèle de fosse aménagée, lequel est basé sur une coquille de fosse optimisée selon la méthode Lerchs-Grossmann, 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, 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 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.

Les réserves minérales du projet Dumont en date du 2013 sont résumées au tableau 6-11.

Tableau 6-11 : Estimation des réserves minérales* (Snowden, 17 juin 2013)

Catégorie	(kt)	Teneurs				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 : * Présenté 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 selon la méthode Lerchs-Grossmann, 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

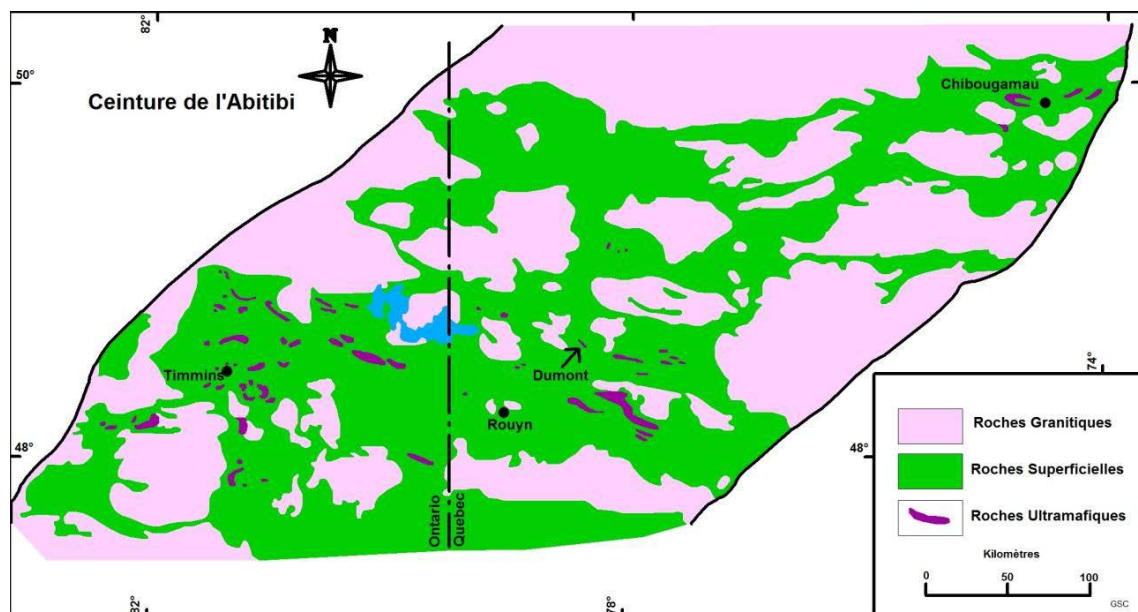
minières et de 0,49 % pour la dilution, qui seront encourues à l'interface entre le mort-terrain et le socle rocheux (ces taux correspondent à 1 mètre de perte minière et 2 mètres de dilution le long du contact). Les réserves prouvées sont basées sur les ressources mesurées incluses dans le minerai tout-venant 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.

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 flyschöide 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 tholéiitiques 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

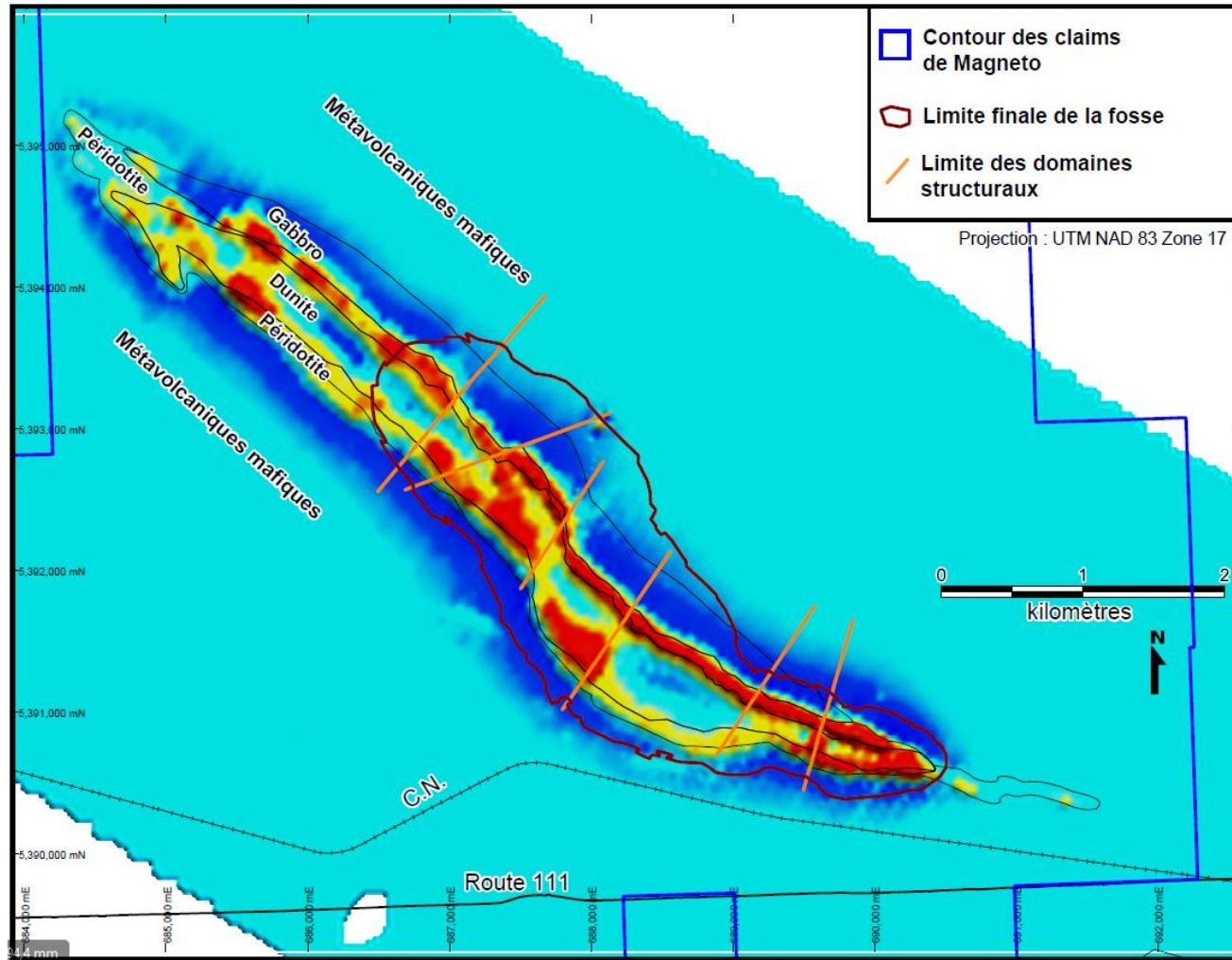
La propriété est recouverte d'une couche de mort-terrain glaciaire et de fondrières. La minéralisation sub-affleure à environ 30 m sous la surface. Les contacts entre le filon-couche de Dumont et les roches encaissantes n'ont pu être observés en affleurement, mais, selon son attitude en général, l'intrusion 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 diagraphe 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).

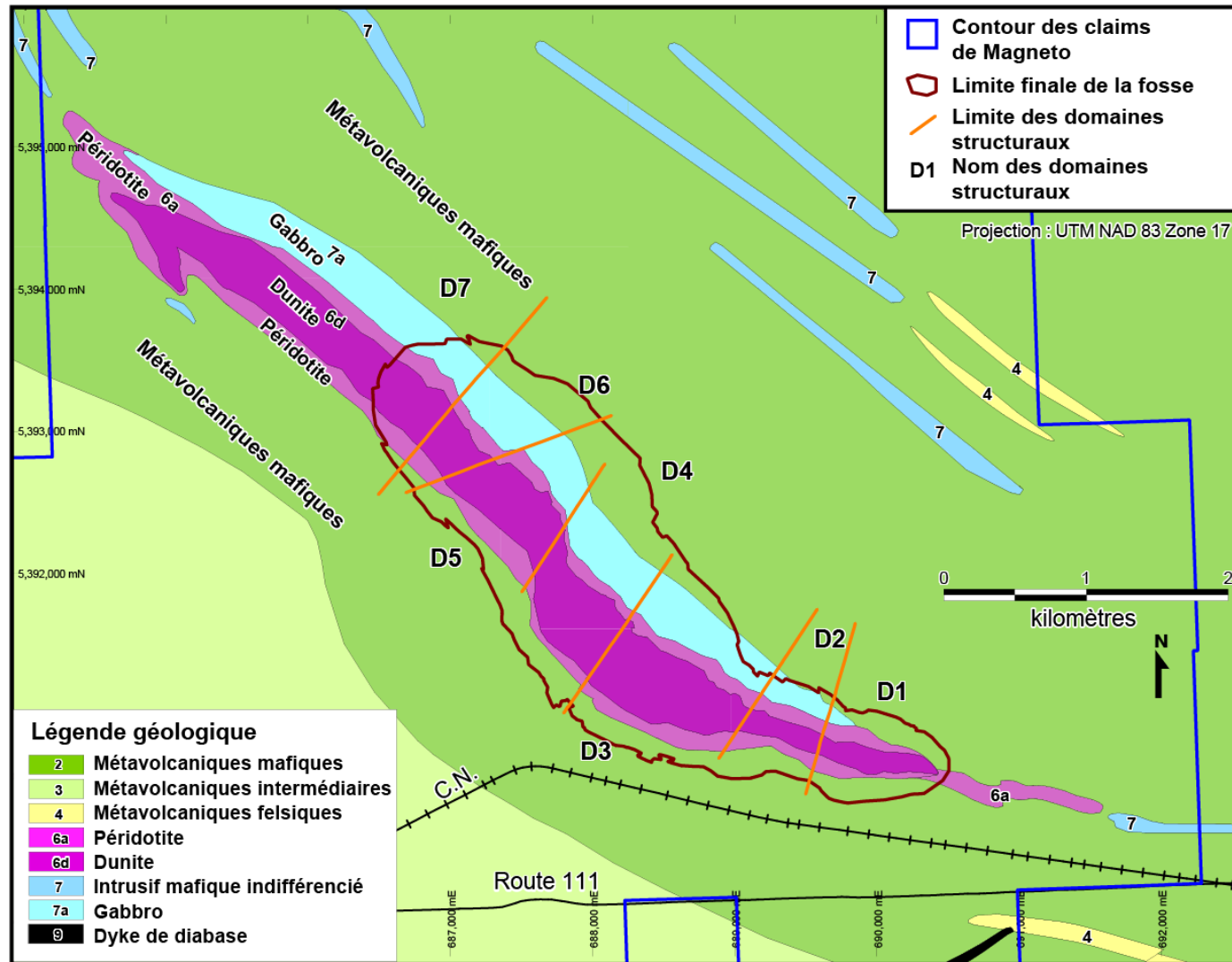
En se basant sur la prédominance des failles de direction nord-ouest (NO) et nord-est (NE) connues, le filon-couche peut être subdivisé en domaines ou blocs structuraux. L'épaisseur vraie de la zone mafique supérieure et de la zone ultramafique inférieure varie selon leur localisation ou selon le bloc 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 recoupent cette zone

Figure 7-2 : Carte du levé magnétique de la propriété Dumont (1^{re} dérivée verticale)



Source : RNC.

Figure 7-3 : Carte géologique de la propriété Dumont



Source : RNC.

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.

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 $\pm$ chrysotile $\pm$ pentlandite $\pm$ awaruite $\pm$ 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 $\pm$ quartz. Les textures primaires sont pseudomorphiquement préservées à travers la majeure partie de l'intrusion.

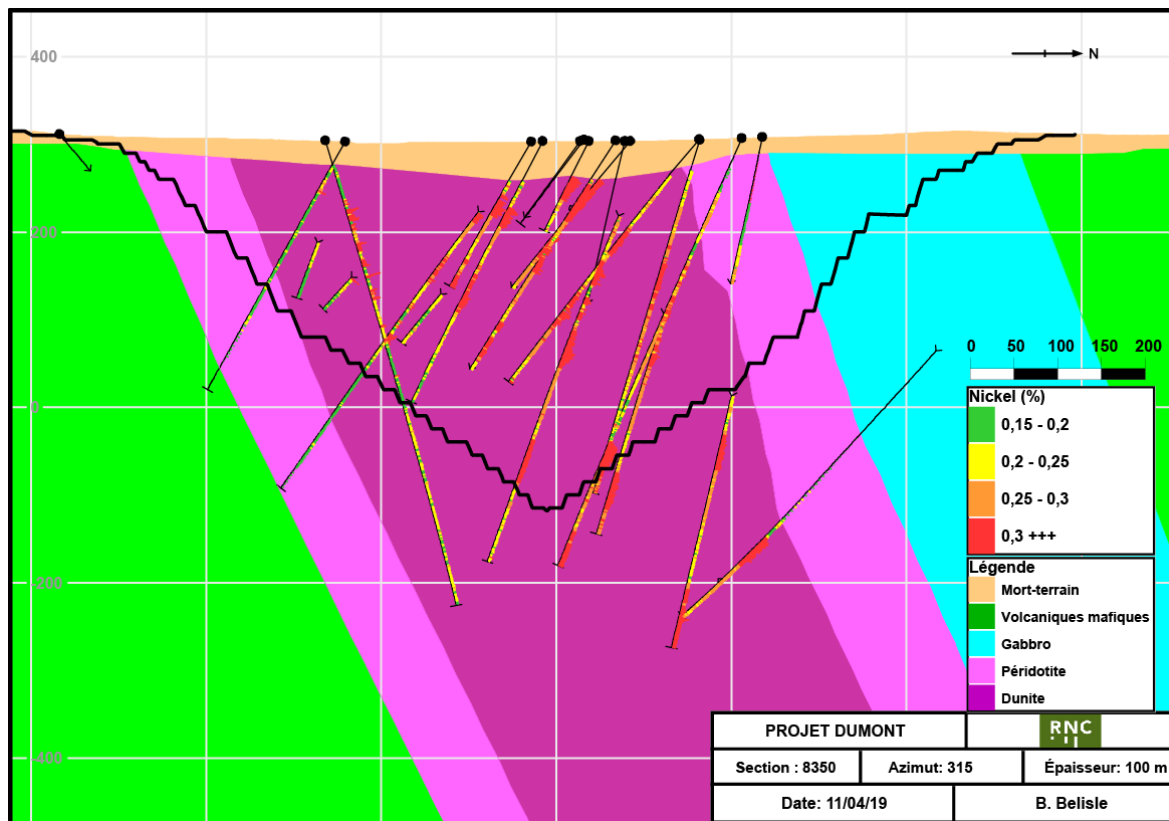
Le processus de serpentinisation est isovolumétrique à l'échelle microscopique. Toujours à l'échelle microscopique, la serpentinisation est isochimique. Toutefois, dans l'ensemble, comme les éléments majeurs sont redistribués dans de nouvelles phases lors du processus de serpentinisation, en plus de 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.

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.

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).

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.

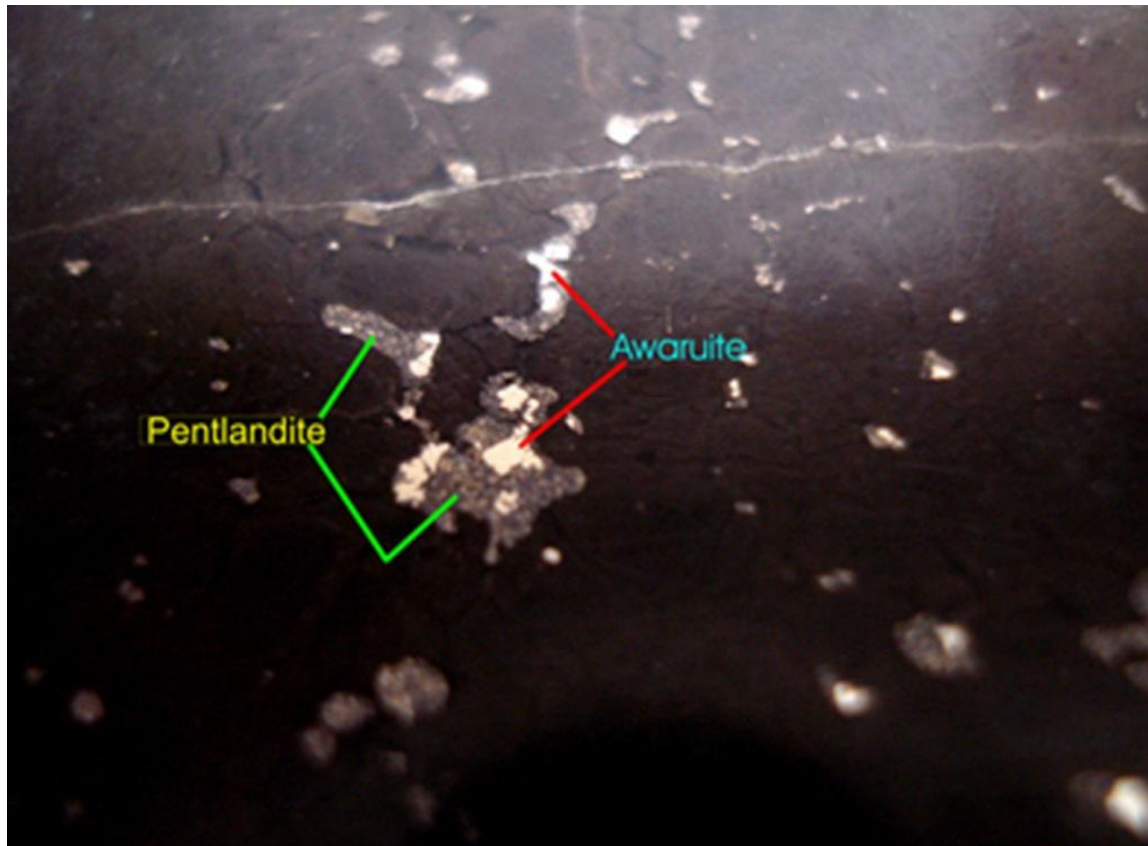
7.3 Minéralisation nickélifère disséminée

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 périodotite 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)₉S₈), d'heazlewoodite (Ni₃S₂) 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; et
- La minéralisation sulfurée est dominée par l'heazlewoodite et/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).

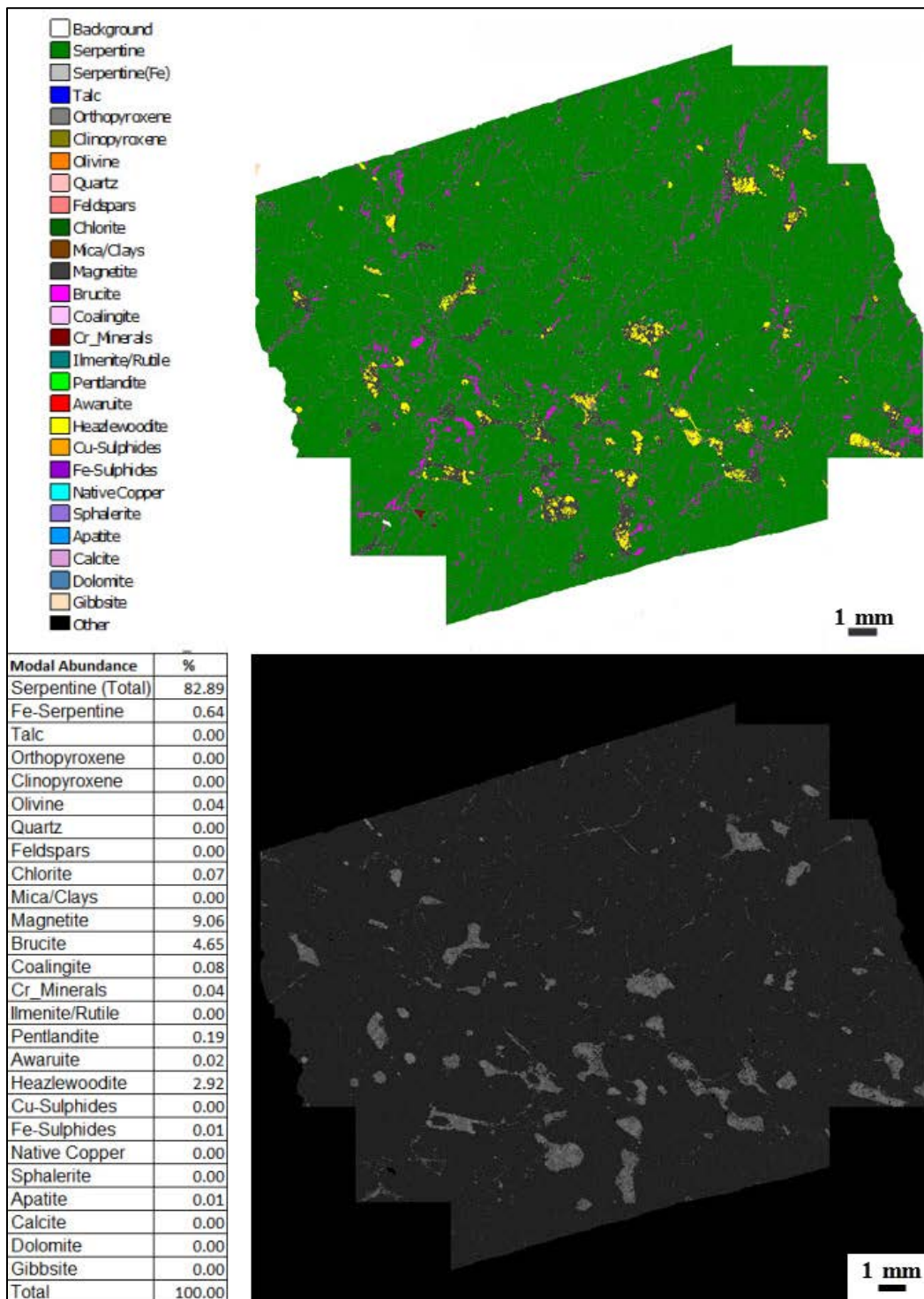
7.3.1.2 Assemblage de minéralisation sulfurée

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 $\pm$ brucite $\pm$ chromite $\pm$ 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

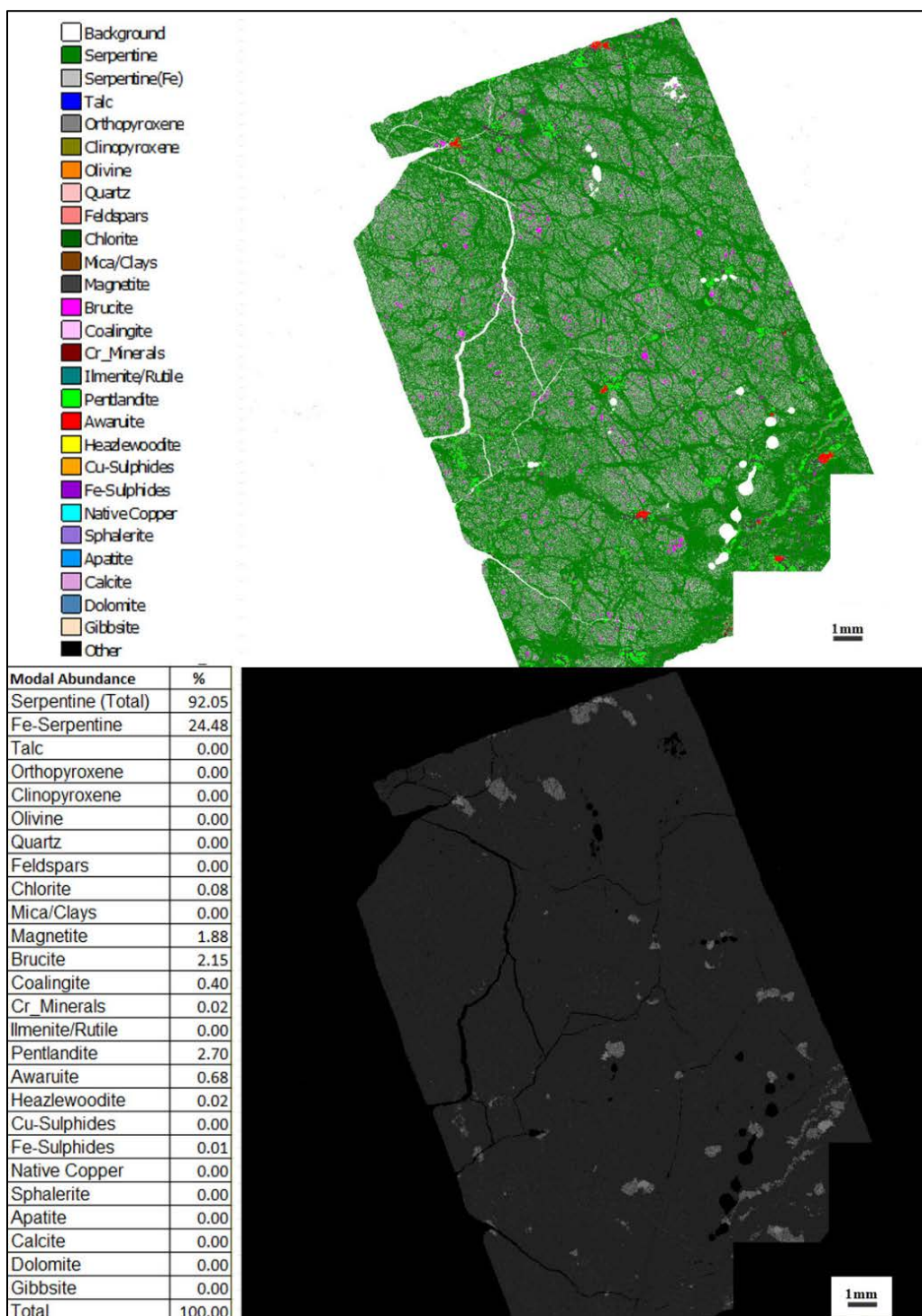
L'assemblage de minéralisation d'alliage est caractérisé par la présence d'awaruite avec peu ou pas de sulfures. L'awaruite se présente en grains fins (généralement <1 mm) associés à de petits agglomérats de magnétite ou de chromite intercumulus. L'awaruite peut aussi être observée sous forme d'accroissement 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 serpentinisation 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 EXPLORIN^{MC} en fausses couleurs. En bas : Image BSE équivalente (ratio heazlewoodite vs pentlandite de 17,7). Quantités modales telles qu'obtenues d'EXPLORIN^{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.

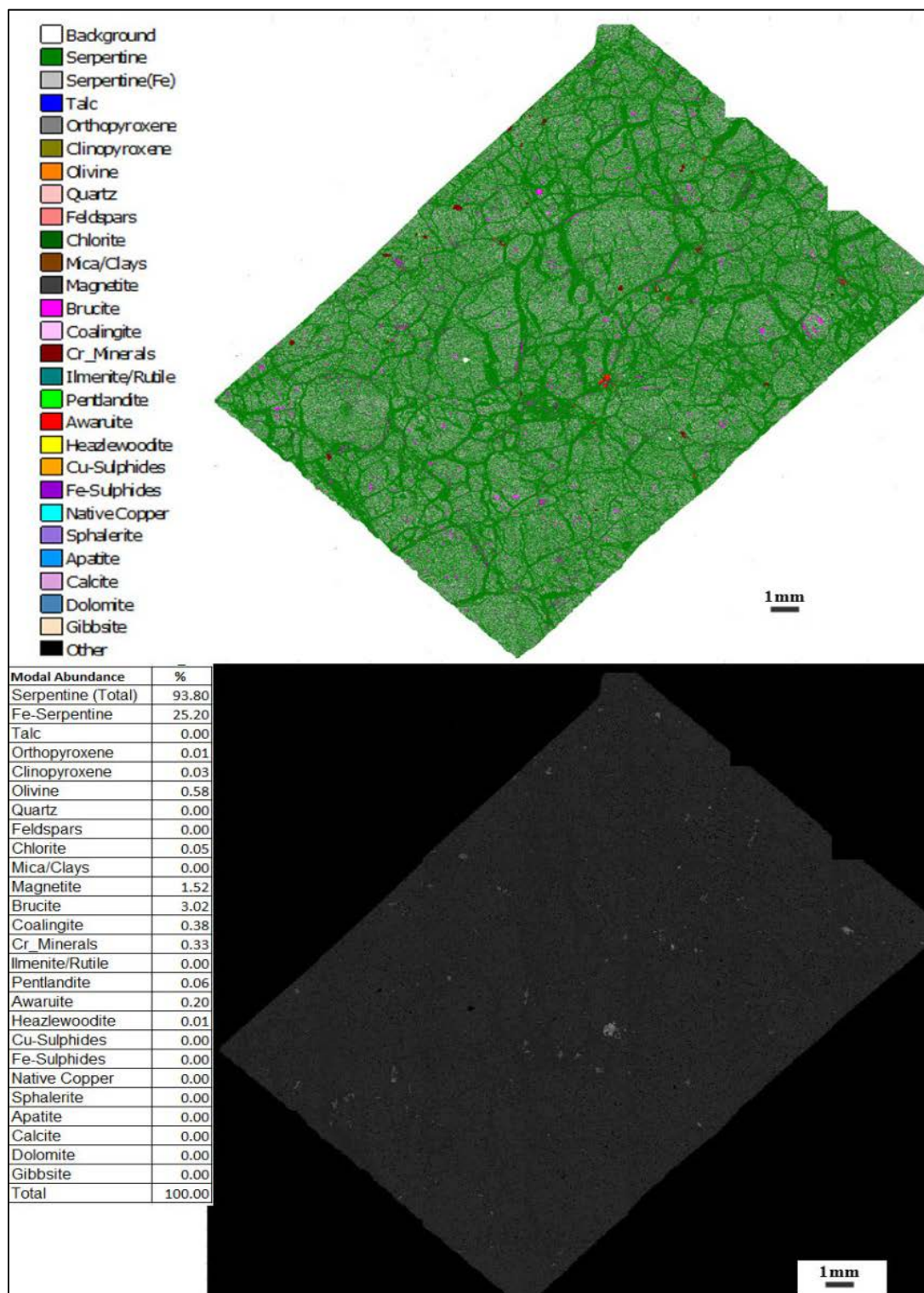
Figure 7-7 : Assemblage de minéralisation sulfurée. Échantillon où la pentlandite est prédominante (EXP_287)



Remarques : En haut : Image EXPLORIM^{MC} en fausses couleurs. En bas : Image BSE équivalente (ratio heazlewoodite vs pentlandite de 0,003). Quantités modales telles qu'obtenues d'EXPLORIM^{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 ferrière.

Source : RNC.

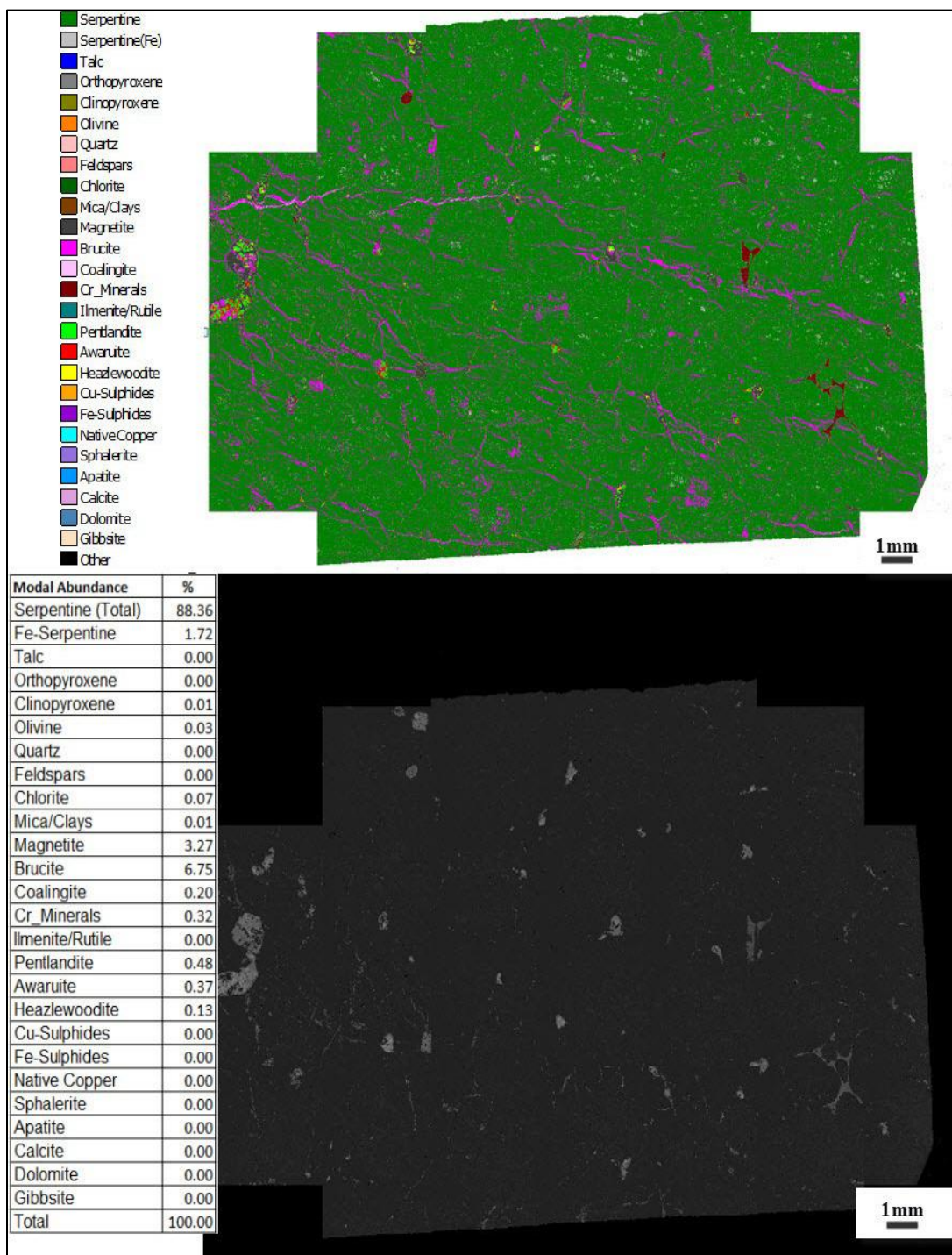
Figure 7-8 : Assemblage de minéralisation d'alliage. Échantillon (EXP_221)



Remarques : En haut : Image EXPLOMIN^{MC} en fausses couleurs. En bas : Image BSE équivalente. Quantités modales telles qu'obtenues d'EXPLOMIN^{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 ferrière et de brucite, malgré leur serpentinisation complète.

Source : RNC.

Figure 7-9 : Assemblage de minéralisation mixte. Échantillon (EXP_256)



Remarques : En haut : Image EXPLORIM^{MC} en fausses couleurs. En bas : Image BSE équivalente. Quantités modales telles qu'obtenues d'EXPLORIM^{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.

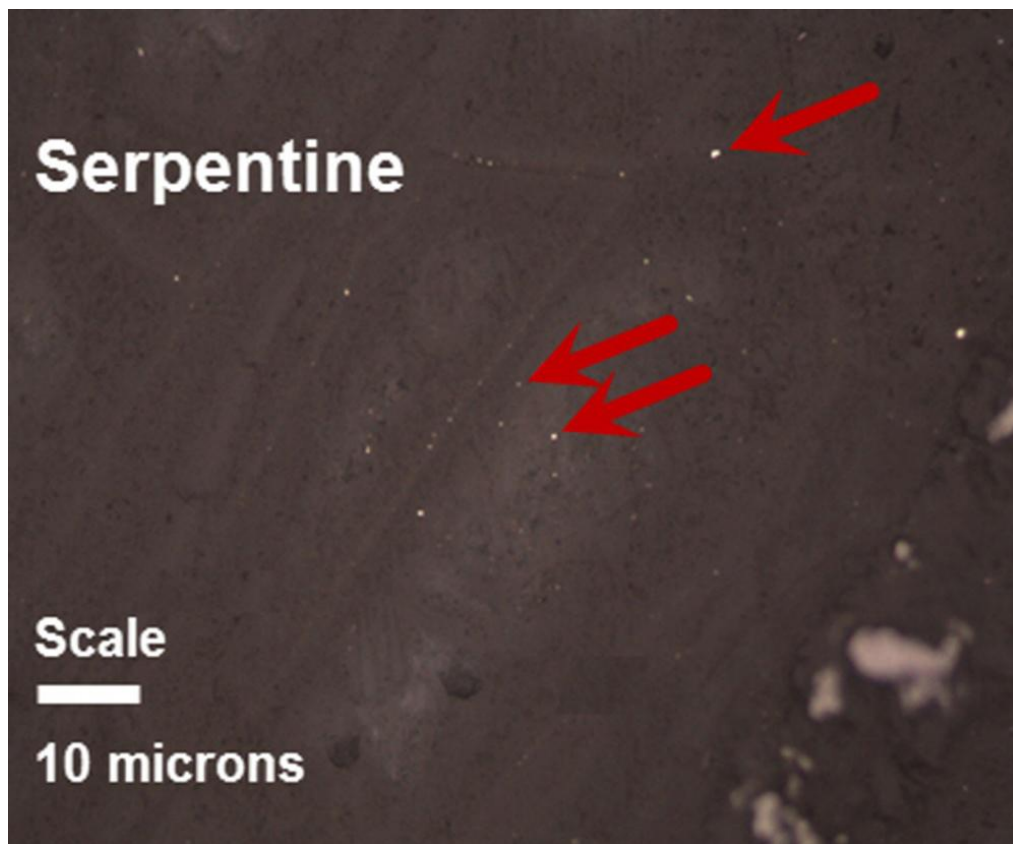
7.3.1.5 Zones ultramafiques non minéralisées : nickel dans les silicates

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 ($(\text{Mg,Fe,Ni})_2\text{SiO}_4$) et/ou de la serpentine ($(\text{Mg,Fe,Ni})_3\text{Si}_2\text{O}_5(\text{OH})_4$). 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).

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 ferrique, 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.

Figure 7-10 : Image BSE de fines inclusions de nickel dans une matrice de serpentine



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

Source : RNC.

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 ferrière	347	55,8	135	39,5	212	66,1

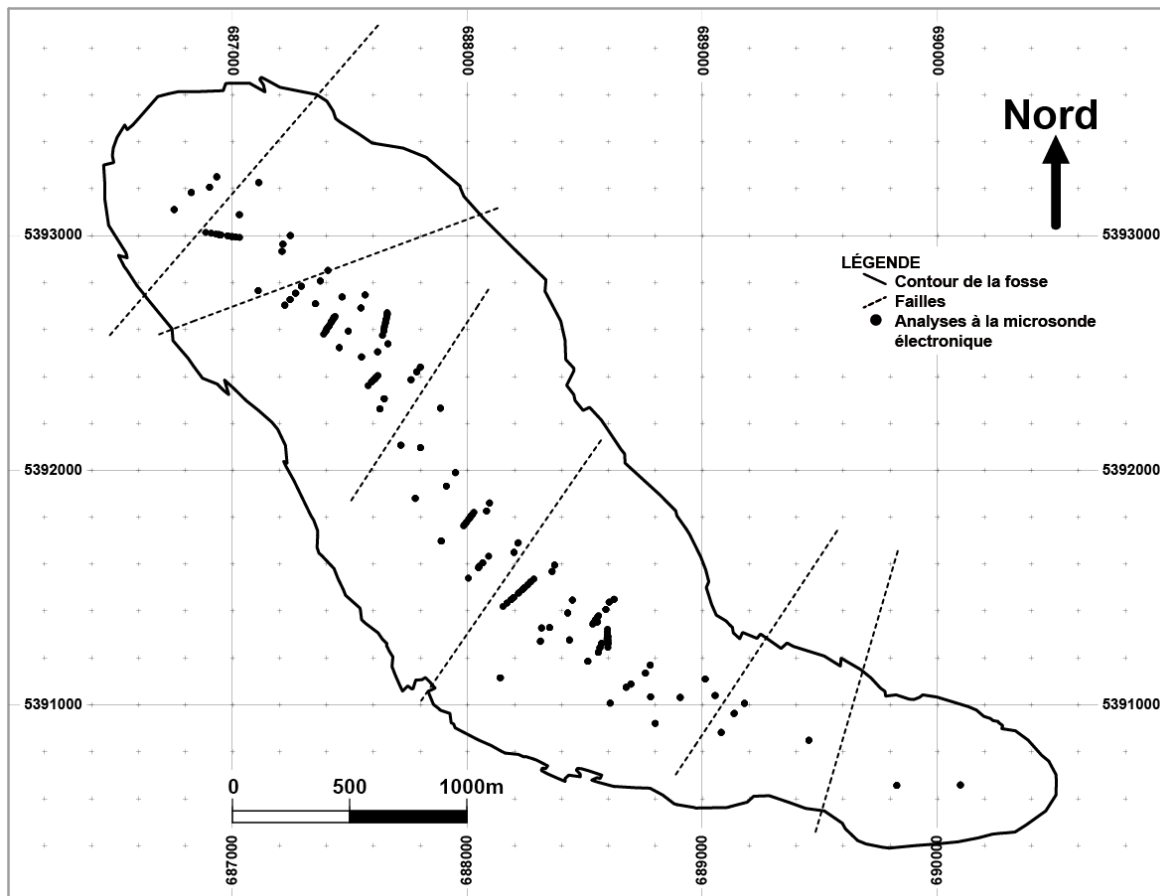
Remarque : Le nombre d'échantillons réfère au nombre d'échantillons EXPLOMIN^{MC} à l'intérieur de chaque domaine de serpentinisation décrit à la section 7.15. Le % Ni dans les silicates est une valeur calculée à partir des quantités

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 et variabilité de la composition des minéraux récupérables

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 (figure 7-11). 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 7-2).

Figure 7-11 : Localisation des échantillons analysés à la microsonde électronique



Source : RNC.

Tableau 7-2 : Résultats de la microsonde électronique

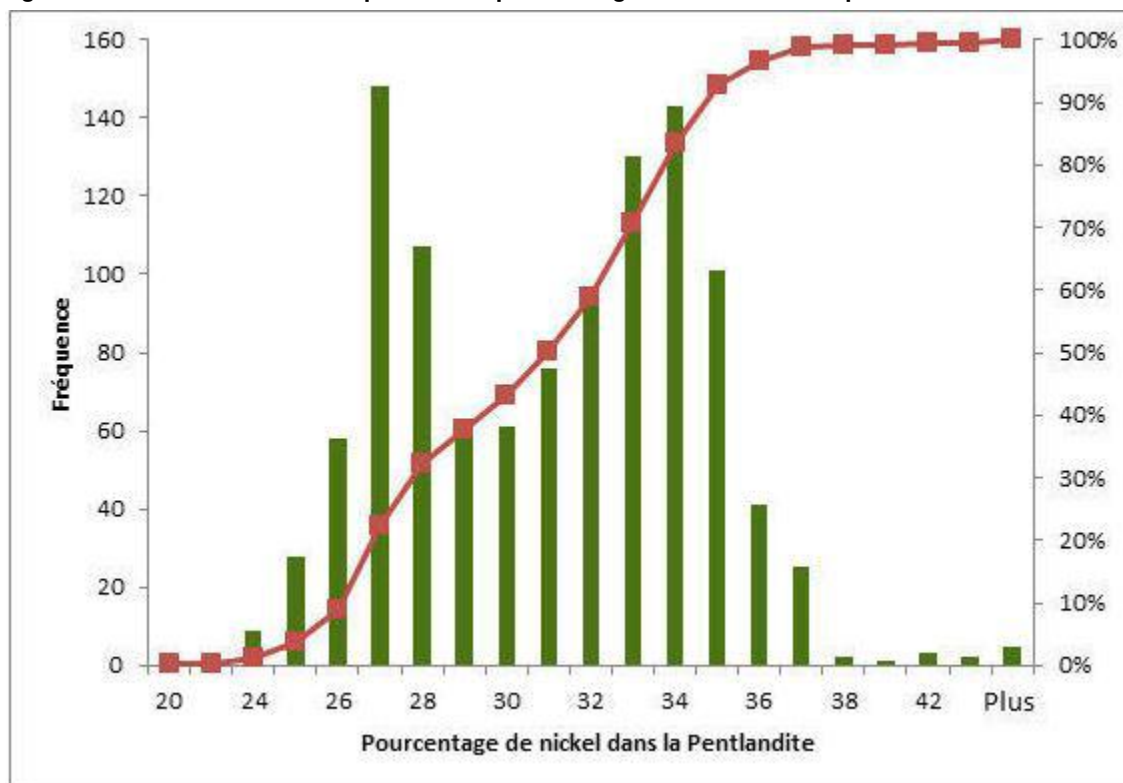
	Valeur minimum (% Ni)	Valeur maximum (% Ni)	Moyenne (% Ni)	Nombre de points	Écart-type	Nombre d'éch.
Pentlandite	18,21	52,58	30,54	1103	3,65	117
Awaruite	59,03	89,86	72,85	699	3,10	118
Heazlewoodite	61,14	74,31	72,08	641	1,01	99
Olivine	0,124	0,4	0,29	131	0,06	7
Serpentine	0,00	1,31	0,13	917	0,14	51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

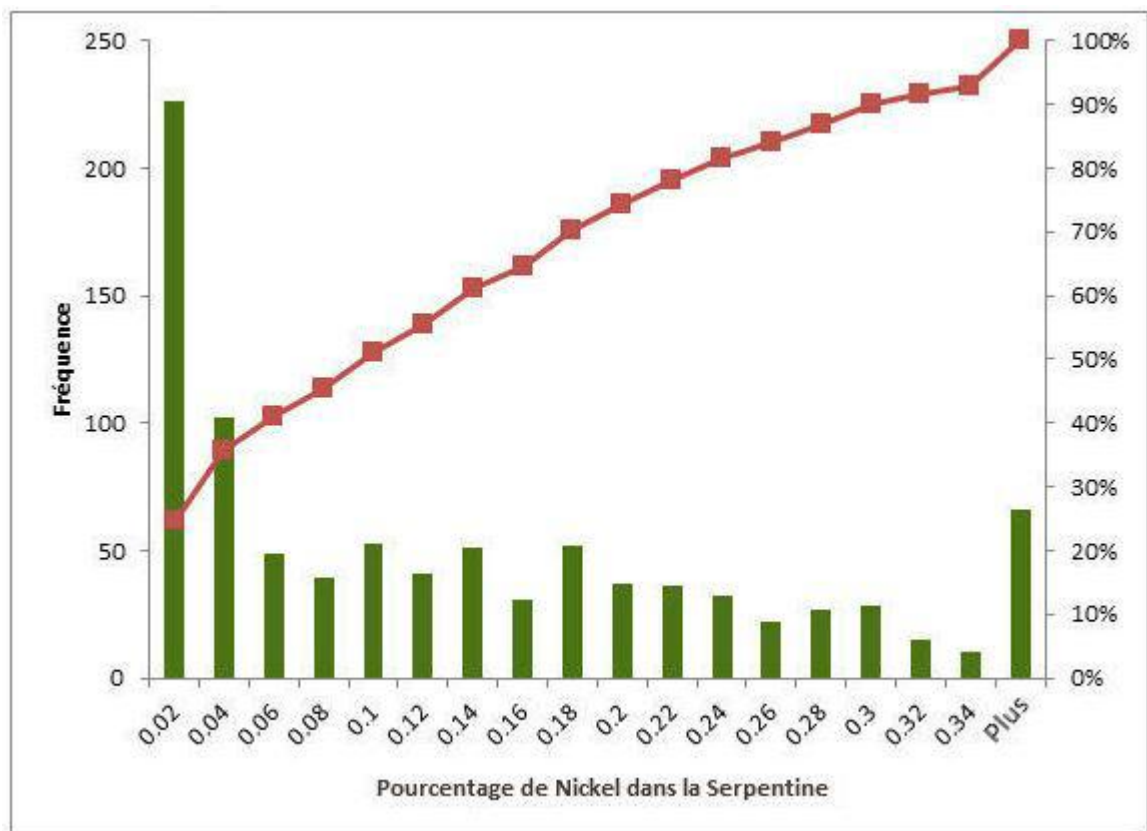
Source : RNC.

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 $((\text{Mg,Fe,Ni})_3\text{Si}_2\text{O}_5(\text{OH})_4)$. 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



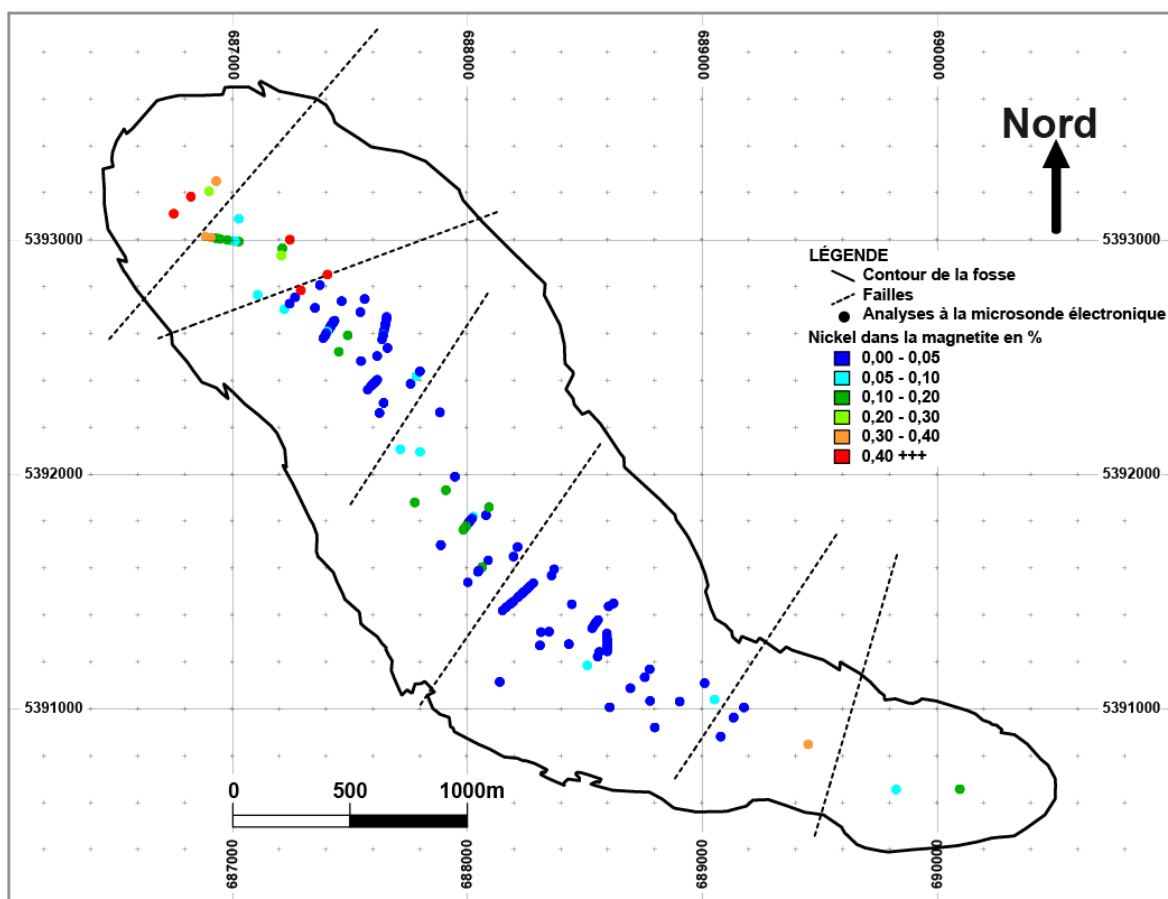
Remarque : 51 % des données ont moins de 0,1 % Ni dans la serpentine. **Source :** RNC.

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.

En moyenne, la magnétite contient 0,07 % poids de Ni, et 77 % 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 7-14 : Localisation des échantillons dont la magnétite a été analysée à la microsonde électronique (colorés selon le pourcentage de Ni dans la magnétite)



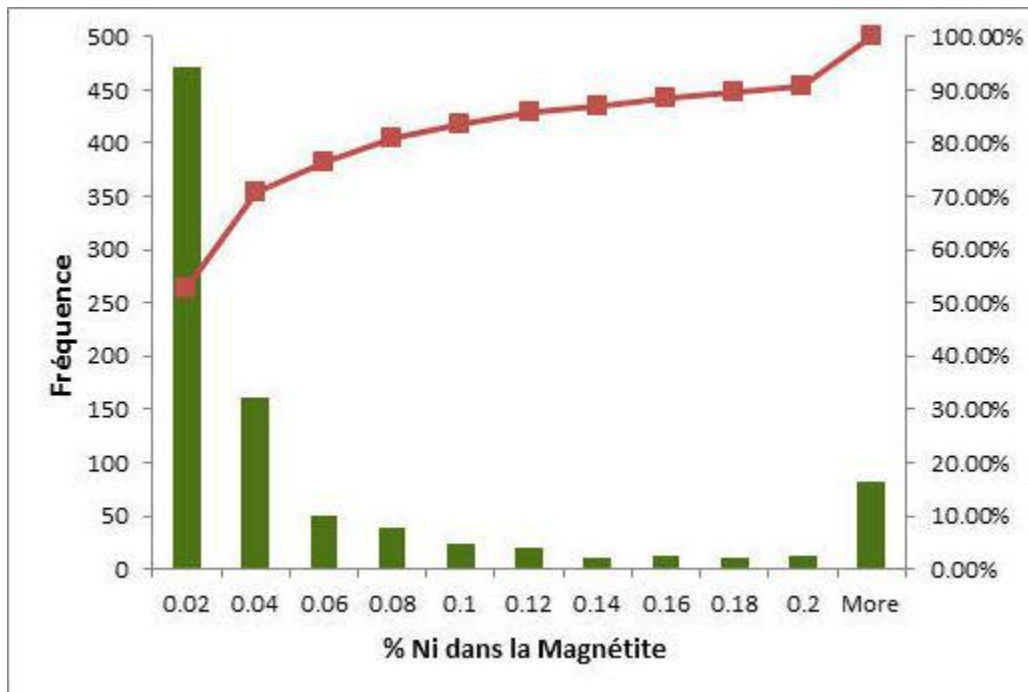
Source : RNC.

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.	0,0 7	0,2 2	71, 2	0,14	0,0 7	0,0 0	0,0 9	0,0 1	0,0 4	0,0 1	0,0 1	0,0 0	0,0 0	0,0 0	0,0 1
Max.	1,6 6	5,7 2	73, 1	10,2 7	1,6 0	0,1 7	1,4 2	0,2 9	0,1 6	0,3 7	0,4 0	0,3 0	0,1 4	0,0 2	0,0 3
Min.	0,0 0	0,0 0	59, 6	0,00	0,0 0	0,0 0	0,0 0	0,0 0	0,0 0	0,0 0	0,0 0	0,0 0	0,0 0	0,0 0	0,0 0
Éc.-type	0,1 6	0,3 3	1,3	0,55	0,1 6	0,0 1	0,1 0	0,0 3	0,0 3	0,0 2	0,0 2	0,0 1	0,0 1	0,0 0	0,0 1
Nbre	893	893	893	893	893	893	893	893	864	853	853	853	824	824	824

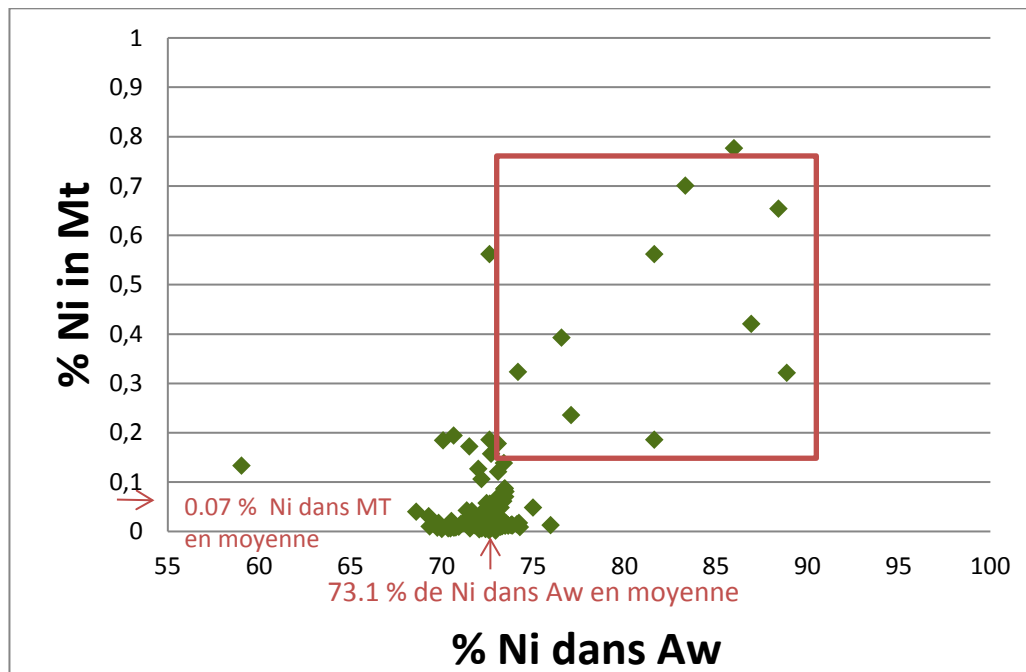
Source : RNC.

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

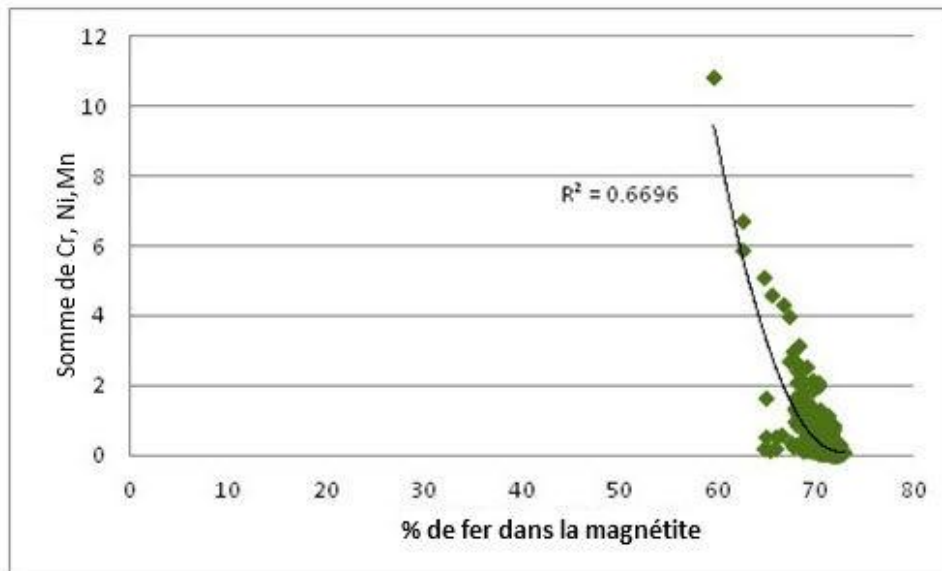


Source : RNC.

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 $(\text{Co,Ni,Fe})_9\text{S}_8$, l'heazlewoodite $(\text{Co,Ni})_3\text{S}_2$, l'awaruite $(\text{Co,Ni})_3\text{Fe}$, la serpentine $((\text{Co,Mg,Fe,Ni})_3\text{Si}_2\text{O}_5(\text{OH})_4)$ et la magnétite $(\text{Fe}_{3-x}\text{Co}_x\text{O}_4)$. 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

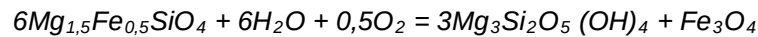
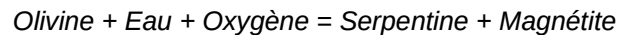
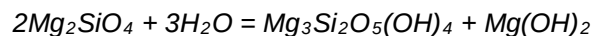
	Moyenne (%)	Maximum	Minimum	Écart-type	Nbre de Points
Pentlandite	3,96	40,53	0,34	4,96	1098
Heazlewoodite	0,06	2,95	0,00	0,25	646
Awaruite	1,00	5,05	0,02	0,91	699
Serpentine	0,00	0,05	0,00	1,62	917
Magnétite	0,04	0,16	0,00	0,03	864

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

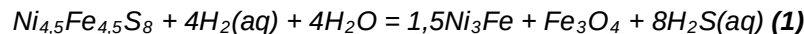
La variabilité des textures et des assemblages minéralogiques définitifs de la minéralisation nickélique disséminée à l'intérieur du gisement Dumont est principalement contrôlée par la variation du degré de serpentinisation subie par la dunite hôte.

La serpentinisation 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 serpentinisation de l'olivine :



Lors des premières étapes de serpentinisation, 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 serpentinisation, 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).

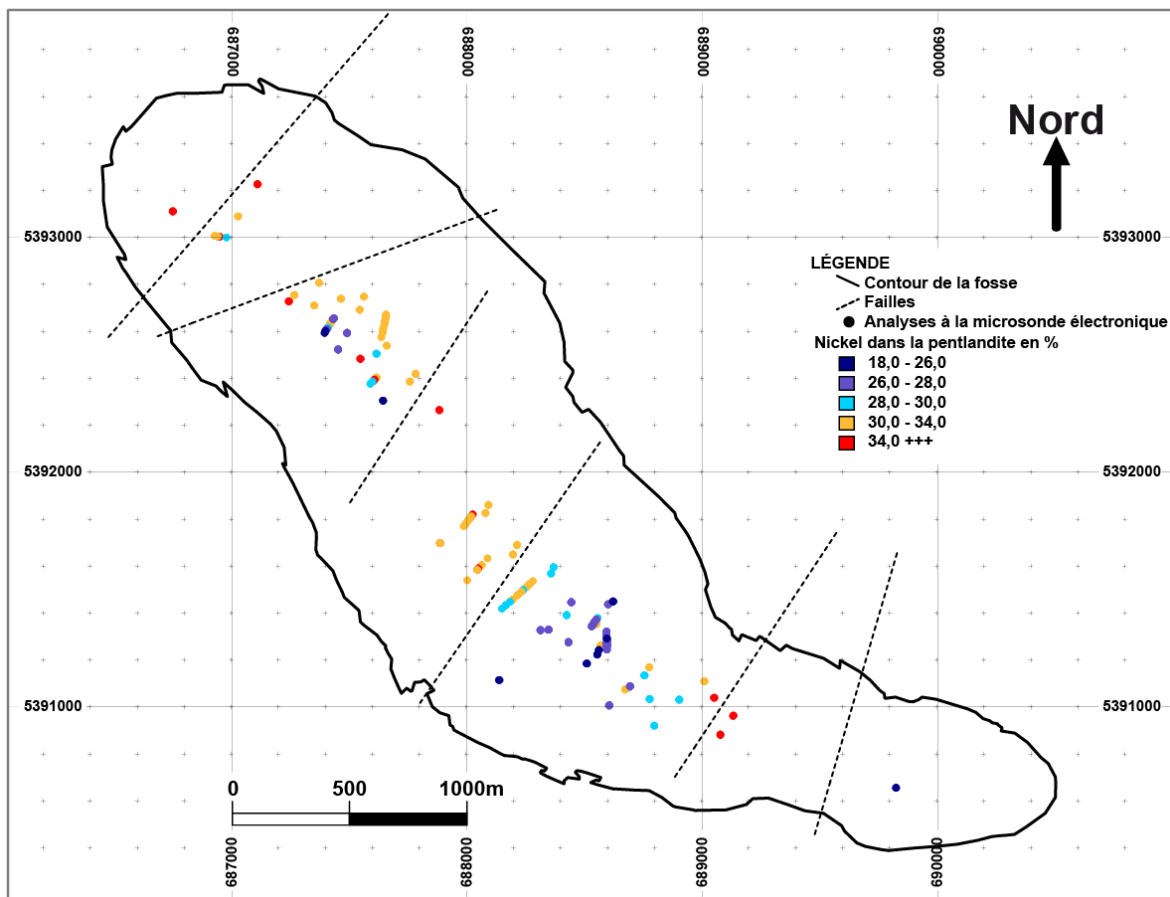


Le début de la serpentinisation correspond aux zones de la dunite de Dumont où l'assemblage dominant est serpentine ferrifère (Fe) et magnésienne (Mg) + MgFe brucite ± magnétite ± olivine (figure 7-21, zones 3a, 4 et 5). Ici, les minéraux nickélifères prédominants sont la pentlandite et l'awaruite (figure 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 nickélifère 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).

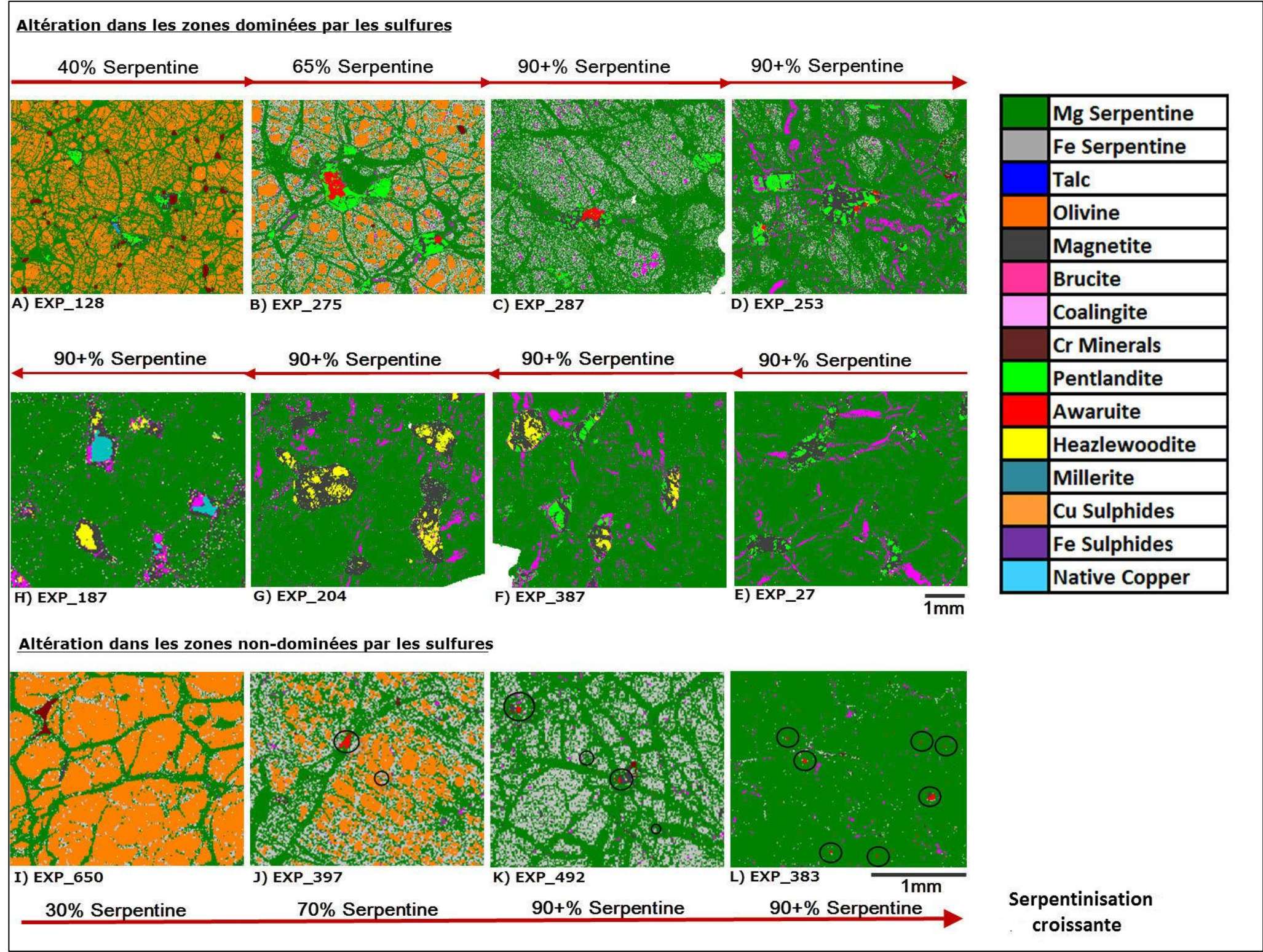
Figure 7-18 : Distribution de la teneur en Ni de la pentlandite



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).

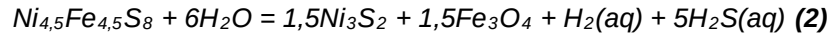
E à G) Les serpentines et brucites restantes sont riches en magnésium. À ce stade, les champs de stabilité de la serpentine et de la brucite s'étendent tellement qu'elles commencent à remplacer les alliages antérieurement produits comme l'awaruite. L'augmentation de la fugacité de l'oxygène qui en résulte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

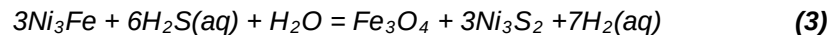
Source : RNC.

Lorsque la serpentinitisation 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

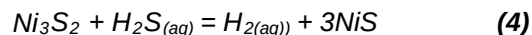


Dans les zones où la serpentinitisation est complète (figure 7-21, zones 1, 2 et 3b), les agrégats intercumulus contiennent abondamment magnétite ± pentlandite ± heazlewoodite avec peu ou pas d'awaruite (figure 7-19, E à H). Généralement, la corrélation entre l'heazlewoodite et l'awaruite est négative 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 serpentinitisation. 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 serpentinitisation, 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 serpentinitisation 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 serpentinitisation peut se poursuivre au-delà de la décomposition totale de l'olivine. Dans les stades tardifs de serpentinitisation où l'assemblage commun est serpentine-Mg + brucite-Mg + magnétite ± heazlewoodite, et si la serpentinitisation se poursuit, la stéatitisation peut se produire, entraînant le remplacement de la magnétite par des sulfures nickélifères 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.

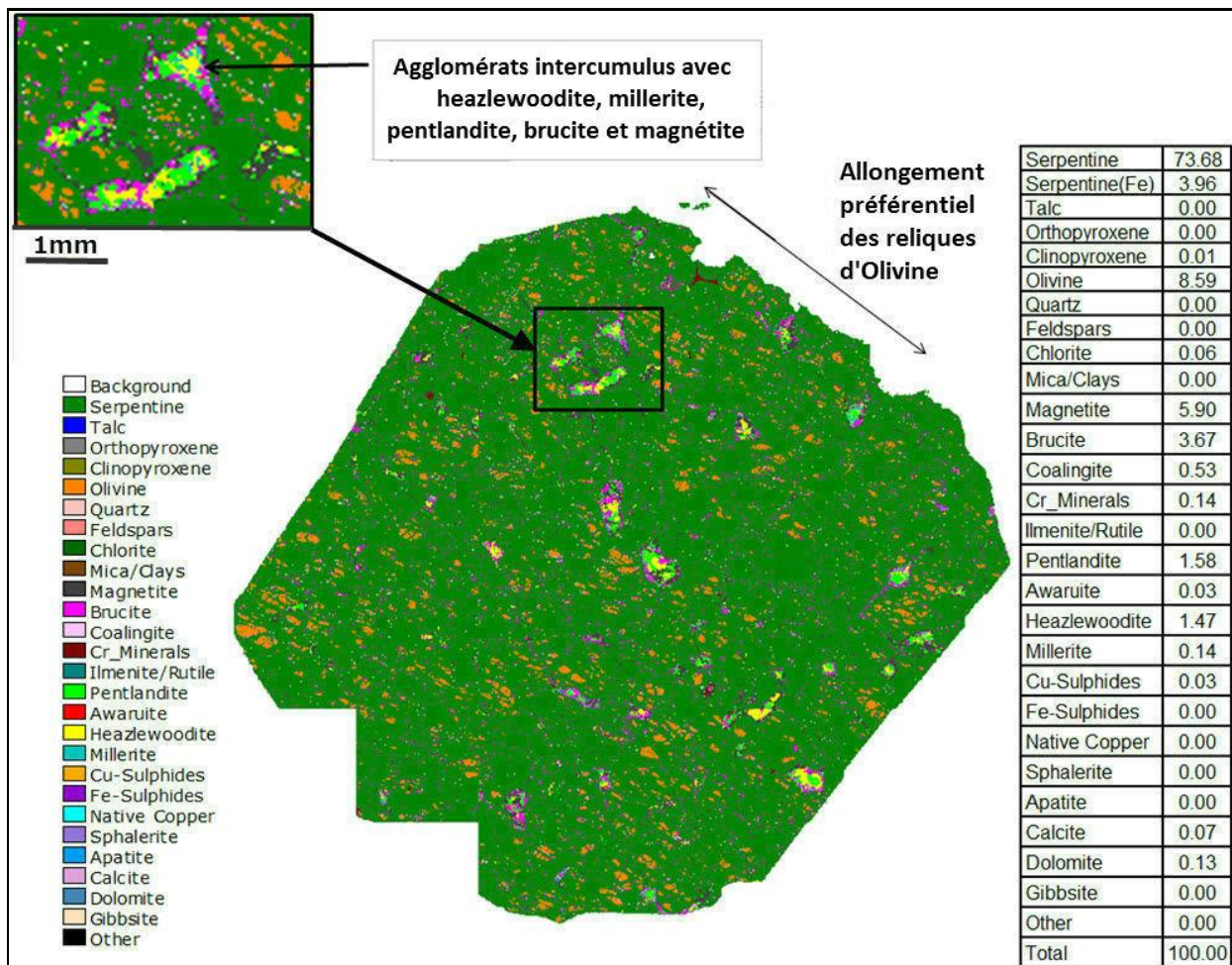
Heazlewoodite + Sulfure d'hydrogène = Hydrogène + Millérite



Dans les secteurs du gisement où les concentrations en soufre sont faibles, le processus de serpentinitisation 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 nickélifère dominante (figure 7-19 K à L). Ceci suggère que la formation d'awaruite n'est pas contrôlée par la désulfuration des sulfures primaires.

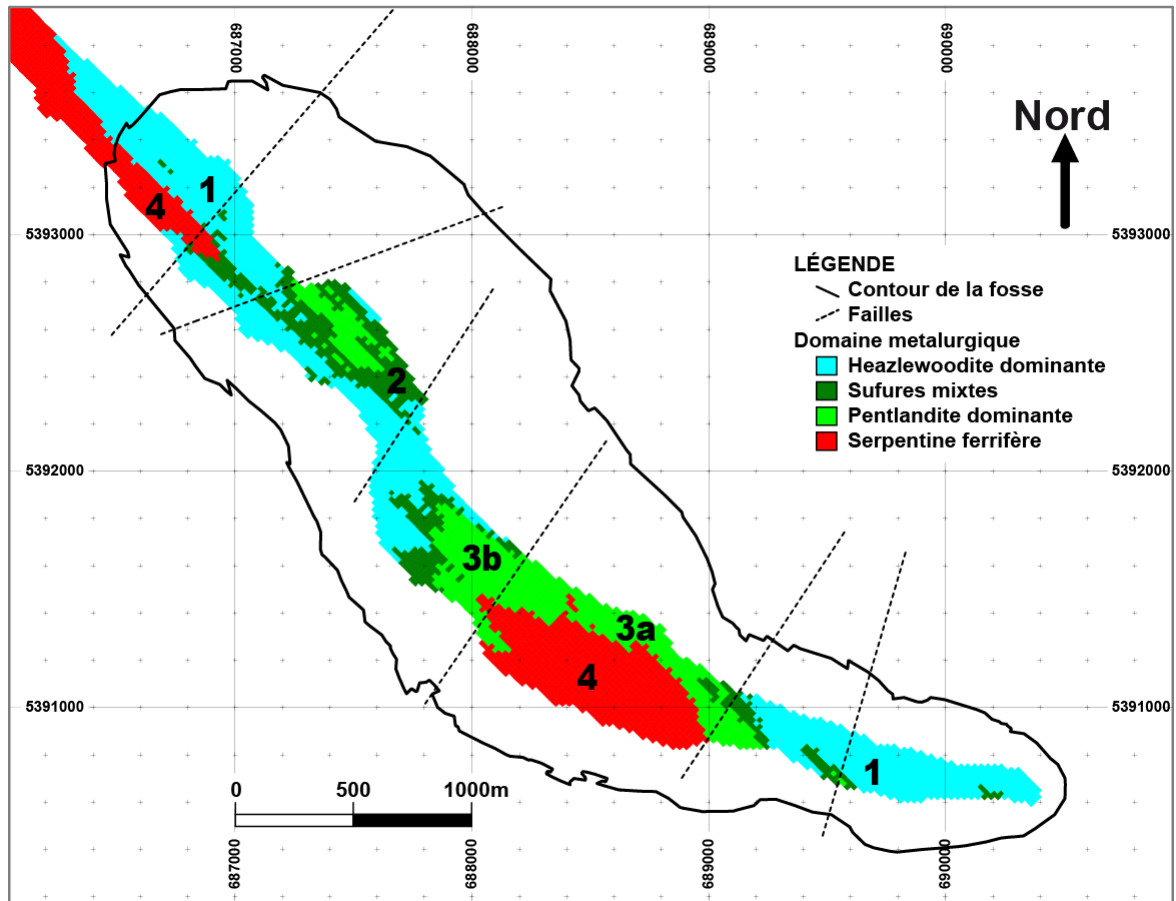
Pour les zones sans sulfures, lorsque la serpentinisation est faible, les valeurs en nickel dans les silicates sont plus élevées (tableau 7-1) et sont associées avec de faibles quantités modales d'awaruite (tableau 7-6). Dans les zones sans sulfures où la serpentinisation est complète, les valeurs en 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 EXPLORIM^{MC} en fausses couleurs (EXP_214). (Ratio heazlewoodite à pentlandite 1,01). Quantités modales telles qu'obtenues d'EXPLORIM^{MC} : 1,58 % Pn, 1,6 % Hz, 0,03 % Aw, 0,11 % millerite, 8,5 % olivine, 4 % serpentine ferrière. 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 ferrière étant absente), ainsi que des agrégats grossiers de magnétite intercumulus, intimement associées à l'heazlewoodite, la pentlandite et la millerite, 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, $H_z/P_n \geq 5$, $SPFE < 14$), (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 $H_z/P_n \leq 1$, $SPFE < 14$), (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 ferrière	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

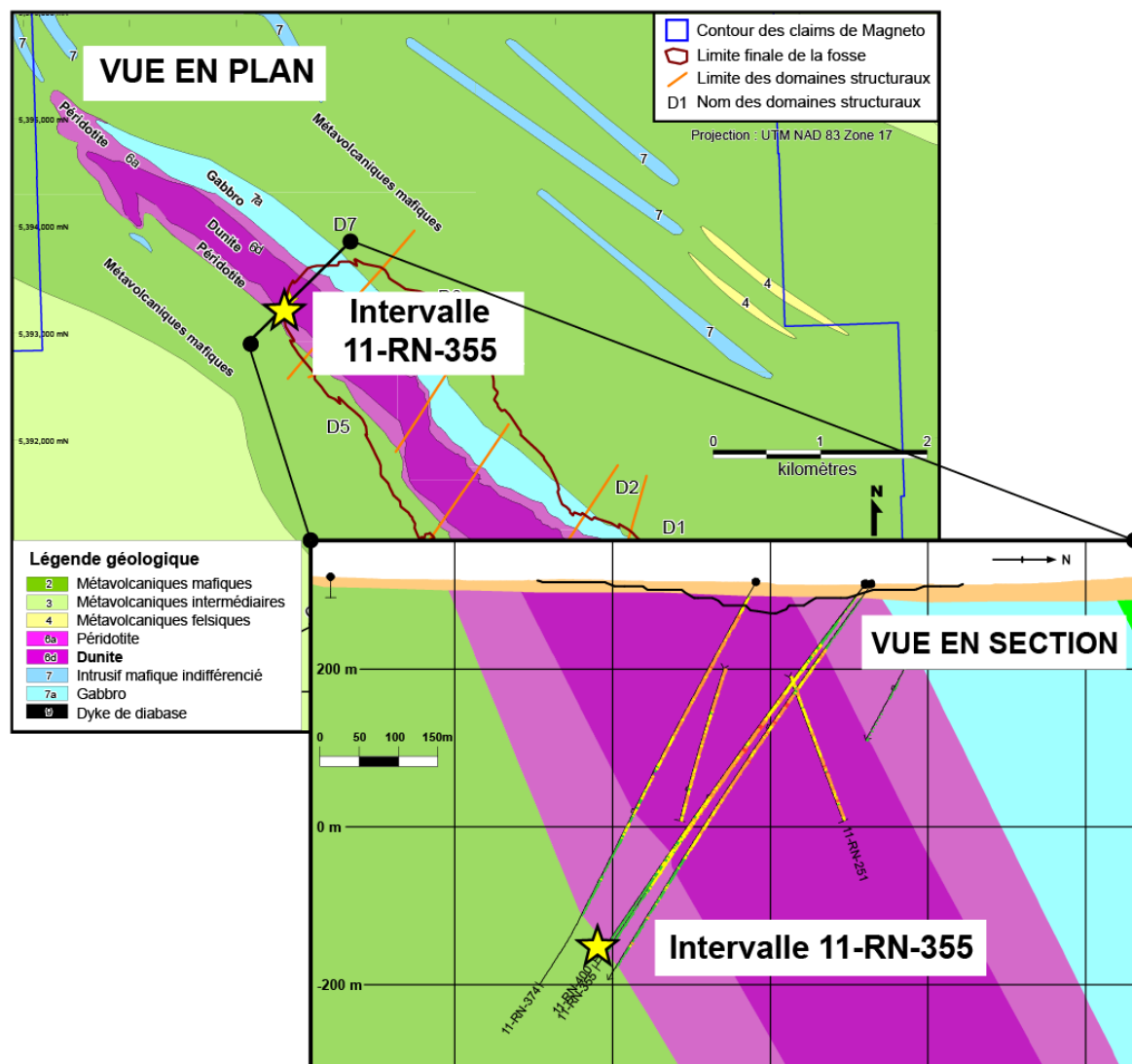
Un forage réalisé à la section 5500E, lequel a traversé l'intrusion de Dumont et pénétré dans la zone de contact inférieure entre la péridotite et les volcanites mafiques de l'éponte inférieure au nord-ouest de la fosse envisagée dans l'ÉF, a recoupé des sulfures massifs sur une longueur de 1,25 m dans 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 chalcoppyrite. En supposant que ce corps de sulfures massifs soit coplanaire au contact avec l'éponte inférieure (incliné à 65° selon un azimuth 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 périodite 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). L'épaisseur de cette zone varie 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. L'épaisseur de ce niveau varie 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 serpentinisation (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 serpentinisation. 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.

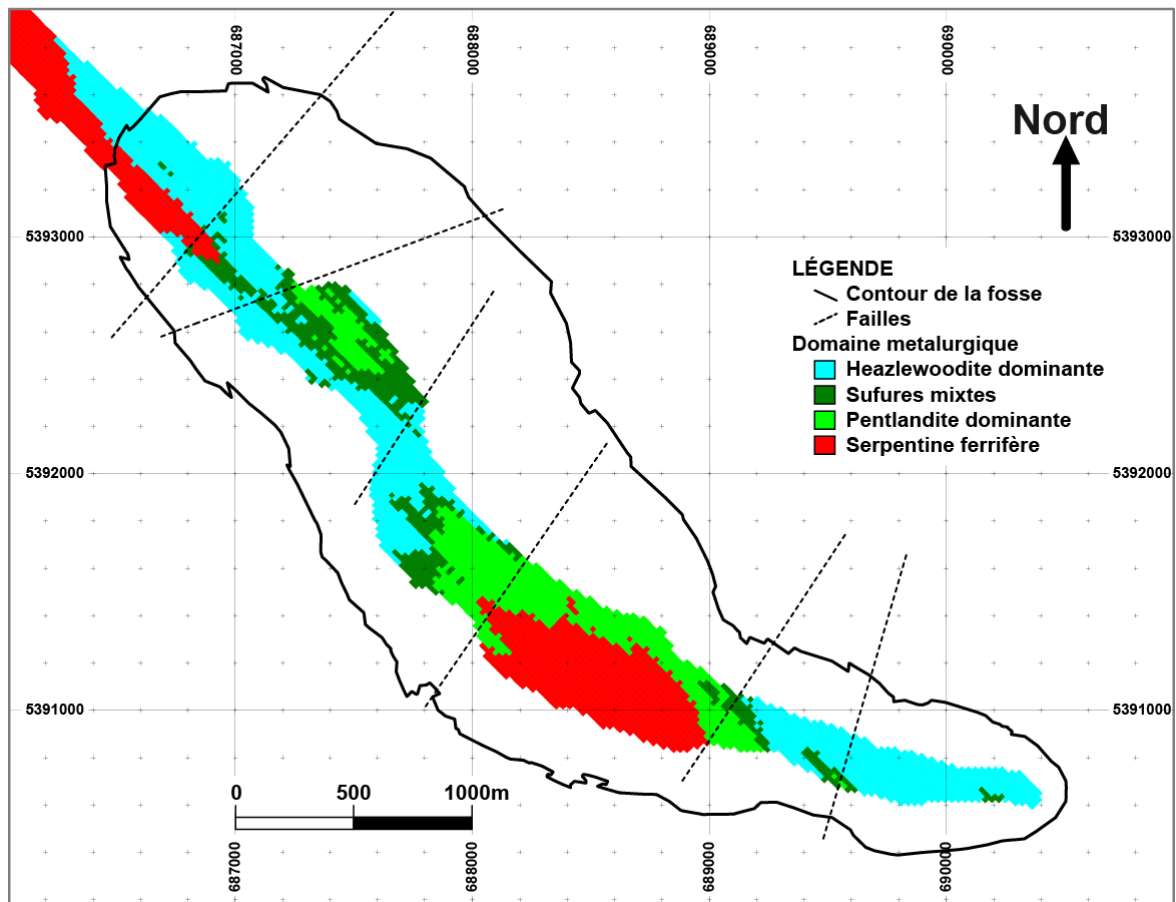
Les échantillons dominés par la pentlandite ($\text{Hz/Pn} < 1$, $\text{FESP} < 14$) sont les plus abondants et forment une proportion importante des réserves.

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'ÉPF. 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	1 179
Domaine dominé par l'heazlewoodite ($H_z/P_n \geq 5$, $FESP < 14$)	0,25	348
Domaine de sulfures mixtes ($1 < H_z/P_n < 5$, $FESP < 14$)	0,27	223
Domaine dominé par la pentlandite ($H_z/P_n \leq 1$, $FESP < 14$)	0,29	358
Domaine riche en serpentine ferrière ($FESP \geq 14$)	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 métamorphisées 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 serpentinisation et, localement, une altération en talc-carbonates dues au métamorphisme du faciès des schistes verts intermédiaire à supérieur. Au projet Dumont, 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 la formation d'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 ferromagnésium, 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 nickélifère 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 nickélifère. 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 au chapitre 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

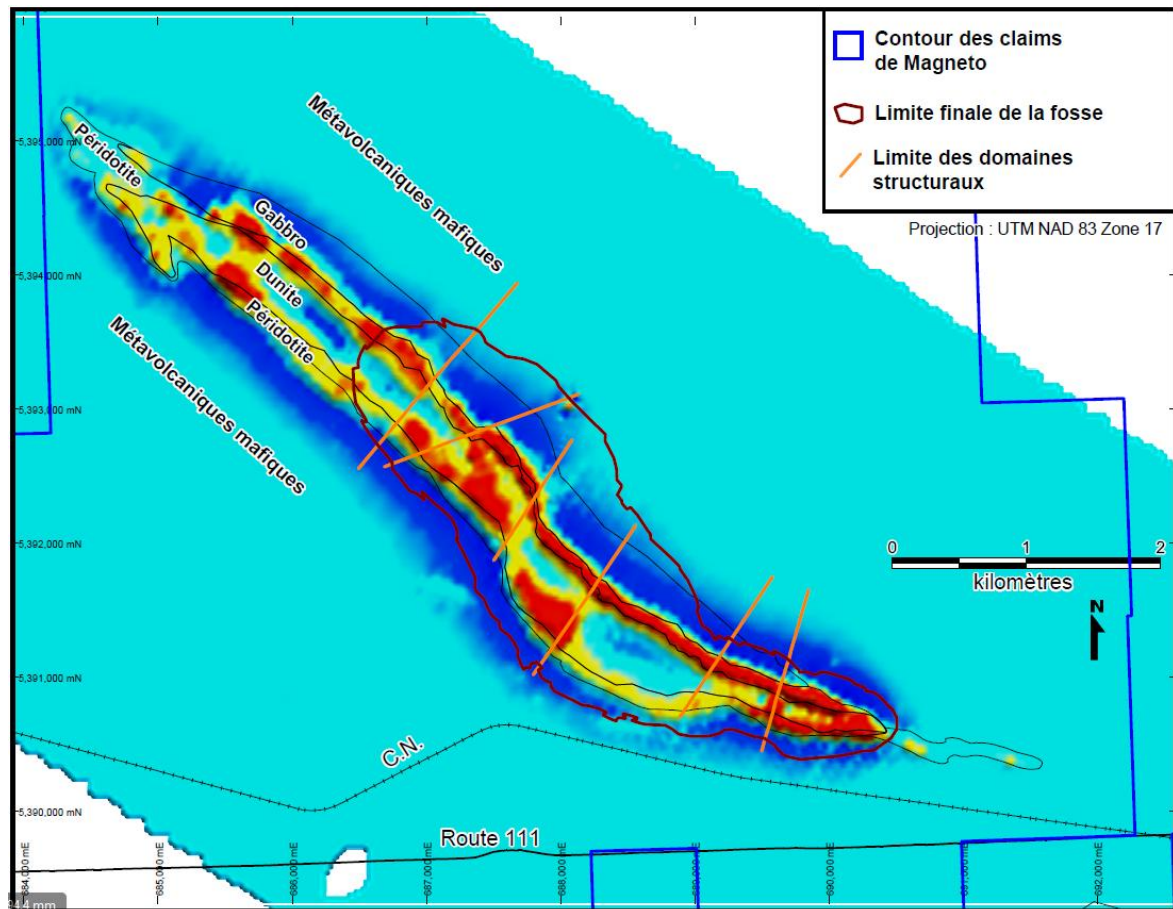
9.1.1 Géophysique aéroportée

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 serpentinisation 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



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.

9.2 Cartographie géologique

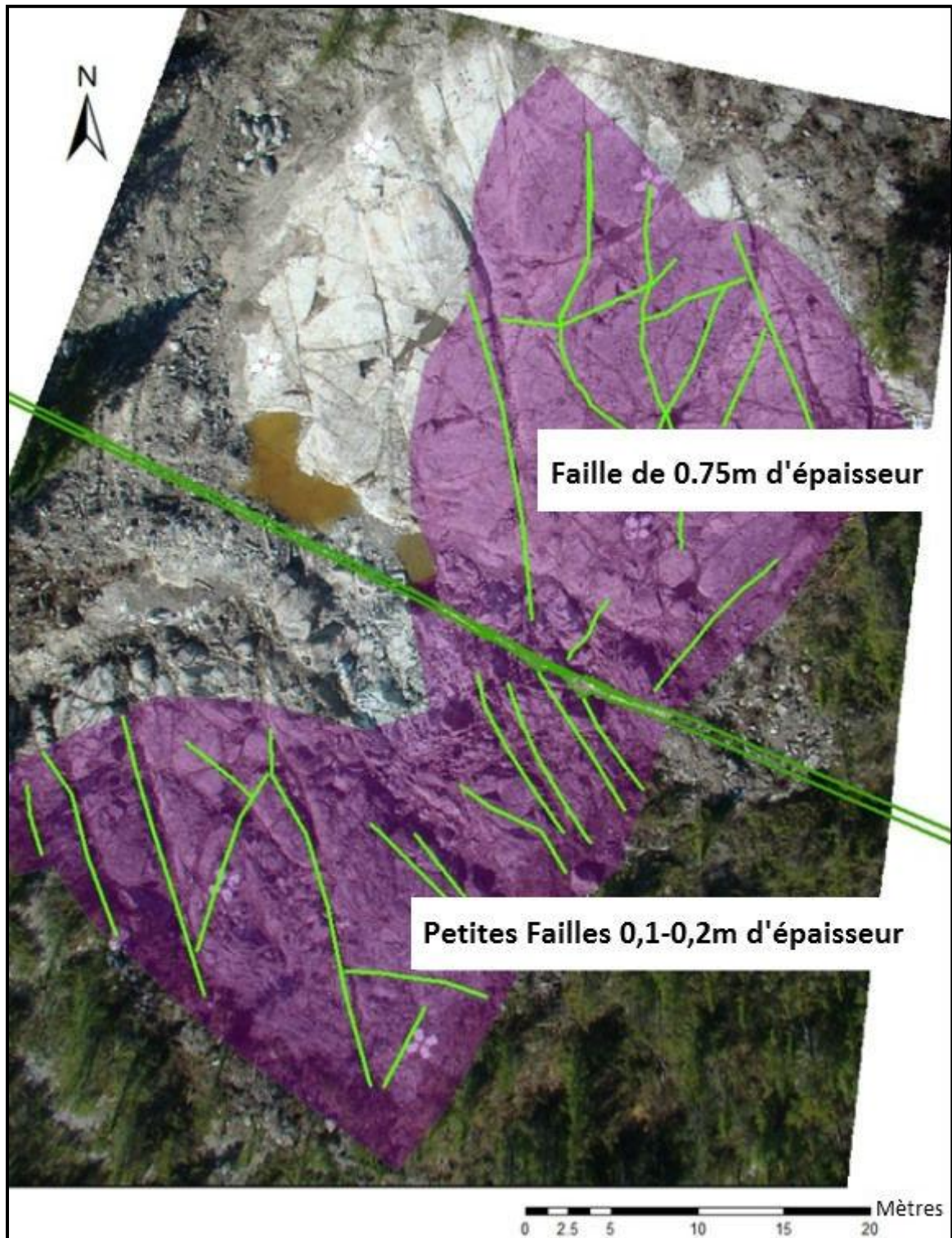
Les programmes de cartographie en surface réalisés sur la propriété Dumont visaient principalement à établir le canevas géologique structural pour la modélisation du gisement Dumont.

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 et d'éliminer la possibilité de stériliser des ressources minérales potentielles aux emplacements sélectionnés pour les infrastructures. 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 x 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 dunité 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.

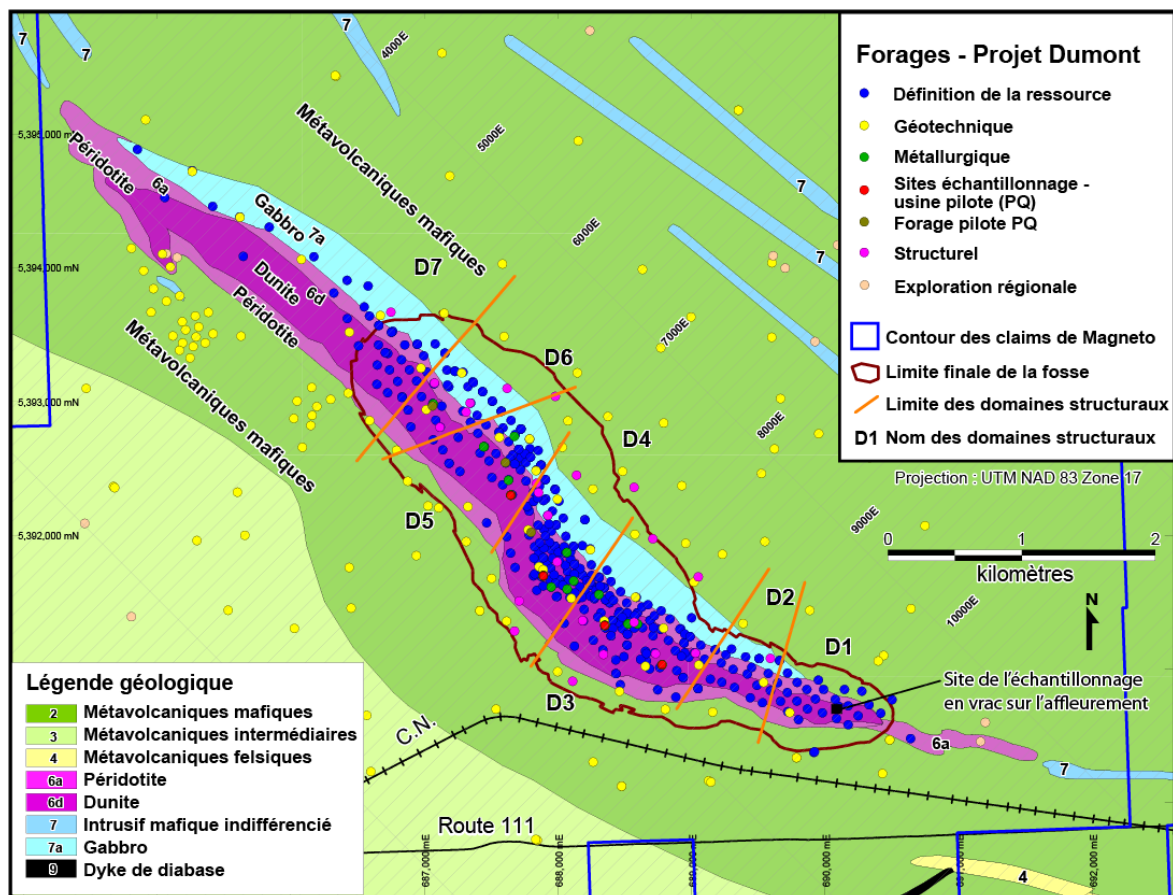
Les échantillons servant à la caractérisation des composites des domaines métallurgiques ont été choisis sur une base continue pour représenter la minéralogie de chaque composite de domaine métallurgique défini pour les essais. Ceci comprend tous les composites des domaines décrits à la section 13 ainsi 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 nickélique prélevée sur l'affleurement est à prédominance d'heazlewoodite.

Figure 9-4 : Carte de localisation des échantillons en vrac en affleurement



Source : RNC.

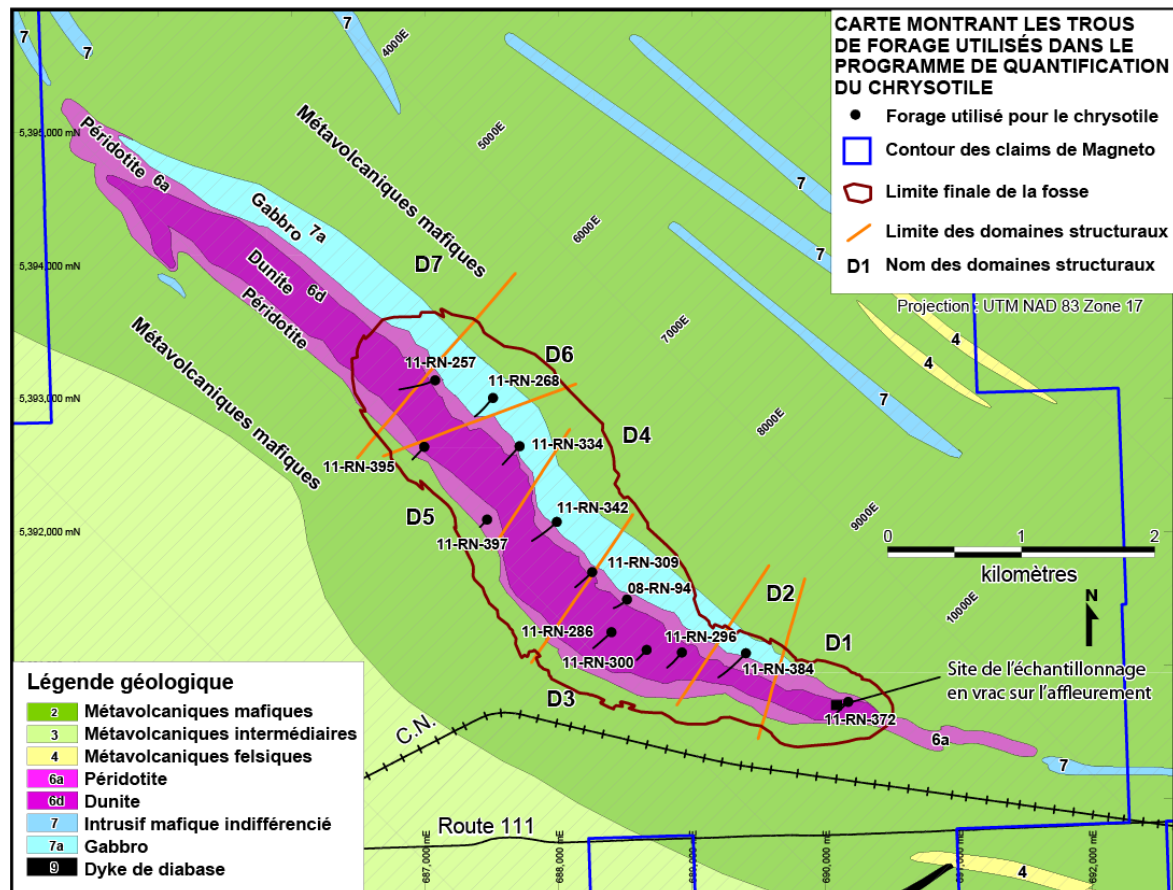
Une section de l'affleurement mesurant approximativement 40 m x 55 m a été nettoyée du mort-terrain glaciaire la recouvrant au moyen d'une excavuse et d'une laveuse à pression. À l'intérieur de cette dernière, un plus petit secteur a été choisi pour échantillonnage. Il a été foré et dynamité jusqu'à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

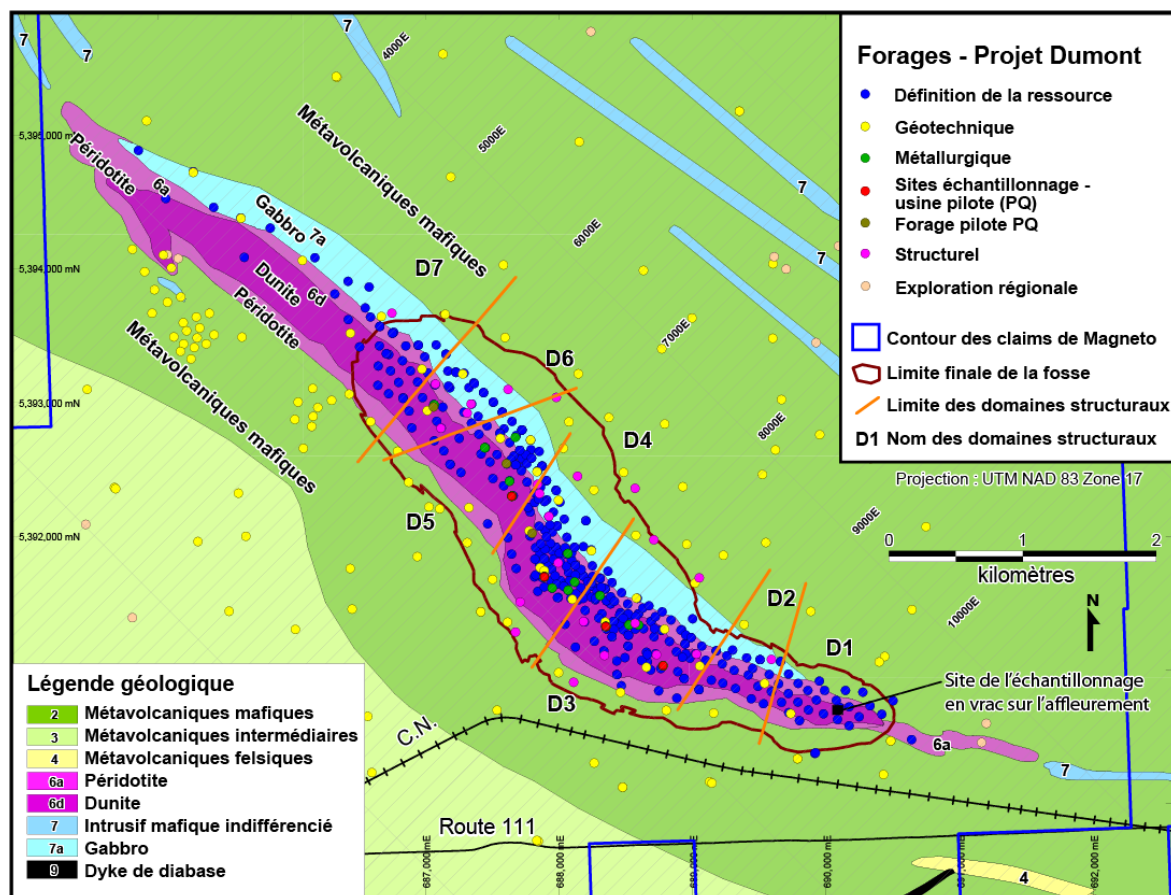
Toutes les activités liées à la géologie, à l'ingénierie et à la supervision du programme de forages ont été encadrées par le personnel géologique de RNC, principalement par M. John Korczak, P.Geo. (ancien employé), M. Lorne Burden, P.Geo. (ancien employé), et M. Robert Cloutier, géo. Ces derniers étaient sous la supervision de M. Alger St-Jean, P.Geo., 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

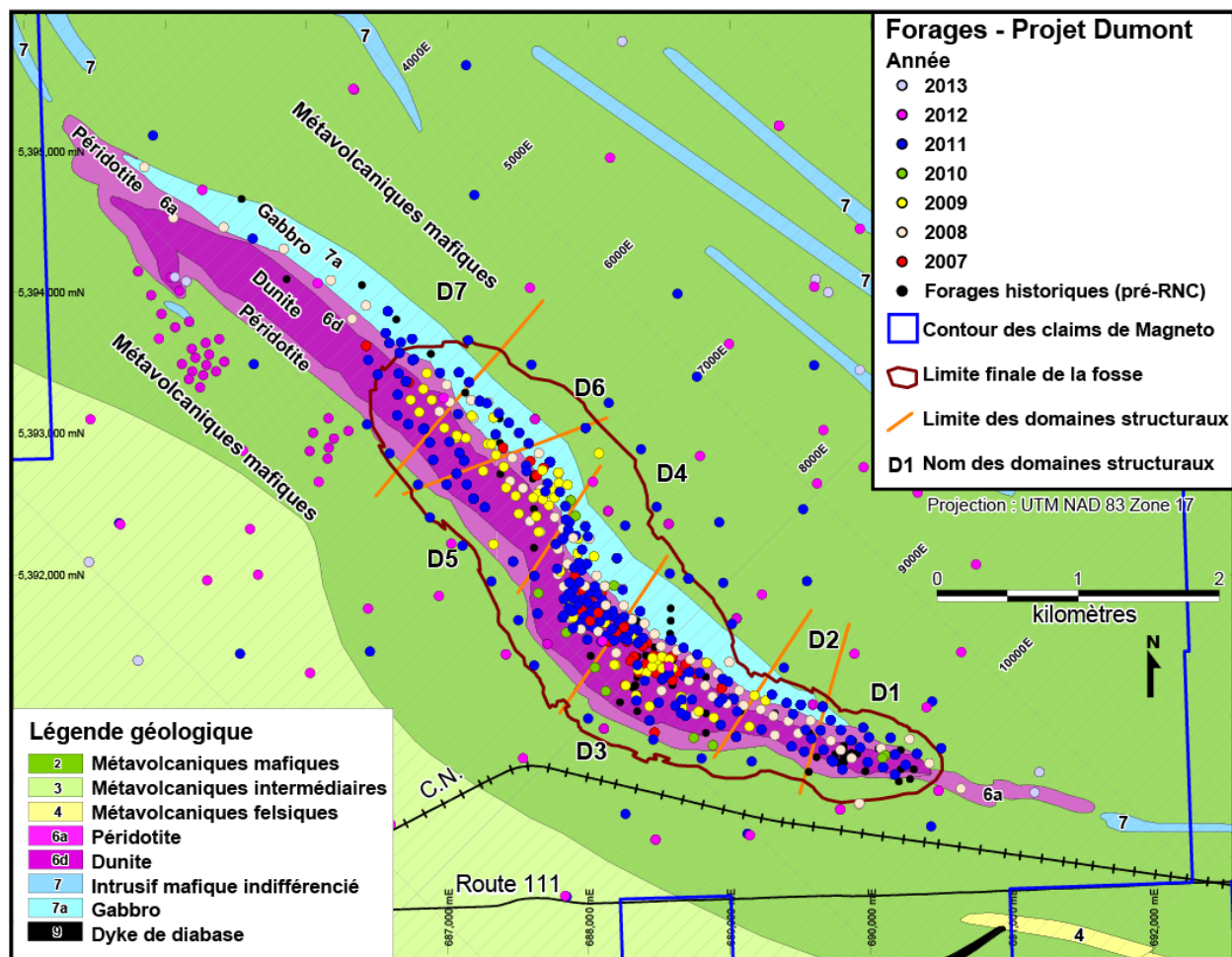
Source : RNC.

Figure 10-1 : Localisation des forages sur la propriété Dumont



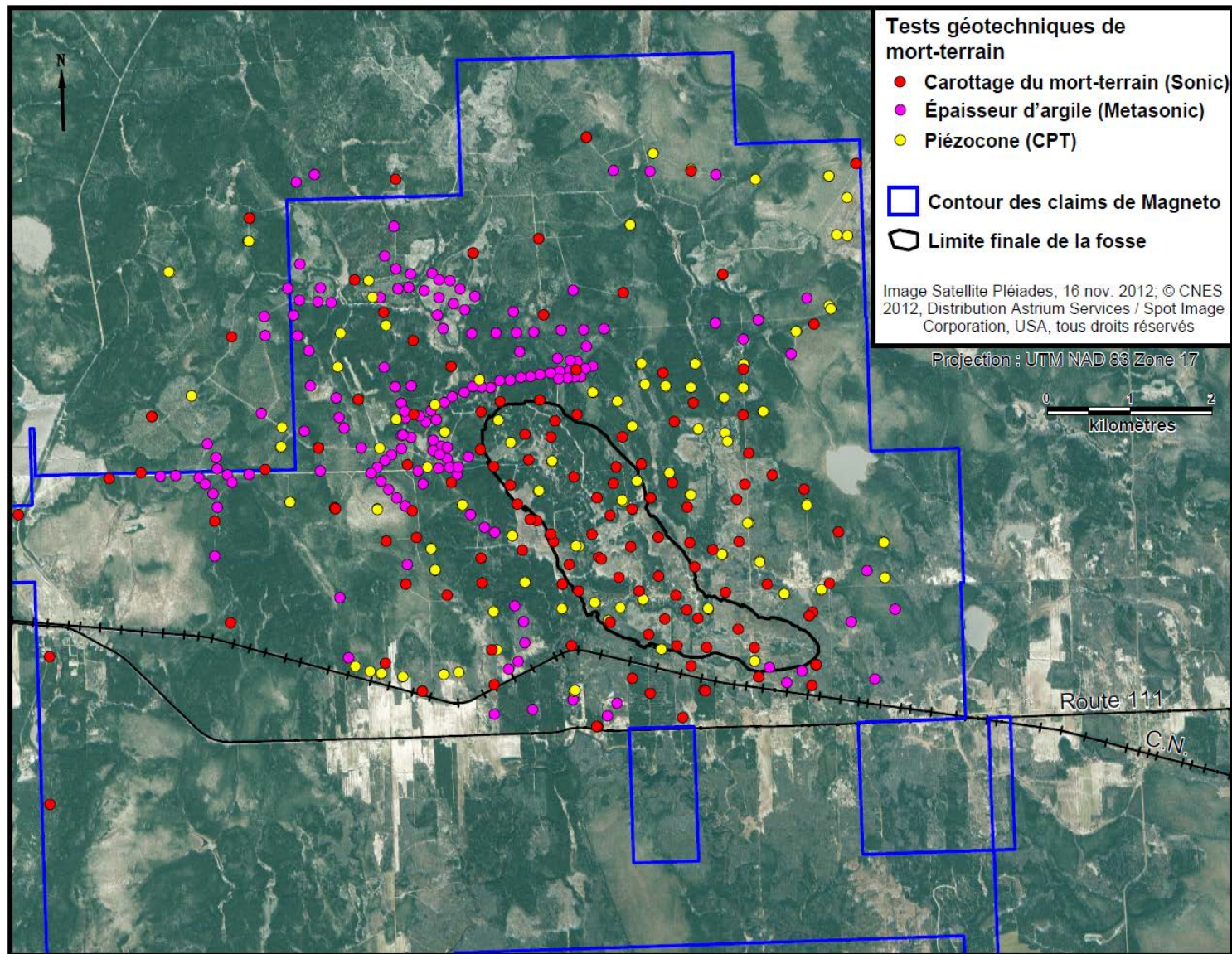
Source : RNC.

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)



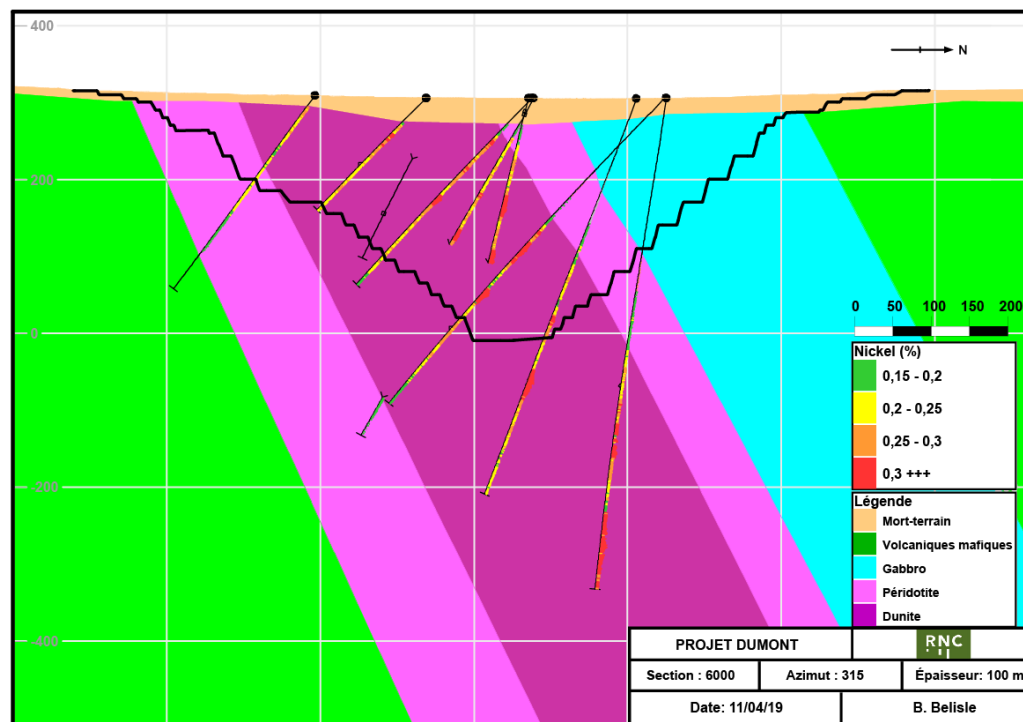
Source : RNC.

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.

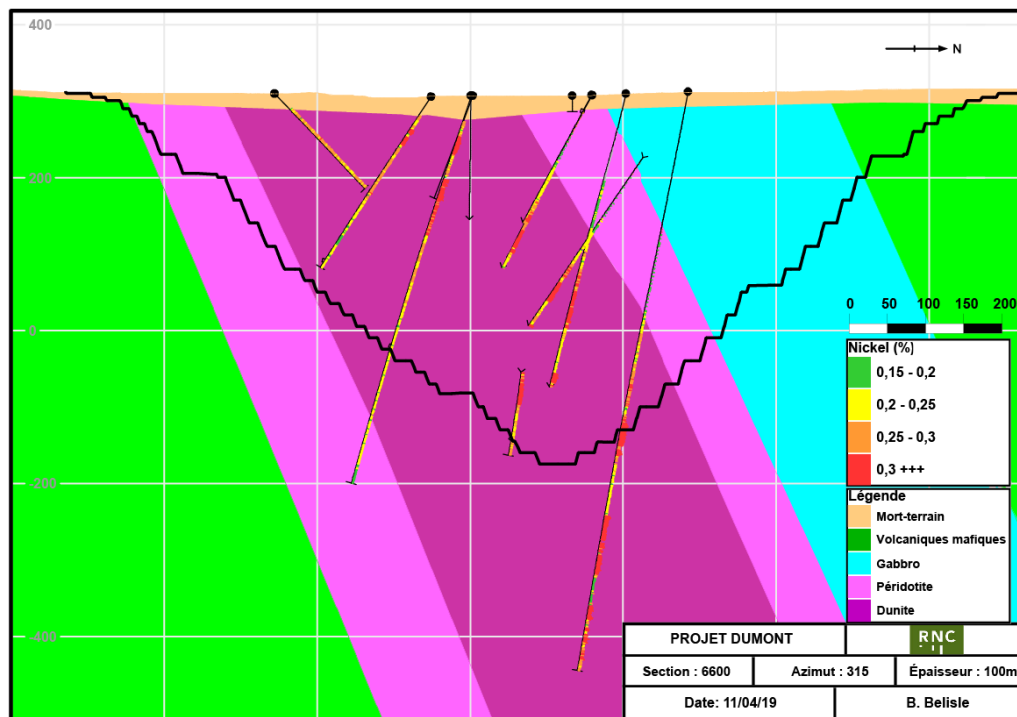
Le programme a été conçu pour définir la minéralisation jusqu'à une profondeur normative de 500 m à partir de la surface (-200 m d'élévation). Par endroits, les forages visaient à recouper la minéralisation à des profondeurs pouvant atteindre 700 m (-400 m d'élévation). La figure 10-1 localise tous les 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)



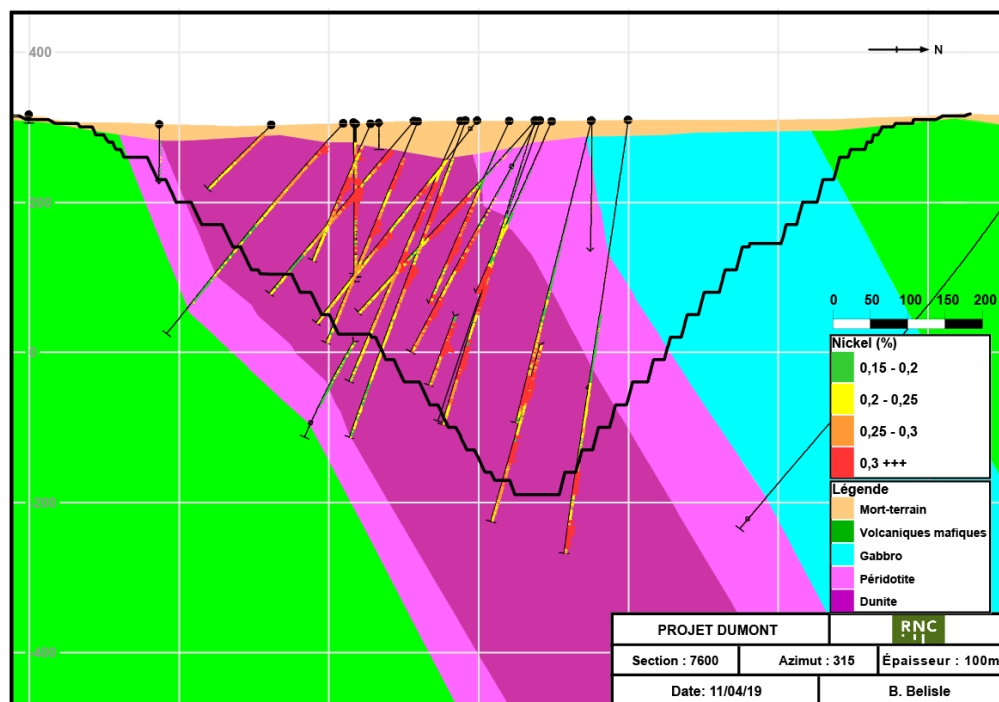
Source : RNC. L'échelle est en mètres. La section couvre une largeur de 100 m

Figure 10-5 : Section de forage 6600 E montrant les limites des parois de la fosse (ÉF)



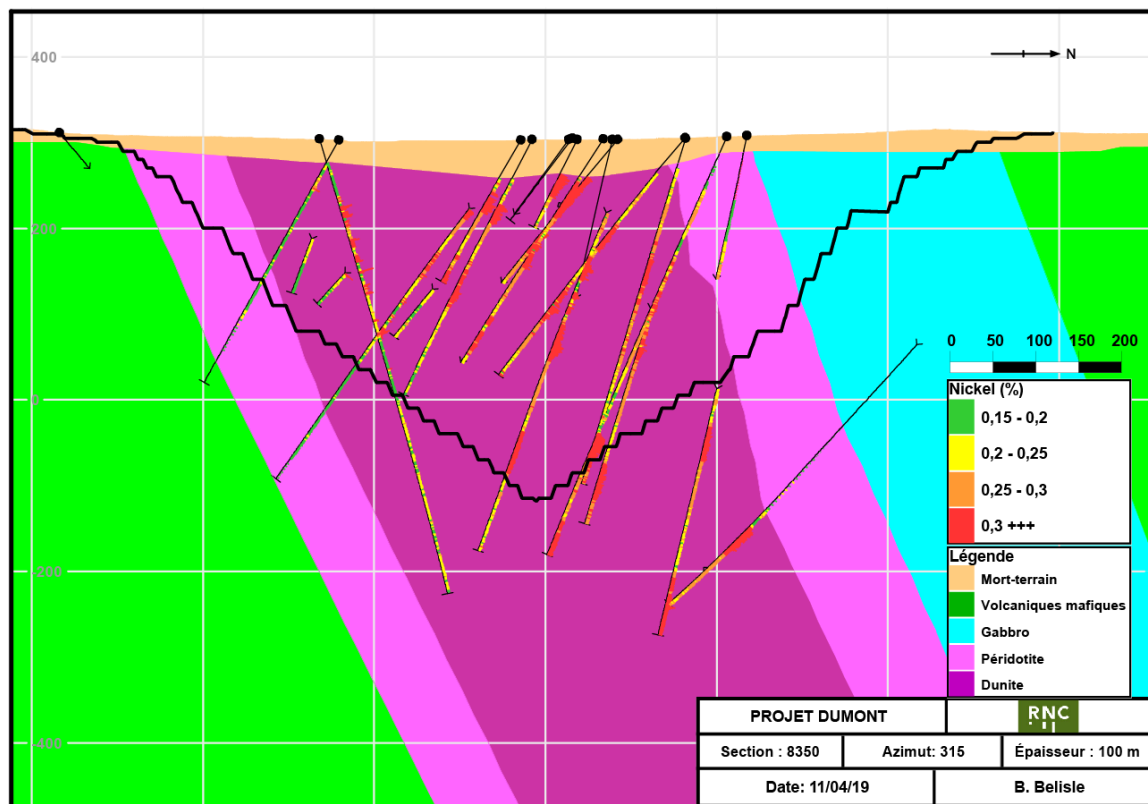
Source : RNC. L'échelle est en mètres. La section couvre une largeur de 100 m

Figure 10-6 : Section de forage 7600 E montrant les limites des parois de la fosse (ÉF)



Source : RNC. L'échelle est en mètres. La section couvre une largeur de 100 m

Figure 10-7 : Section de forage 8350 E montrant les limites des parois de la fosse (ÉF)



Source : RNC. L'échelle est en mètres. La section couvre une largeur 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 structuralement 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'ÉPF 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 l'ÉPF 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'ÉEP 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'ÉPF 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 (ÉF). 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.

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 a été effectué 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 produisait 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.

SRK Consulting

Job No: 11-708
 Date: 01/29/11 11:46
 Site: Dumont Project

Sounding: 11RNCPT08
 Cone: 310-T1100F10U500

Depth (meters)

qt (kPa) fs (kPa) Rf (%) u (m) SBT

Refusal

Refusal

Refusal

Refusal

SBT

Unconsolidated Clay
 Sensitive Pines
 Silt
 Silty Clay
 Sensitive Pines
 Silt
 Sensitive Pines
 Silt
 Silty Sand/Sand
 Silty Sand/Sand
 Silty Sand/Sand
 Sensitive Pines
 Silt
 Silty Sand/Sand
 Silty Sand/Sand
 Sand
 Silty Sand/Sand

Max Depth: 14.000 m / 45.93 ft
 Depth Inc: 0.050 m / 0.164 ft

File: 708CP08.COR

SBT: Lunne, Robertson and Powell, 1997
 Coords: N: 5392212 102 E: 688950 613

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'ÉF.

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 (parc à 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, 2012 et 2013.

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 juillet 2013). Aucun nouvel échantillonnage n'a eu lieu sur le projet Dumont depuis la publication du rapport technique de 2013.

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 interlaboratoire 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 1 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 (SGS; 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 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 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 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, 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 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.

Source : 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 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.

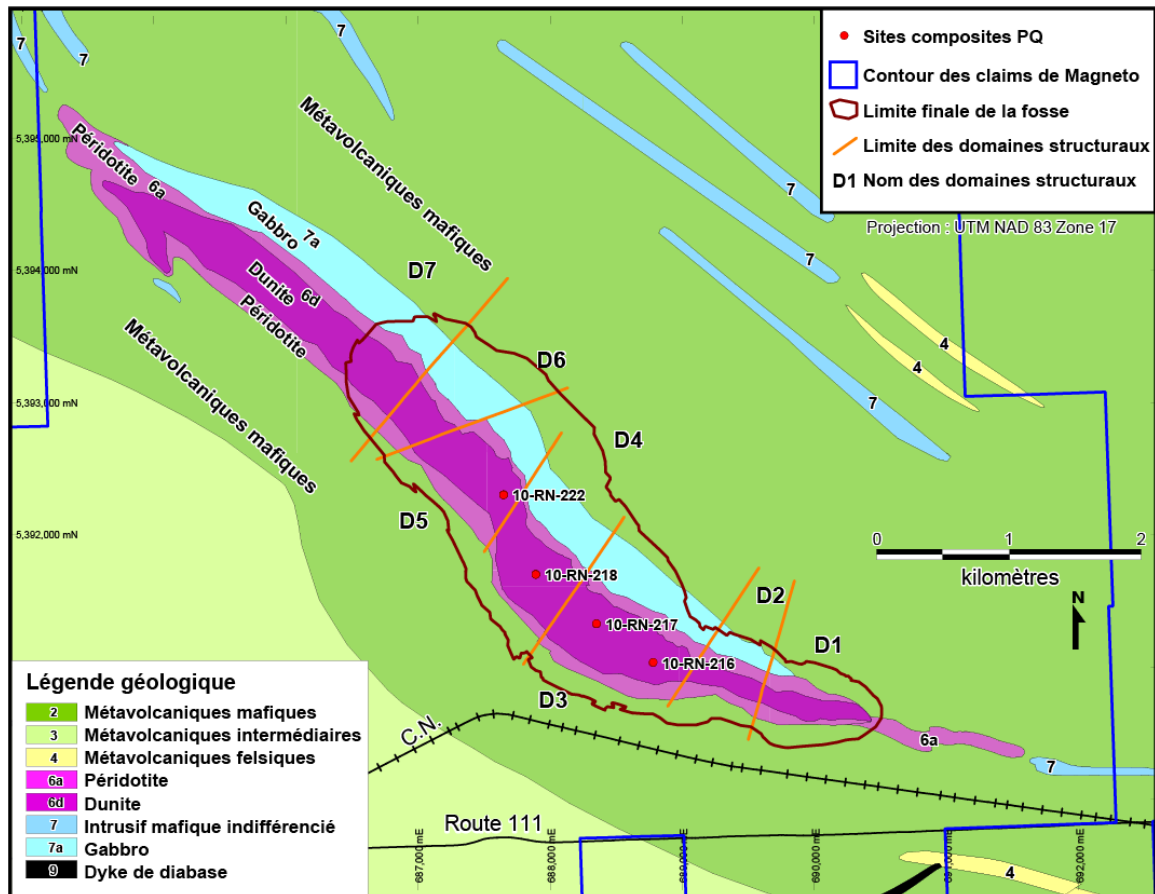
11.1.3 Échantillonnage pour l'usine pilote

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 pour effectuer des analyses détaillées à la microsonde électronique sur ces échantillons, qui étaient déjà entreposés dans les installations de SGS. 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.

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

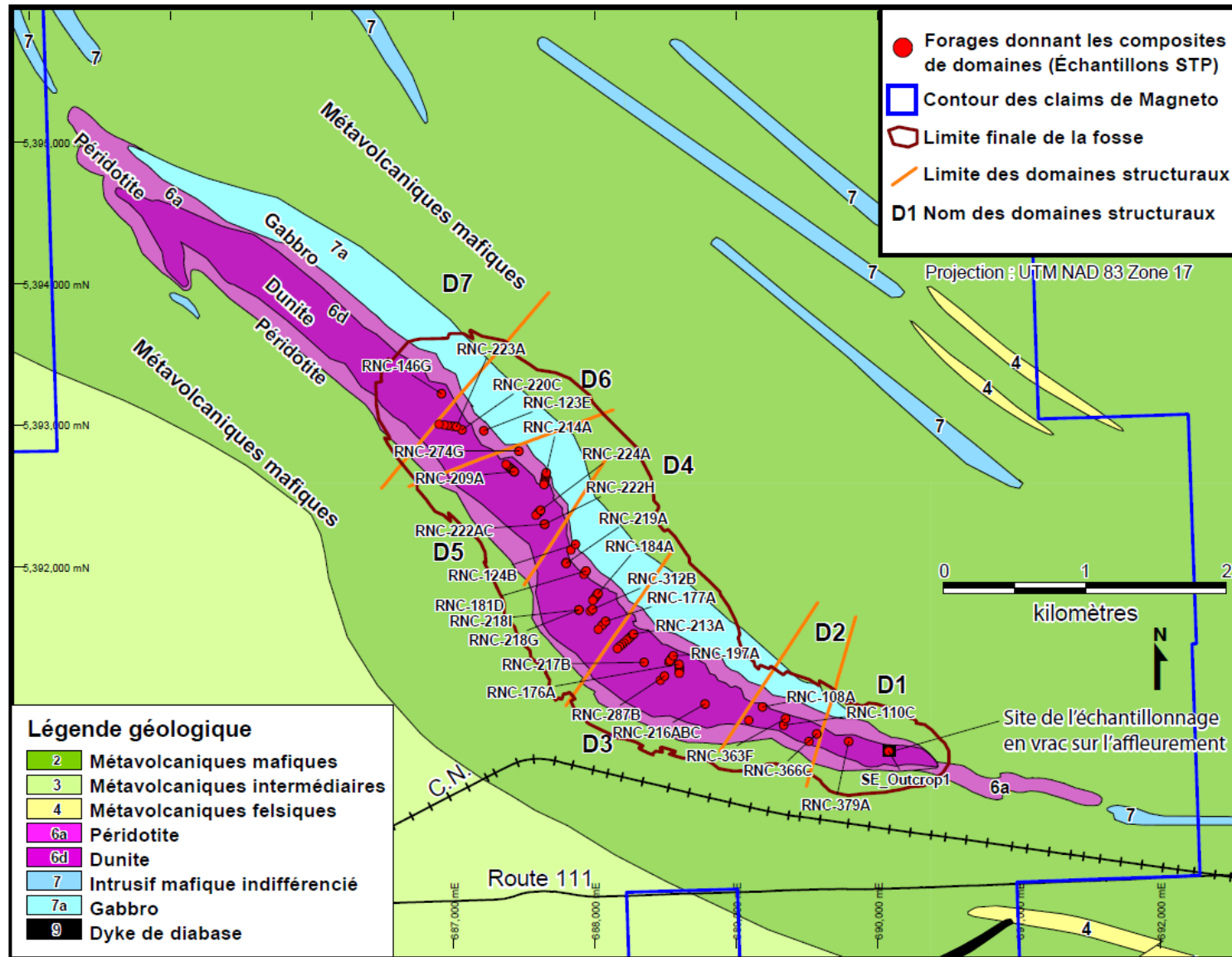
Les échantillons visant à évaluer la variabilité métallurgique ont été prélevés à différents endroits à travers le gisement comme indiqué à la figure 11-3.

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 continus 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.

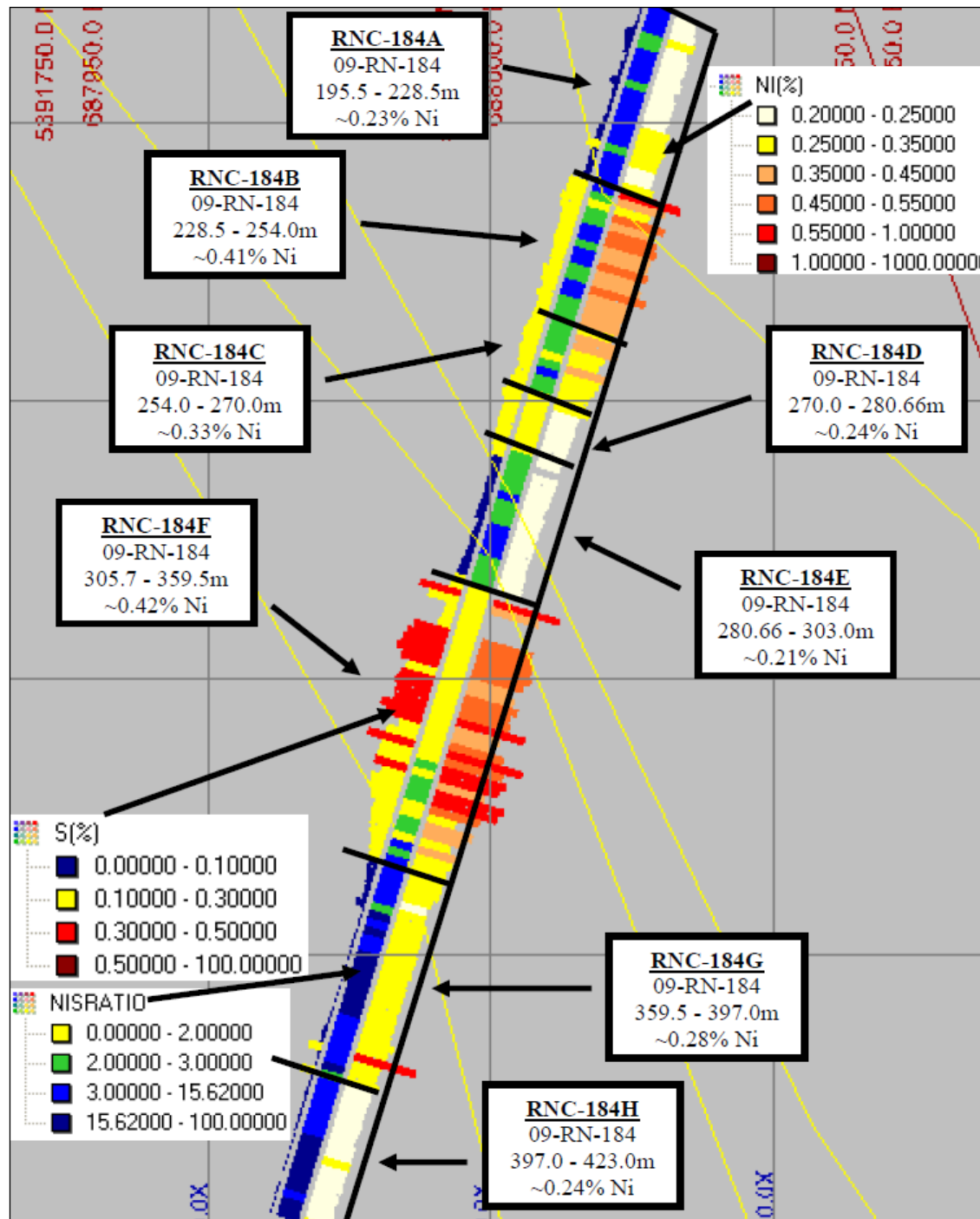
Figure 11-3 : Localisation des échantillons visant à évaluer la variabilité métallurgique (échantillons STP)



Source : RNC.

Rapport : 103177-RPT-0001
Rév : 0
Date : 11 juillet 2019

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'ÉF 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'ÉF.

Tous les échantillons sélectionnés se trouvent à l'intérieur de l'enveloppe minéralisée de façon à cibler la dunite minéralisée à différents 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'ÉF. 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'ÉF. 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 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.

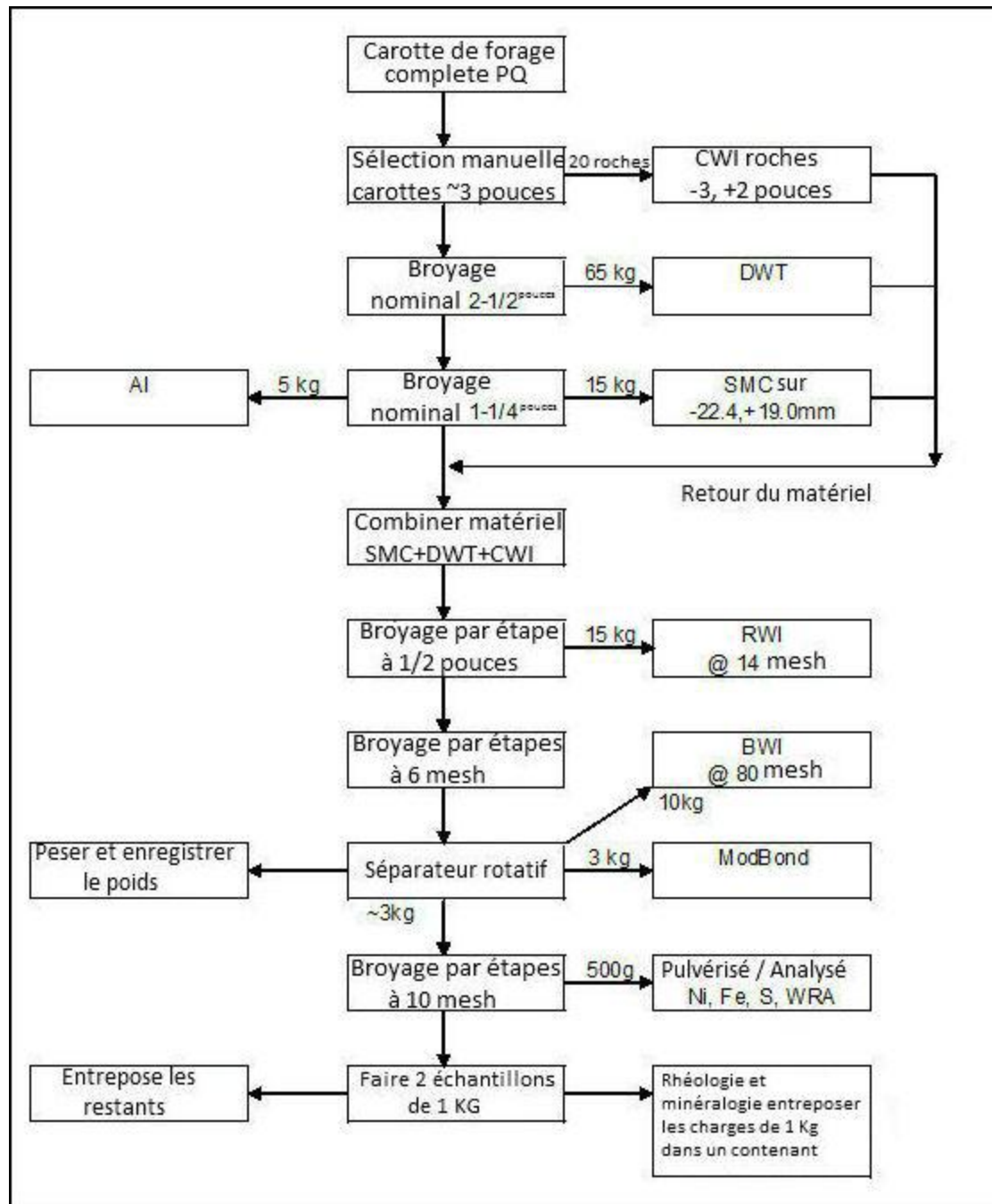
Ces échantillons ont été utilisés pour effectuer les tests suivants :

- 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 demi-carottes

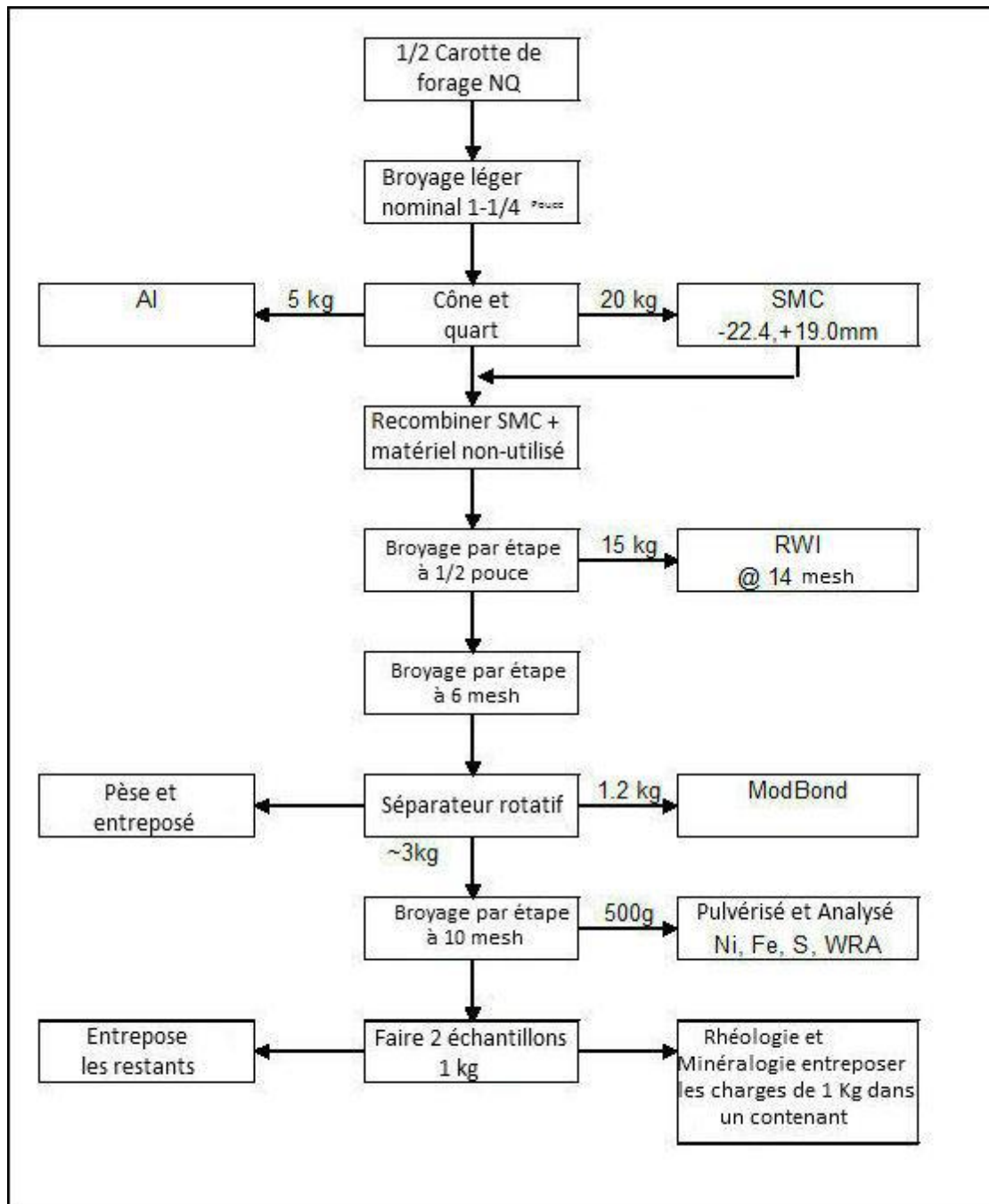
de calibre NQ est illustrée à la figure 11-6. Trois échantillons choisis par RNC ont fait l'objet d'essais complets pour caractériser la rhéologie et ainsi établir les critères d'essais qui seraient appliqués aux 89 autres échantillons.

Figure 11-5 : Schéma de préparation des échantillons - Carottage entier de calibre PQ



Source : SGS Mineral Services.

Figure 11-6 : Schéma de préparation des échantillons - Demi-carottes de calibre NQ



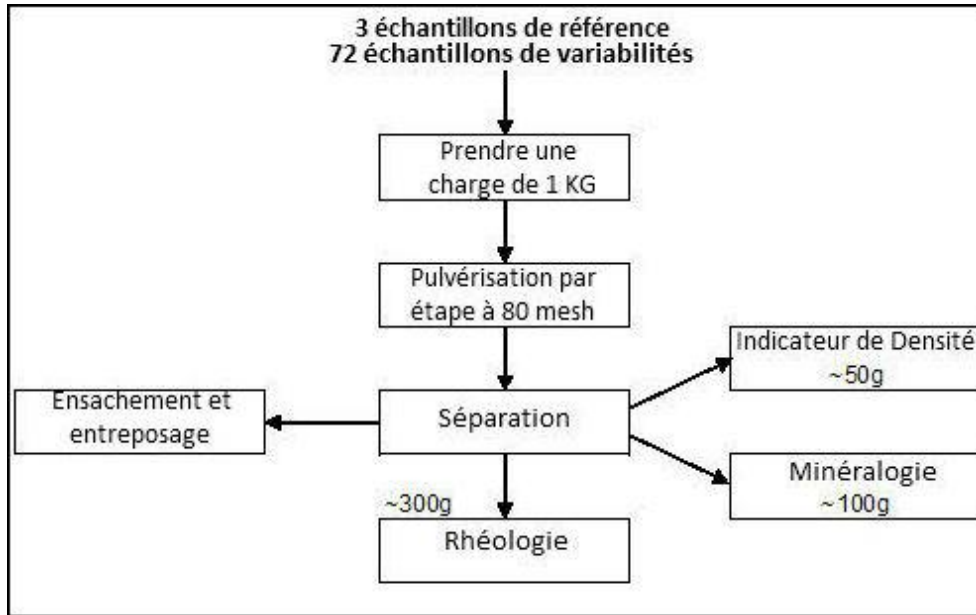
Source : SGS Mineral Services.

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 11-7. 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 Mineral 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 pyrosulfate 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 périclites, 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 : périclite 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 de la coquille anticipée 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 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, PO_4 , Br, Cl, F, NO_3 , SO_4 , et Cr(VI).

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

Essai de lixiviation	But	Procédure	Lixiviat
TCLP1 (« <i>Toxicity Characteristic Leaching Procedure</i> »)	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 (« <i>Synthetic Precipitation Leaching Procedure</i> »)	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 (« <i>Equilibrium Extraction</i> »)	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 diagrapie visant à déterminer la quantité totale de chrysotile dans la dunite et la pérodotite du gisement Dumont a été réalisé entre janvier et mars 2013 (Cloutier et al., 2013). Le programme consistait en une diagrapie 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 périclote 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 nickélifère 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 nickélifère 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).

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

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.

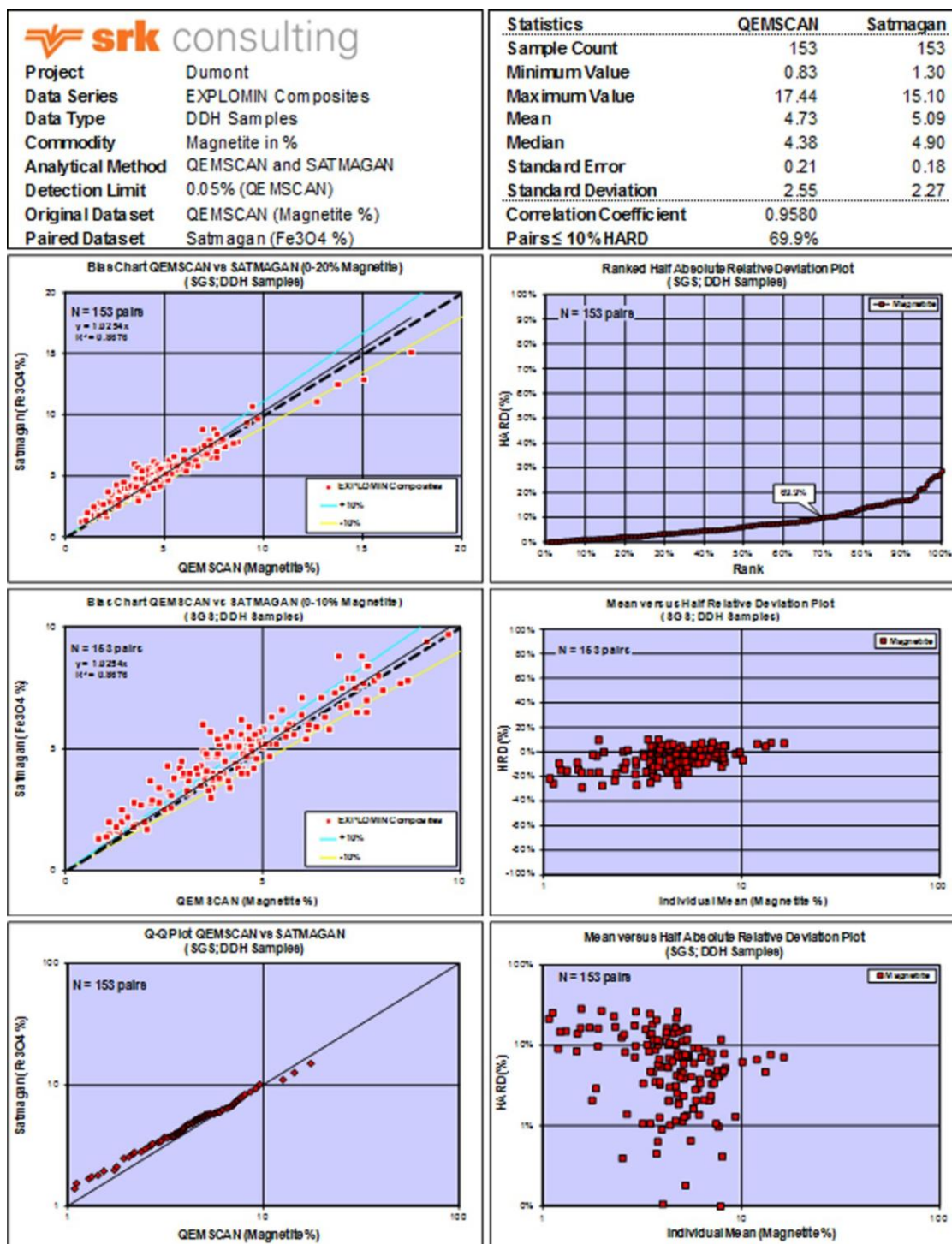
Les mesures de contrôle analytique pour la magnétite dans le cadre de l'étude EXPLOMINMC impliquaient des analyses répétées et dupliquées par SGS Canada Inc. (SGS). Les analyses répétées consistaient à préparer un nouveau sous-échantillon et à refaire l'analyse QEMSCAN (*Quantitative Evaluation of Materials 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 EXPLOMINMC.

En 2012, sur la recommandation de SRK Consulting, RNC a demandé à SGS de réaliser 153 tests Satmagan pour valider de façon indépendante les quantités de magnétite établies dans le cadre du programme de cartographie minéralogique EXPLOMINMC. Les résultats Satmagan des échantillons EXPLOMINMC 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 EXPLOMINMC. Des tests Satmagan ont été effectués sur 10 % des échantillons de l'étude EXPLOMINMC.

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



Source : SRK

12 VÉRIFICATION DES DONNÉES

12.1 Visite du site

Conformément aux lignes directrices du Règlement 43-101, Sébastien Bernier, géo. (OGQ) 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 nickélicifères 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.

Le 23 octobre 2018, Chelsey Protulipac, P.Geo., de SRK, a visité le site du projet accompagnée de Robert Cloutier, géo. (OGQ) de RNC. La visite du site avait pour but de confirmer les travaux d'exploration antérieurs et d'évaluer l'étendue de l'échantillonnage en vrac réalisé jusqu'à présent. Durant la visite, quelques collets de forage ont été examinés et comparés à la base de données. Aucune divergence n'a été notée au niveau de l'emplacement, de l'identification et de l'orientation des collets de forage examinés.

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 nickélifère 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 échantillons de CQ	1 792	2 870	1 557	315	4 281	252	11 067	12,17 %	
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 nickélifère 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 le CW 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.

En 2015, un essai en usine-pilote a été réalisé chez SGS-Lakefield avec l'échantillon de l'affleurement (domaine Hz uniquement) afin de générer un concentré pour des essais en aval. L'usine-pilote a traité environ 300 tonnes de matériel afin de générer suffisamment de concentré pour des essais de grillage. Des données métallurgiques ont été recueillies sur les circuits de schlamms et de dégrossissage. Le circuit d'Aw n'a pas été testé étant donné l'absence d'Aw dans

l'échantillon. Des tests d'épaississement, de filtration, et des seuils limites au niveau du taux d'humidité du concentré ont été effectués sur cet échantillon de concentré.

En 2014-2016, des essais de grillage ont été effectués sur le concentré de Dumont. Le concentré produit dans l'usine-pilote a permis de confirmer qu'il était possible de traiter le concentré de Hz par grillage à mort tout en fournissant des échantillons plus importants pour des essais en aval par des utilisateurs potentiels, notamment des fabricants d'acier inoxydable et des producteurs de fonte de première fusion nickélifère.

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 STP 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 déschlämmé 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 déschlämmée 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 de la procédure STP 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 déschlämmés 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*).

Le tableau 13-1 et le tableau 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

Dans le but de recueillir des données pour l'ÉPF, 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

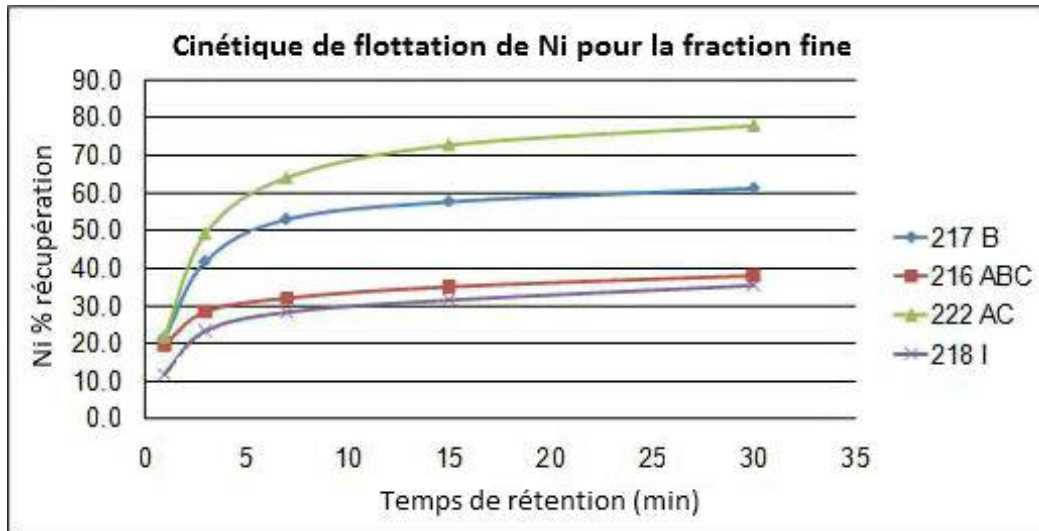
Les 70 échantillons STP d'origine avaient subi une étape de défibrage. La flottation de ce produit montrait une récupération en nickel similaire à la récupération de dégrossissage STP. La taille des particules P₈₀ de la fraction fibreuse est de 180 µm, ce qui est très similaire au P₈₀ du matériel broyé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

La distribution granulométrique de la fraction fine (les résidus fibreux correspondent au matériel récupéré par défibrage de l'air) 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.

La production de résidus fibreux par défibrage a été retirée du schéma de traitement de l'étude de faisabilité (ÉF) puisque cette étape de traitement ne donnait pas lieu à une amélioration métallurgique, contrairement au déschlammage. Aux fins de l'analyse de la récupération globale du nickel au dégrossissage, en se basant sur les résultats présentés ci-dessous, la fraction fine produite lors de la première série de 70 essais STP est présumée équivalente à la récupération au dégrossissage pour l'essai en question.

Figure 13-1 : Récupération du nickel dans la fraction fine des échantillons STP



Source : RNC.

13.3 Sélection des échantillons à l'étude de faisabilité

13.3.1 Échantillons de comminution

Deux différents types d'échantillons ont été utilisés pour recueillir des données sur la comminution dans le cadre de l'ÉF : 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 le CWi 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'ÉPF 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'ÉF. Les résultats obtenus pour les 102 échantillons ont été pris en compte dans le cadre de l'ÉF.

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.

13.3.2.1 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, 13-5 et 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 ferrière – 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 ferrière – 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 ferrière (%)
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				

13.3.2.2 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

(Hz). 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 μm (-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 issu du projet 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 g/cm³ 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 kg/m³ 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 issu du projet Dumont ainsi que la rhéologie de la pulpe. Lors des travaux historiques, la sélection des échantillons était surtout basée sur l'impact minéralogique présumé tel que décrit à la section 13.2.2.4. La sélection des échantillons dans le cadre de la présente étude visait plutôt à couvrir l'étendue et la profondeur du gisement afin d'en évaluer la variabilité.

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'ÉF 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'ÉF 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	DWi kWh/m ³	T10 @ 1 kWh/t	Densité rel.	CWi kWh/t	RWi kWh/t	BWi kWh/t	Mod. kWh/t	Ai 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 ultramafiques. 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 termes 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 termes 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 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 μ m) sur 102 échantillons.

Quatre-vingt pour cent (80 %) 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 (BW_i) ont été effectués jusqu'à un tamis final de 177 μ m (80 mesh) en utilisant 11 échantillons pour atteindre 80 % passant environ 150 μ m.

Quatre-vingt pour cent des indices BW_i 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 BW_i 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 μ m (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 A_i étaient inférieures à 0,090 g, à l'exception de l'échantillon 08-RN-138-GR061, dont l'indice A_i était de 0,215 g. La valeur médiane pour l'indice A_i 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 du projet Dumont et ont subi des tests rhéologiques et des essais pour caractériser la récupération (STP). Les tests rhéologiques ont été effectués par SGS 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 minéral.

- 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.

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.

Tableau 13-16 : Résultats sommaires des échantillons de référence

Test et solides			Échantillon non cisailé		Échantillon cisailé			Delta (S-U)		Max (S-U)	
Code du test	% solides	Contrainte de cisaillement max., Pa	$\tau_{\gamma B}$ Pa	η_P mPa.s	$\tau_{\gamma B}$ Pa	η_P mPa.s	Observations	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	-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	Thixotropique	-12	0,282	36	0,827
T15	35,4	--	13	6	5	8		8	0,223	13	0,359

Source : RNC.

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.

Vingt-sept (27) 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'ÉF.

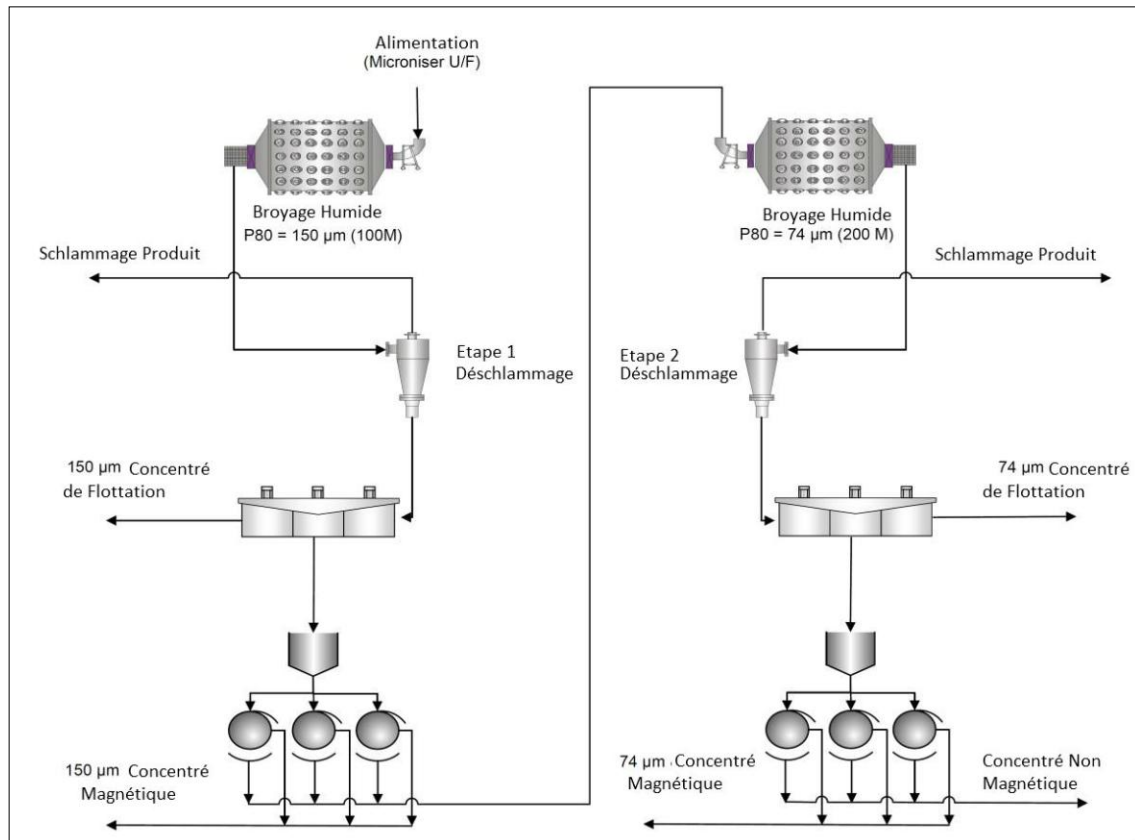
13.6.2 Tests de variabilité (échantillons STP des domaines métallurgiques)

La procédure d'essai standard 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) a été ensachée et congelée dès que possible;
- la fraction légère (après défibrage à sec) a été conservée à l'état congelé;
- un lot de 35 à 40 kg de matériel grossier de la sousverse du microniseur issu de la classification pneumatique (partie 1) a été 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 ont été ajoutés dans le broyeur à boulets avant le broyage humide;
- l'échantillon a été traité en hydrocyclone pour déschlammer la pulpe et environ 5 % poids est allé dans la surverse;
- la sousverse de l'hydrocyclone a été traitée par flottation;
- la séparation magnétique a été effectuée sur les rejets de la flottation de dégrossissage;
- la portion non magnétique a été 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 ont été ajoutés dans le broyeur à boulets avant le broyage humide;
- la deuxième étape de broyage a été suivie d'une deuxième étape de déschlammage humide (perte d'environ 5 % poids en surverse);
- une deuxième étape de séparation par flottation a été effectuée sur la sousverse des hydrocyclones;
- les rejets de flottation ont subi une deuxième étape de séparation magnétique;
- des évaluations de poids ont été consignées pour 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

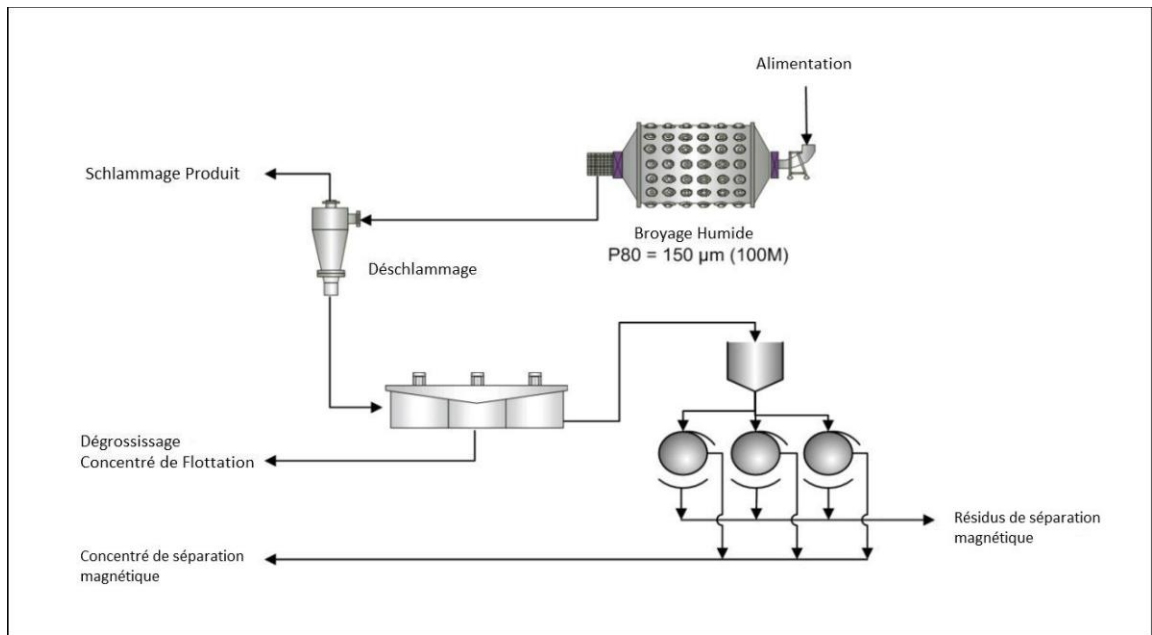
Étape	Cellule de flottation	Vitesse (rpm)
Cellule de flottation	Denver D2 60L	1 600

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 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 a été 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 ont été ajoutés dans le broyeur à boulets avant le broyage humide;
- l'échantillon a été traité en hydrocyclone pour déschlagger la pulpe et environ 5 à 10 % poids ira dans la surverse;

- une étape de séparation par flottation a été effectuée sur la sousverse des hydrocyclones;
- les rejets de la flottation de dégrossissage a été soumis à une étape de séparation magnétique; et
- des évaluations de poids ont été consignées pour 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 standards 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 102 échantillons des domaines métallurgiques a été expédié à SGS (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 102 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 minéral sulfuré	0,39	0,20	22,6	1,45	0,20	61
Moyenne minéral mixte	0,29	0,08	22,5	0,95	0,22	50
Moyenne minéral 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'ÉF.

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).

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.

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.

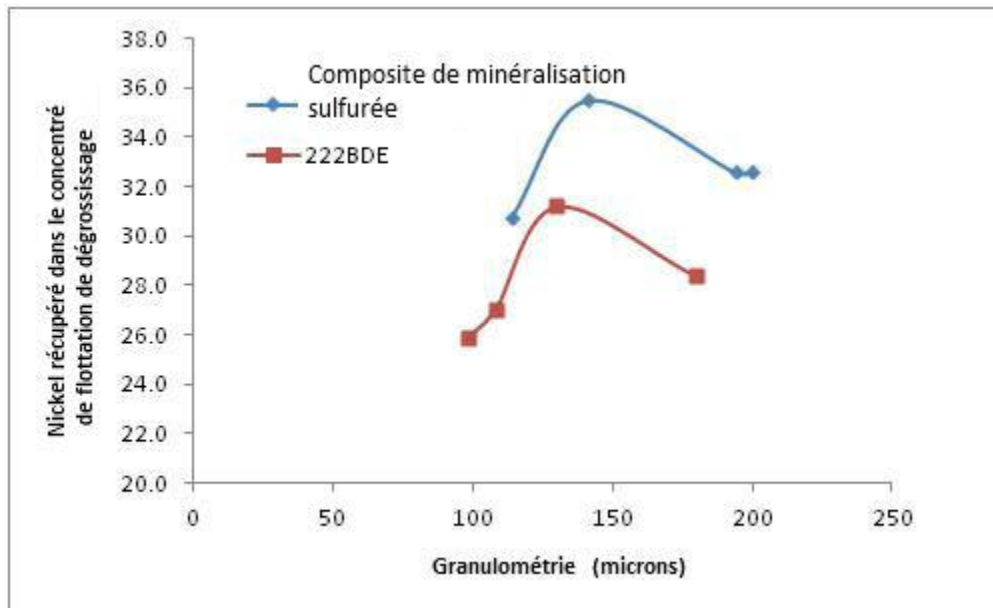
13.7.1.2 Sélection de la granulométrie de broyage

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.

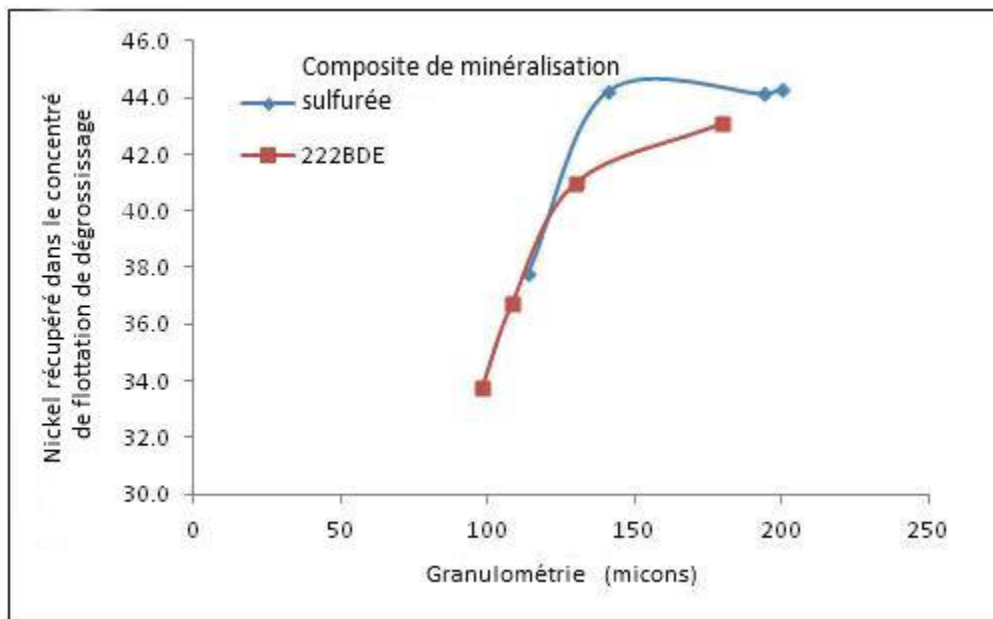
La récupération de dégrossissage globale comprend la récupération de flottation et de séparation magnétique. La figure 13-5 montre la récupération de dégrossissage globale vs la granulométrie P_{80} de l'échantillon. De façon générale, la récupération globale de nickel augmente quand la granulométrie 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).

Figure 13.4 : Récupération de flottation en fonction de la granulométrie de broyage



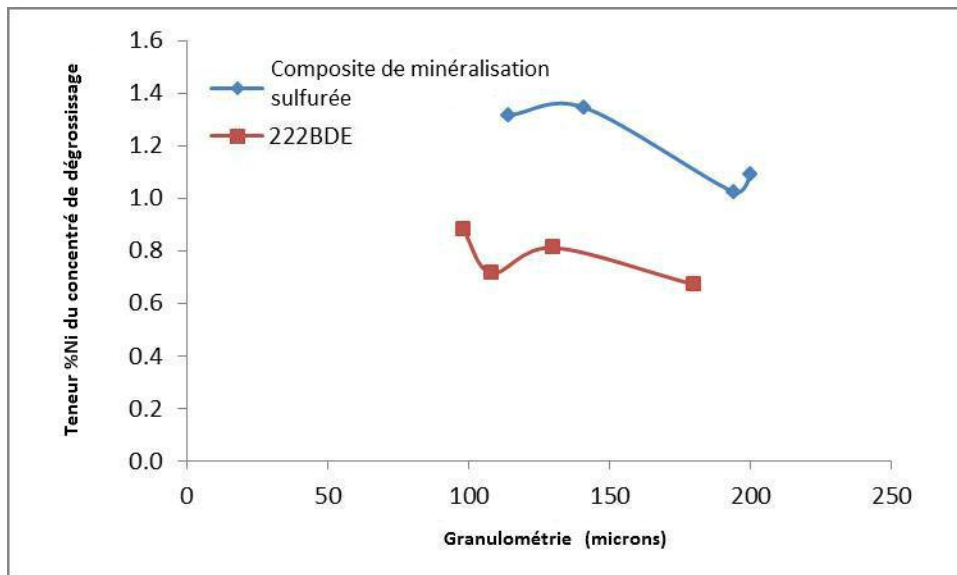
Source : RNC.

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'ÉF.

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 incrémentsiels

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 (%) 10 min	Récup. Ni ¹ 10 min	Teneur en Ni (%) 20 min	Récup. Ni ¹ 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 (%) 10 min	Récup. Ni ¹ 10 min	Teneur en Ni (%) 20 min	Récup. Ni ¹ 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 PAX 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 (%) 20 min	Récup. Ni ¹ 20 min	Teneur en Ni (%) 30 min	Récup. Ni ¹ 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 (%) 20 min	Récup. Ni ¹ 20 min	Teneur en Ni (%) 30 min	Récup. Ni ¹ 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'ÉF, 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'ÉF. 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'ÉF.

13.7.3 Réactifs

Les réactifs utilisés lors des essais STP sont indiqués ci-dessous (tableau 13-28). Cette suite de réactifs nécessitait des dosages relativement élevés de plusieurs réactifs; en particulier les dosages de Calgon (hexamétaphosphate 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'ÉF.

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 générait 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, 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) (tableau 13-31) que la surverse (schlamms) (tableau 13-32). 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'ÉF.

13.7.3.4 Sommaire des réactifs

La suite complète des réactifs utilisée dans les critères de conception de l'ÉF 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	78	2	89	225	22	3767

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'ÉF, 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 épaississeur 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, A., 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 floculant	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, A., 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 %.

13.7.5.1 Assèchement des résidus grossiers et des schlamms en deux flux distincts

Dans le cadre de l'ÉF de 2019, l'optimisation du plan de déposition des résidus miniers prévoit que l'usine générera deux flux de résidus : des résidus grossiers et des résidus fins. Des tests ont été effectués pour établir les caractéristiques de sédimentation des deux flux distincts en 2011. Ces essais ont indiqué que les schlamms ne pouvaient être épaissis de façon efficiente séparément, mais ceci devait être confirmé par de nouveaux essais.

Un échantillon de chacun des flux, des schlamms et des résidus grossiers, a été expédié à Outotec pour des tests d'épaississement. Ces échantillons sont représentatifs de la variabilité observée à travers le gisement Dumont. Les essais ont été effectués dans un épaississeur de 100 mm de diamètre à l'échelle du banc d'essai. Un processus de sélection des floculants a eu lieu et le Magnafloc 333 a été sélectionné pour les tests de sédimentation des résidus fins, tandis que le 913 VHM a été sélectionné pour les tests de sédimentation des résidus grossiers.

Les résidus de dégrossissage se sont sédimentés tel que prévu lors des essais antérieurs. Tel qu'attendu, les résidus fins se sont mal sédimentés..

Le test de sédimentation des schlamms a été répété avec 2 parts de schlamms pour 1 part de résidus grossiers, afin d'évaluer si le fait d'ajouter une part de résidus plus grossiers aux schlamms aurait un effet positif sur le taux de sédimentation des schlamms.

Le tableau 13-35 résume les résultats tirés du rapport d'Outotec (Wakefield, 2019).

Tableau 13-35 : Résultats sommaires des essais de traitement des flux de résidus distincts (Wakefield, 2019)

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)
Rejets de dégrossissage	0,5-1,3	2,4-6,3	30	52-56	139-220	88
Rejets de schlamms	0,05-0,1	2 -4	50-70	5,6-36,4	294-689	130
Mélange 2 :1 schlamms vs dégrossissage	0,1-0,6	1,6-9,7	50-80	17,7-47,4	283-742	209

Les résultats de ces travaux ont servi à mettre à jour les paramètres de conception de l'ÉF, tel que résumé ci-dessous, en ce qui concerne l'épaississement des résidus.

Tableau 13-36 : Sommaire des critères de conception pour l'épaississement des flux de résidus distincts

	Densité de la sousverse (% w/w solides)	Flux (t/m ² h)	Consommation de flocculant (g/t)
Rejets grossiers (rejets de dégrossissage)	55 %	1,0	30
Mélange des rejets de schlamms et grossiers (2 :1)	35 %	0,5	60

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'ÉF, 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.

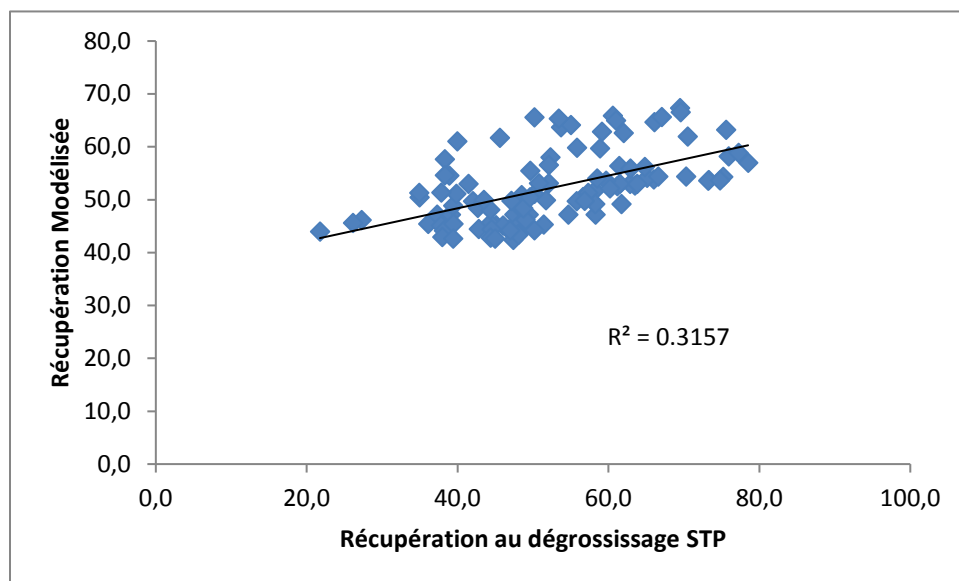
Ces données ont été saisies dans le logiciel d'analyse statistique Minitab afin d'effectuer une analyse de régression linéaire multiple sur les résultats. La récupération du circuit de dégrossissage était la cible. Les variables prédictives se limitaient aux ensembles de données d'analyse géochimique. 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 :

Récupération du Ni au dégrossissage = $37,68 + 25 \cdot S/Ni + 0,0018 \cdot Ni$ ppm

Figure 13-7 : Résultats de l'analyse de régression sur les échantillons STP sans distinguer les domaines



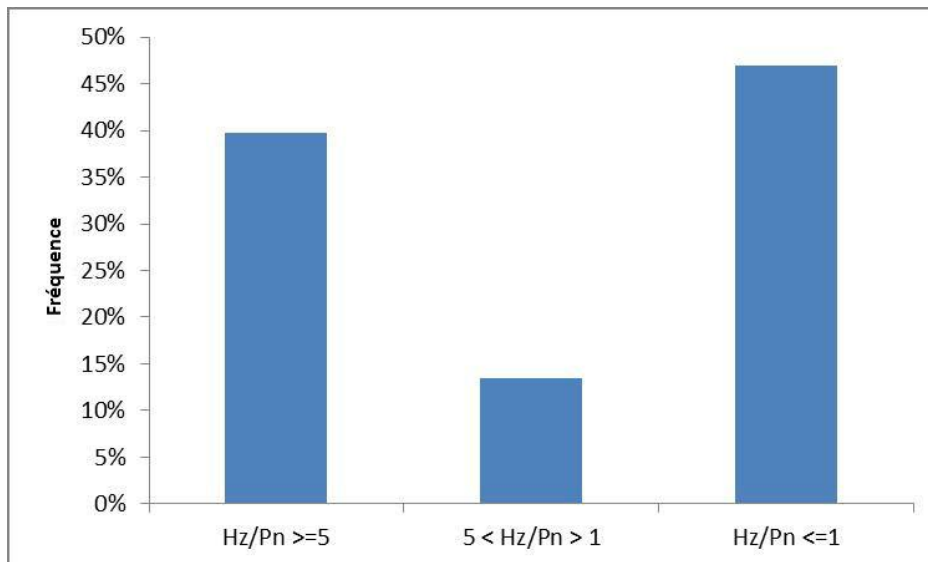
Source : RNC.

Pour améliorer la régression, le gisement a été découpé en domaines en fonction de la minéralogie.

Un survol de l'ensemble de données plus imposant d'EXPLOMIN^{MC} (1420 échantillons minéralogiques QEMSCAN) 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).

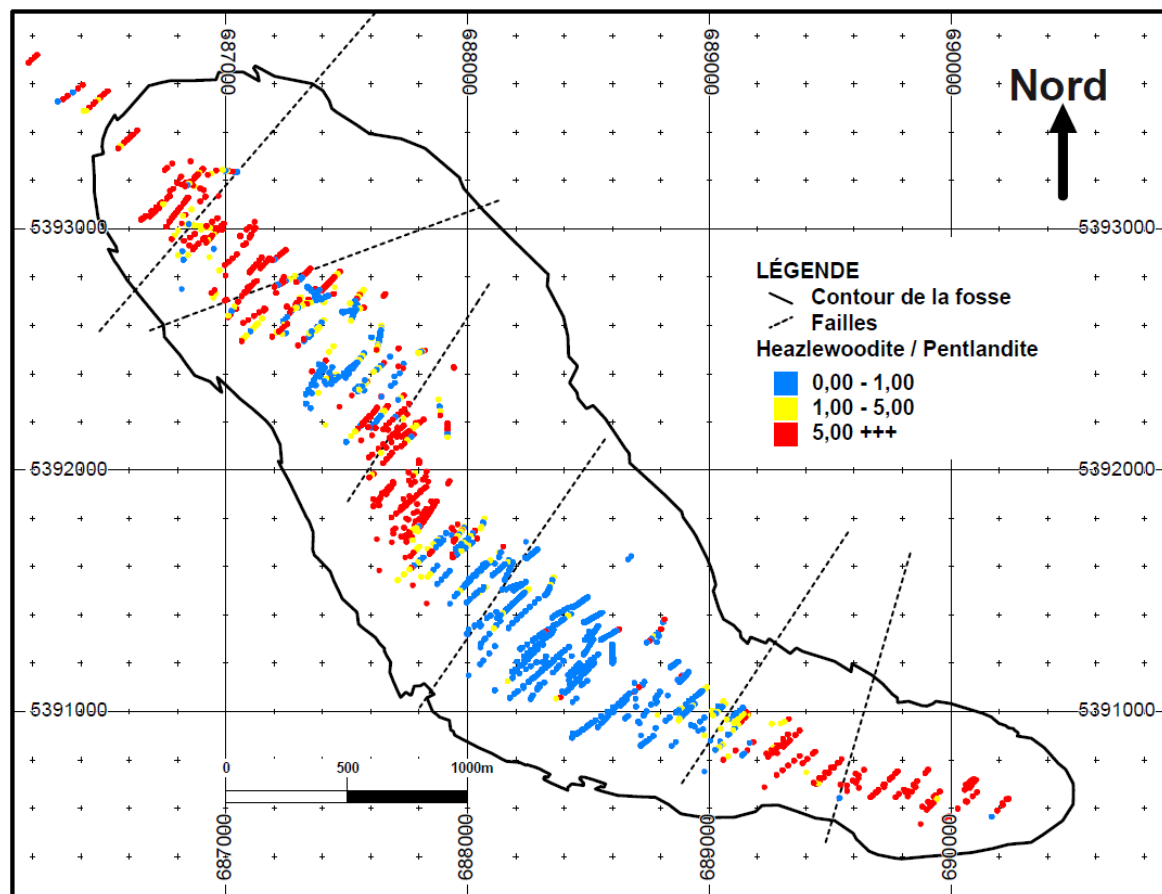
Les échantillons dominés par la Pn et la Hz se retrouvent dans des secteurs distincts dans l'espace l'un par rapport à l'autre. La figure 13-9 montre la répartition de la minéralisation sulfurée, avec en rouge les échantillons dominés par la Hz et en bleu ceux dominés par la Pn, avec la coquille de la fosse selon l'ÉF. 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 13-8 : Distribution des ratios Hz/Pn dans les résultats EXPLOMIN^{MC}



Source : RNC

Figure 13-9 : Répartition des sulfures



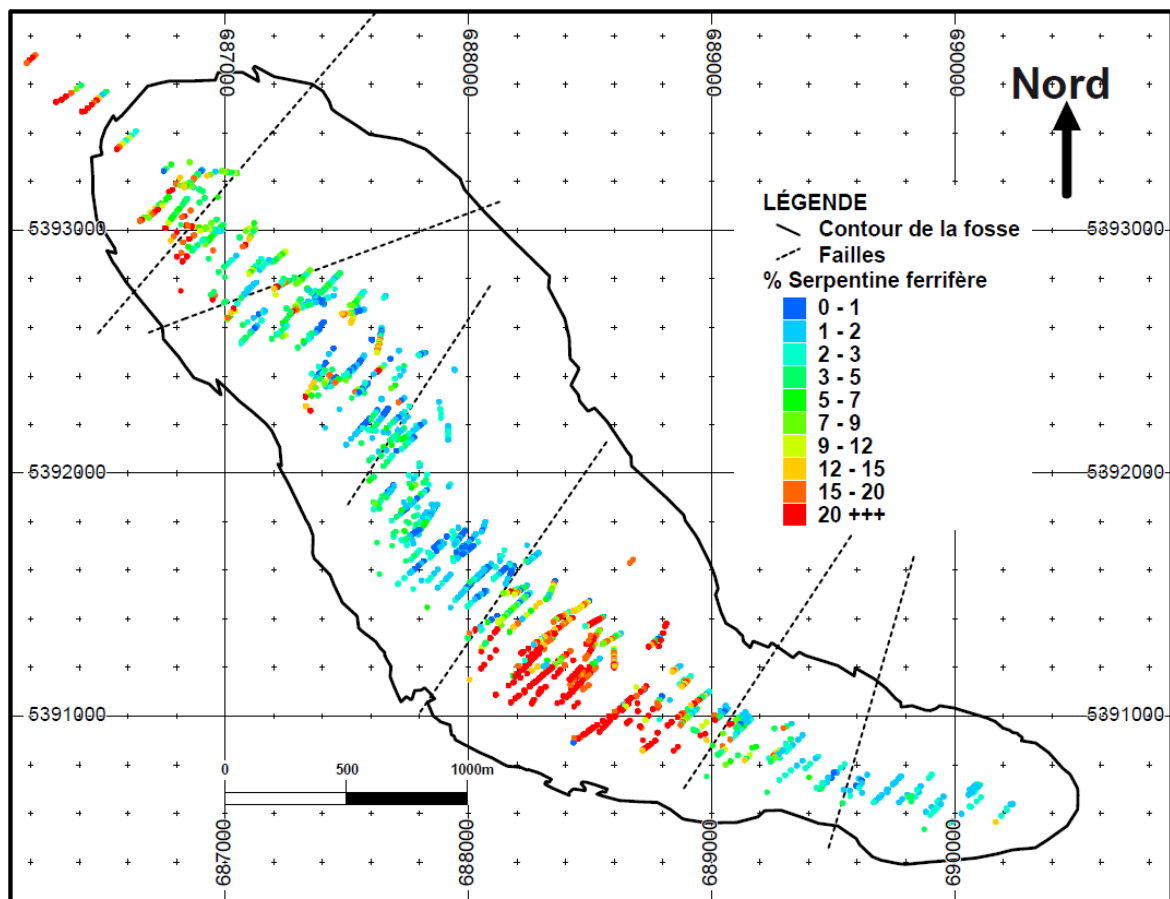
Source : RNC.

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.

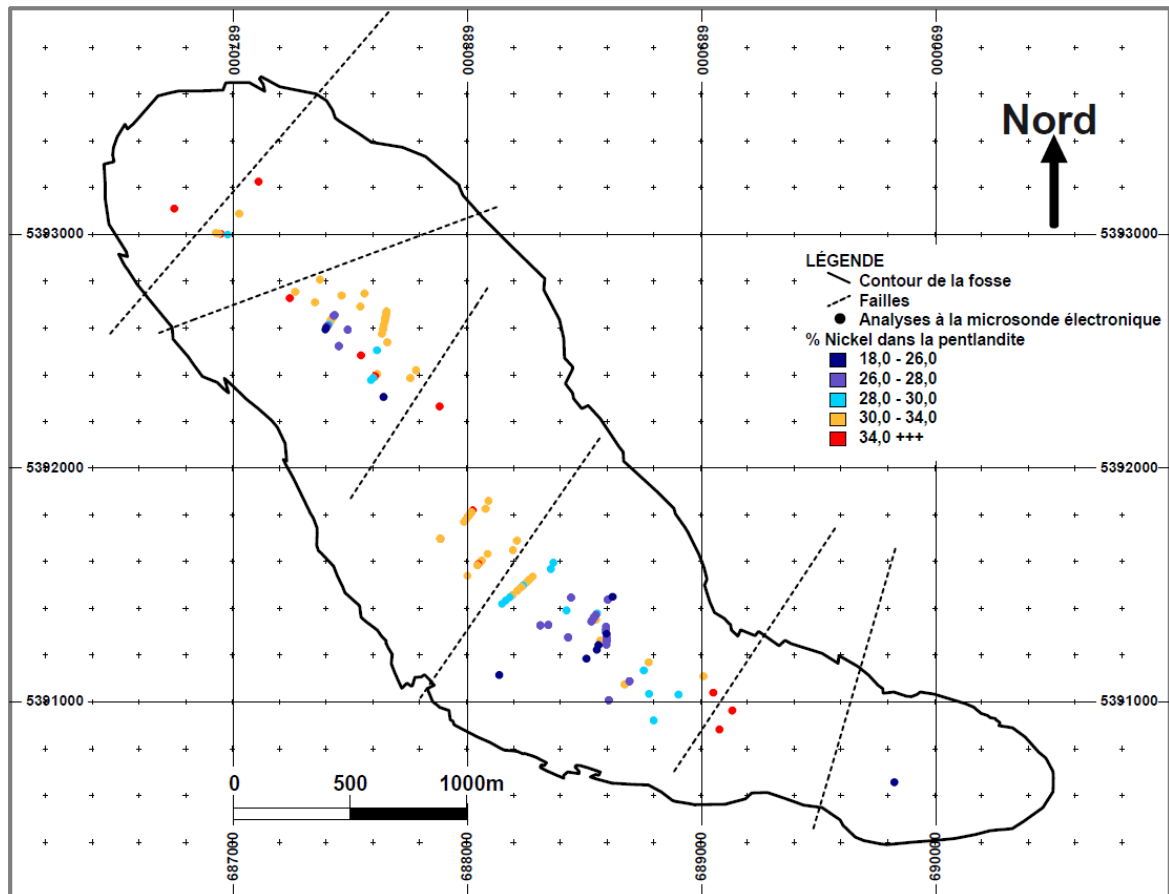
La pentlandite à plus basse teneur (indiquée en bleu foncé et en noir à la figure 13-11) montre une forte corrélation avec les secteurs riches en serpentine ferrifère dans les domaines structuraux 3 et 5. La pentlandite à l'extérieur de ces secteurs a une teneur moyenne en Ni de 34 %.

Figure 13-10 : Répartition de la serpentine ferrifère à l'intérieur de la coquille de fosse de l'ÉF



Source : RNC.

Figure 13-11 : Teneur en nickel de la pentlandite



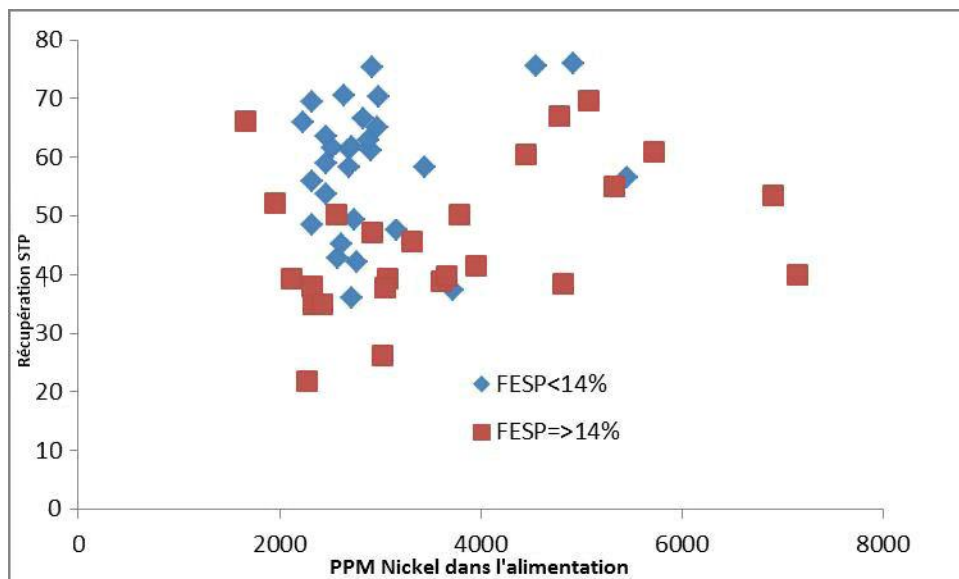
Source : RNC.

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.

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'ÉF : (1) dominé par la Hz, (2) sulfures mixtes, (3) dominé par la Pn, et (4) enrichi en serpentine ferrifère.

Figure 13-12 : Récupération STP pour les échantillons enrichis ou non en FESP

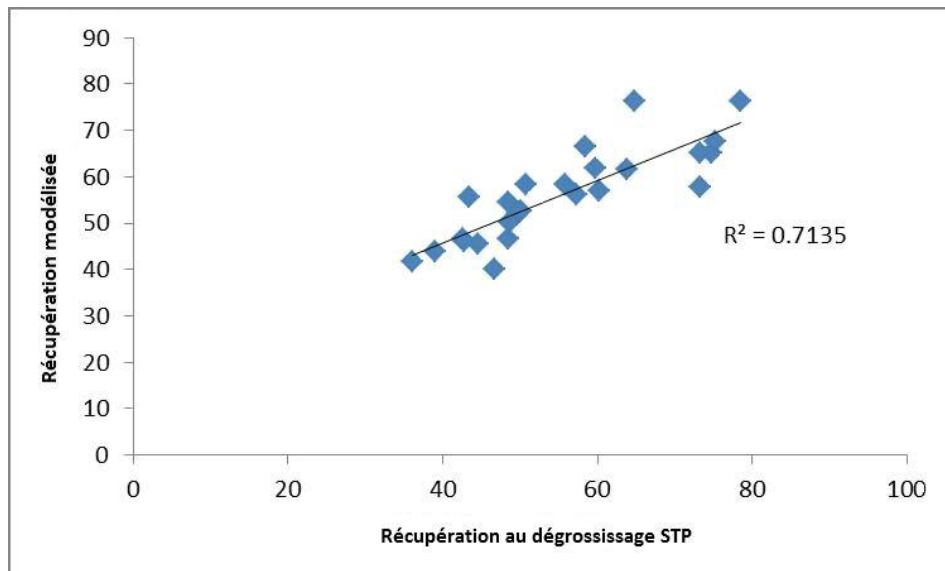


Source : RNC.

13.8.1.1 Résultats pour les échantillons dominés par la Hz (FESP < 14, Hz/Pn ≥ 5)

Récupération du Ni au dégrossissage = $18,11 + 0,0211 \cdot S + 0,00039 \cdot Fe$

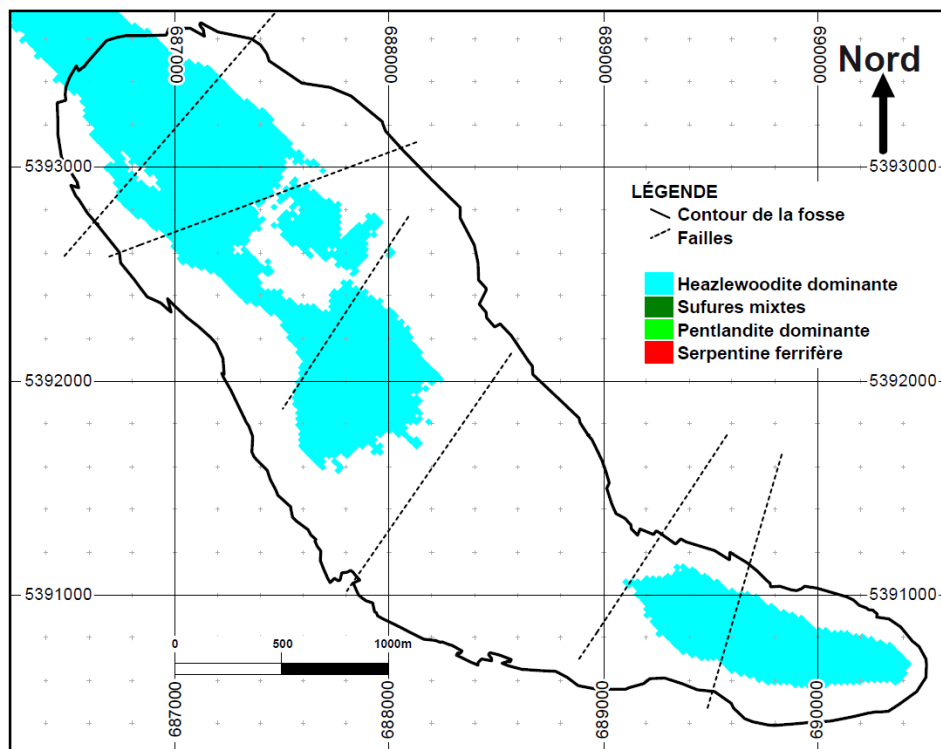
Figure 13-13 : Récupération modélisée par régression pour les échantillons dominés par la Hz



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

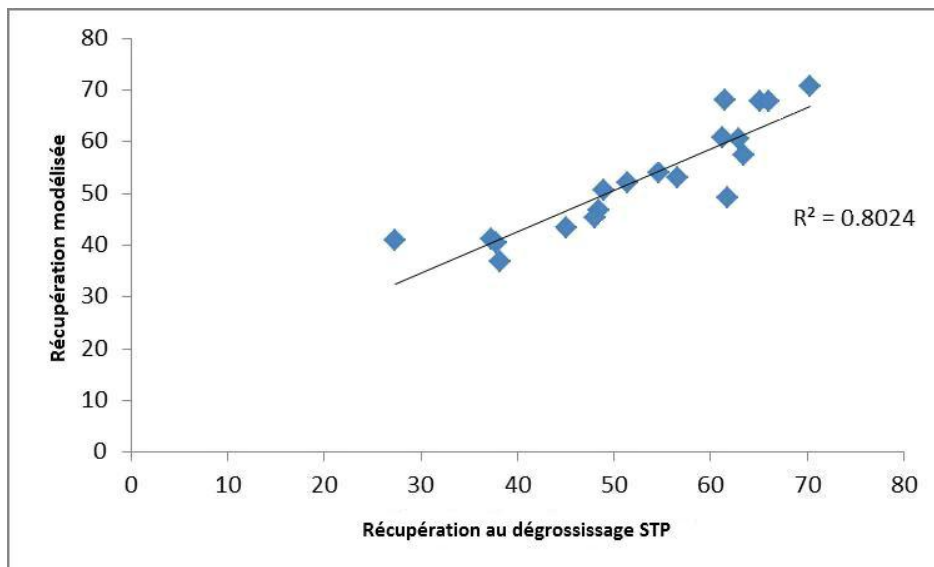


Source : RNC.

13.8.1.2 Résultats pour les échantillons de sulfures mixtes ($FESP < 14$, $1 < Hz/Pn < 5$)

Récupération du Ni au dégrossissage = $9,73 + 0,222 \cdot S + 0,0111 \cdot Ca$

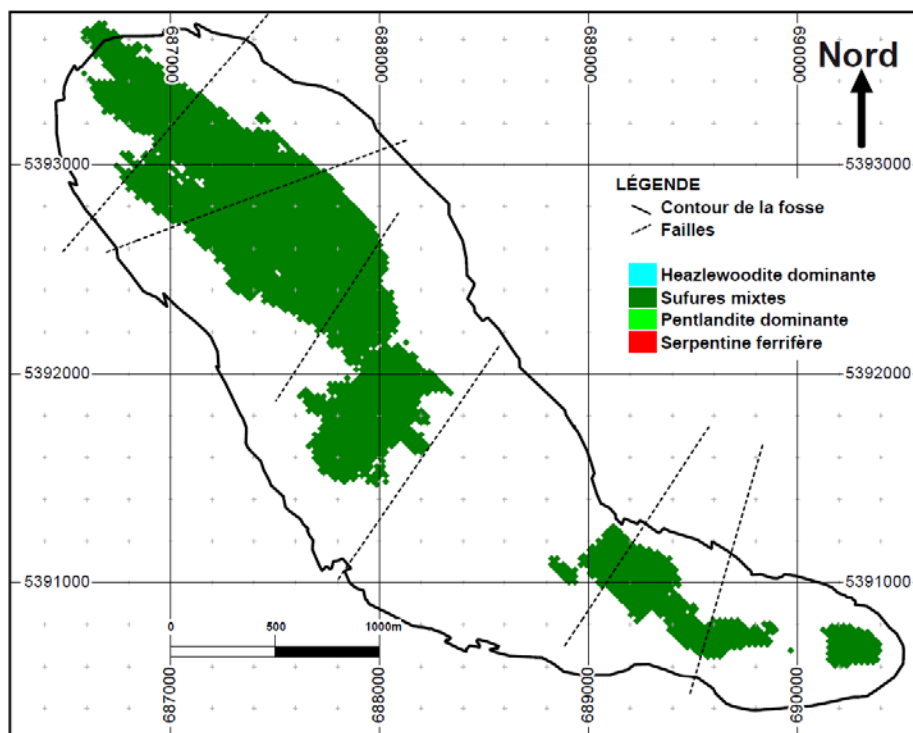
Figure 13-15 : Récupération modélisée par régression pour les échantillons de sulfures mixtes



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

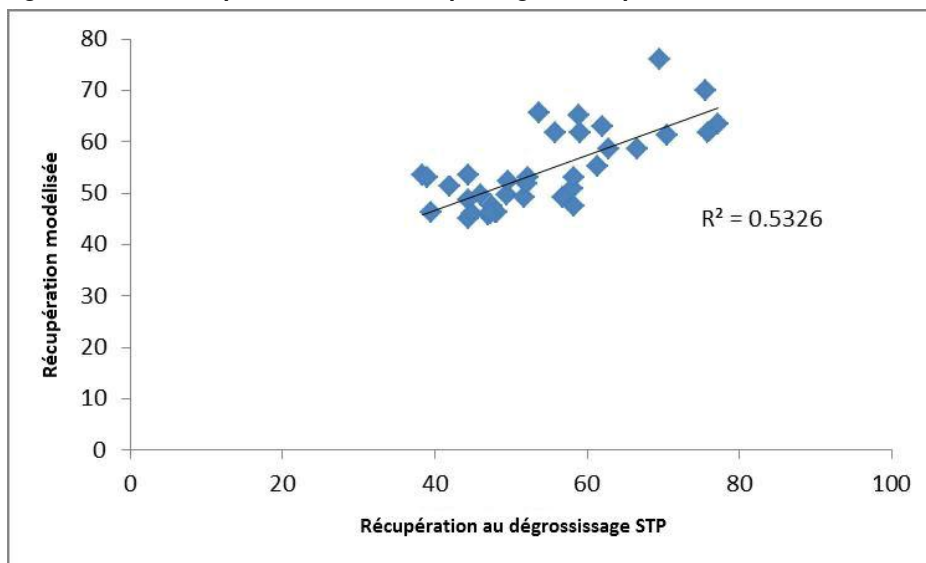


Source : RNC.

13.8.1.3 Résultats pour les échantillons dominés par la Pn (FESP<14%, Pn/Hz <= 1)

Récupération du Ni au dégrossissage = $43,6 + 0,0055 \cdot S + 0,0111 \cdot Ca$

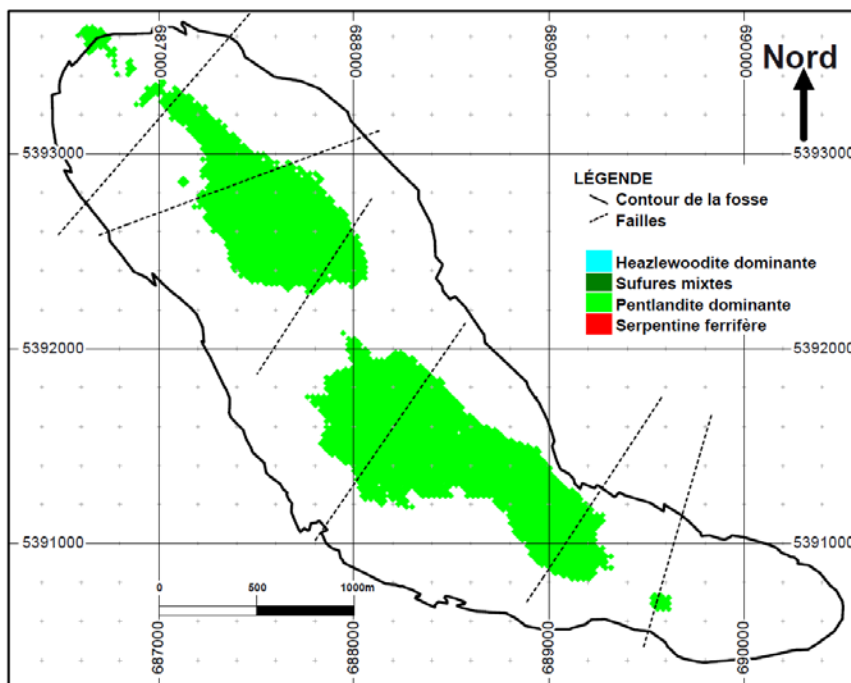
Figure 13-17 : Récupération modélisée par régression pour les échantillons dominés par la Pn



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

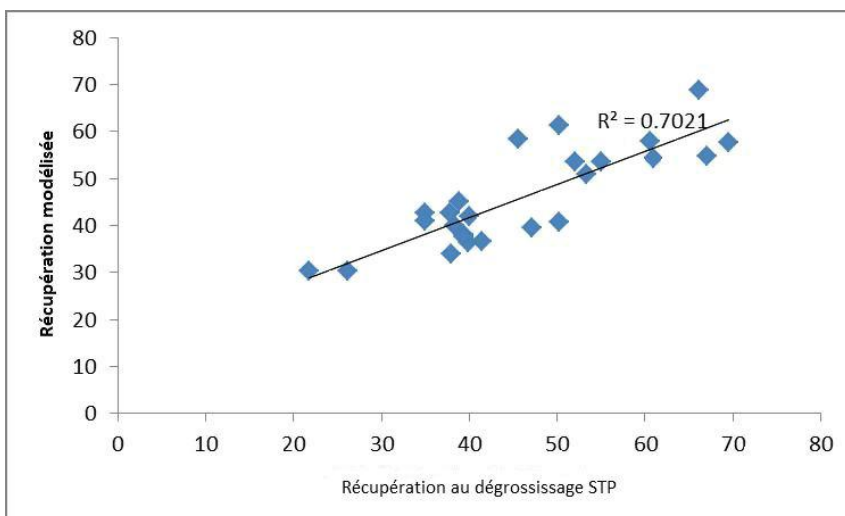


Source : RNC.

13.8.1.4 Résultats pour les échantillons enrichis en serpentine ferrifère (FESP >= 14%)

Récupération du Ni au dégrossissage = $14,83 + 38,9 \cdot S/Ni + 0,0143 \cdot Cr$

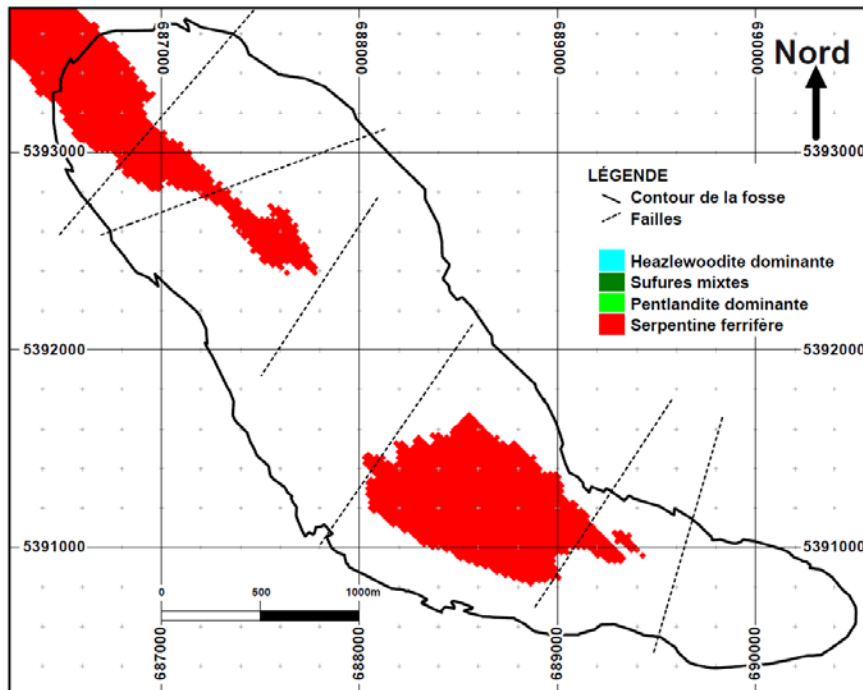
Figure 13-19 : Récupération modélisée par régression pour les échantillons enrichis en serpentine ferrifère



Source : RNC.

La répartition du domaine enrichi en serpentine ferrière 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 ferrière



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 :

- o Domaine dominé par la Hz (FESP < 14 %, Hz/Pn ≥ 5) :

$$\text{Récupération du Ni au dégrossissage} = 18,11 + 0,0211 \cdot S + 0,00039 \cdot Fe$$

- o Domaine de sulfures mixtes (FESP < 14 %, 1 < Hz/Pn < 5) :

$$\text{Récupération du Ni au dégrossissage} = 9,73 + 0,222 \cdot S + 0,0111 \cdot Ca$$

- o Domaine dominé par la Pn (FESP < 14 %, Hz/Pn ≤ 1)

$$\text{Récupération du Ni au dégrossissage} = 43,6 + 0,0055 \cdot S + 0,0111 \cdot Ca$$

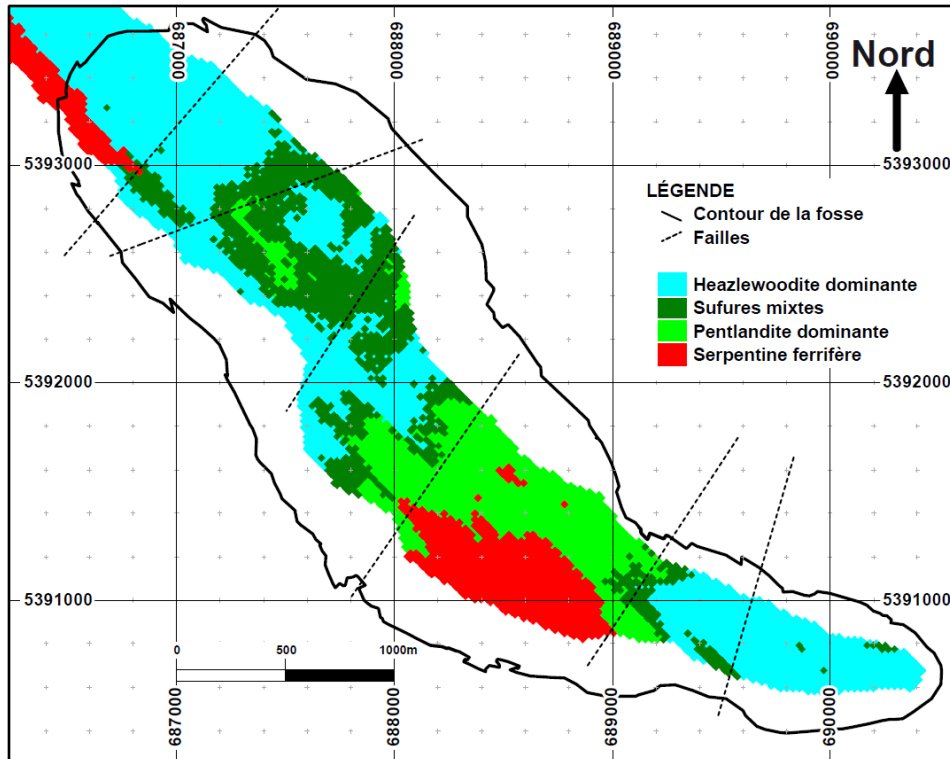
- o Domaine enrichi en serpentine ferrière (FESP ≥ 14 %)

$$\text{Récupération du Ni au dégrossissage} = 14,83 + 38,9 \cdot S/Ni + 0,0143 \cdot Cr$$

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 de la coquille de la fosse de l'ÉF est illustrée à la figure 13-21.

Figure 13-21 : Domaines métallurgiques à l'intérieur de la coquille 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 13-37 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 ferrique 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).

Récupération du Ni à la purification = $0,1215 \ln(\%S) + 1,0959$

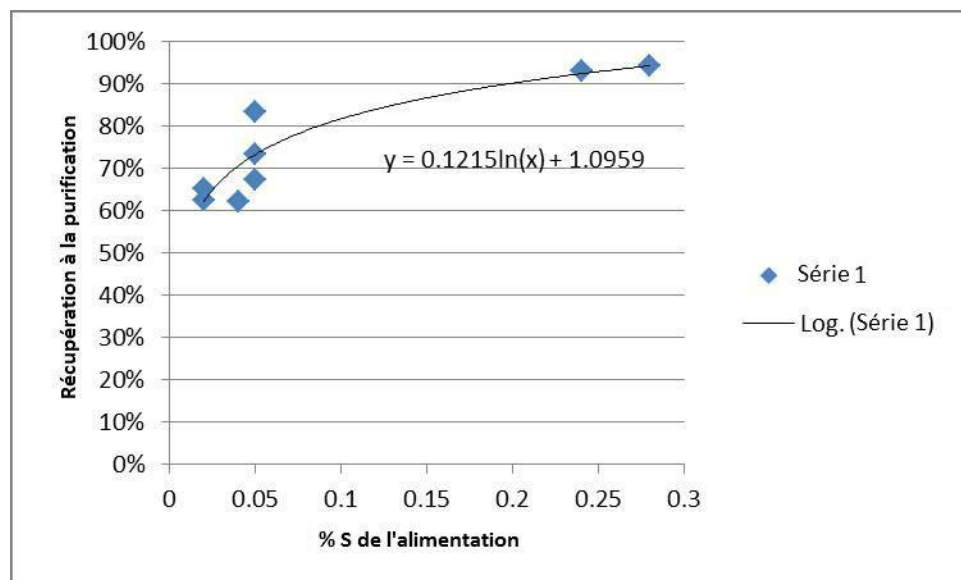
Cette équation a été appliquée bloc par bloc dans les domaines de sulfures mixtes, dominé par la Pn et enrichi en serpentine ferrière faisant partie de l'inventaire de ressources.

Tableau 13-37 : Sommaire des essais de purification en circuit fermé

ECF #	Échant.	Domaine métallur.	%S	Hz+Pn	%Ni	Récupération de dégrossissage des ECF		Récupération globale des ECF		Récup. à la purif. des ECF
						Hz+Pn	%Ni	%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. Les résultats sont résumés au tableau 13-38. De plus, des échantillons supplémentaires ont été testés dans le cadre des essais en circuit fermé.

Tableau 13-38 : 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'ÉF, 1,7 % 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 %.

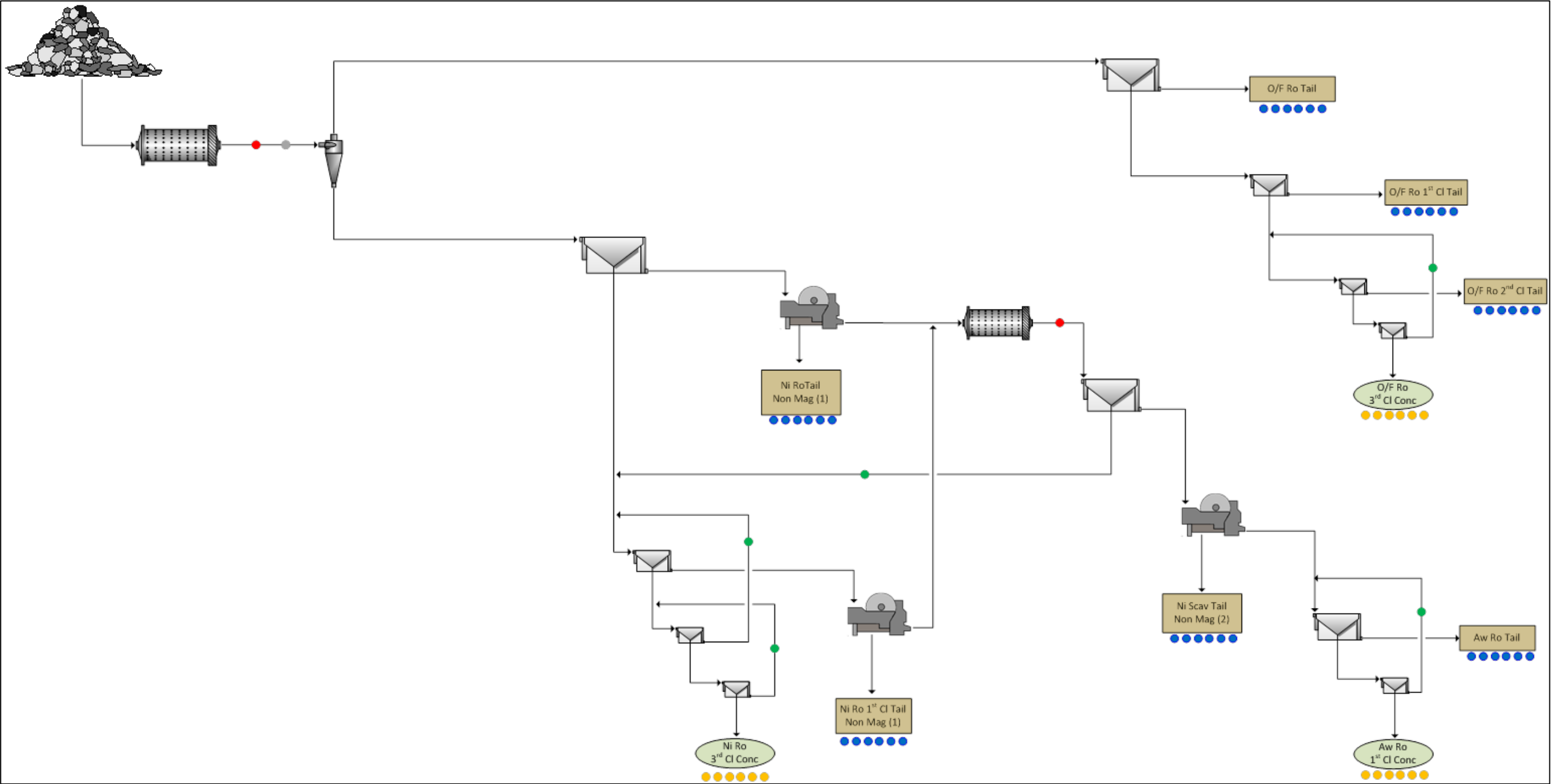
13.8.5 Confirmation du schéma de traitement

Des essais en circuit fermé d'échantillons de différents domaines ont été réalisés pour confirmer les critères de conception de l'ÉF 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/épuisement, avec les dosages de réactifs et les temps de séjour établis selon les critères de conception de l'ÉF. 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 13-39). 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'ÉF, indiquant un potentiel d'amélioration des coûts d'exploitation de l'usine.

Tableau 13-39 : Consommation de réactifs dans les essais à circuit fermé de 2013

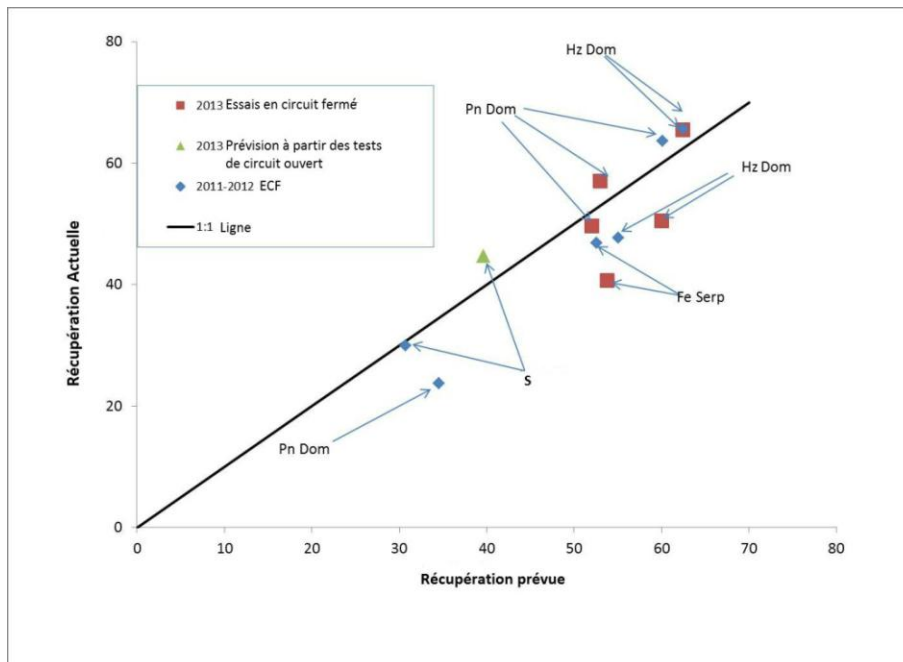
	PAX (g/t)	MIBC (g/t)	Cytec 65 (g/t)	Calgon (g/t)	CMC (g/t)	H ₂ SO ₄ (g/t)	Coût (\$/t)
Prévue dans l'ÉF	80	89	2	254	6	3888	1,41
Réelle (moyenne de tous les essais)	89	77	0	135	16	5100	1,25

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 ferrière) 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'ÉF. 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

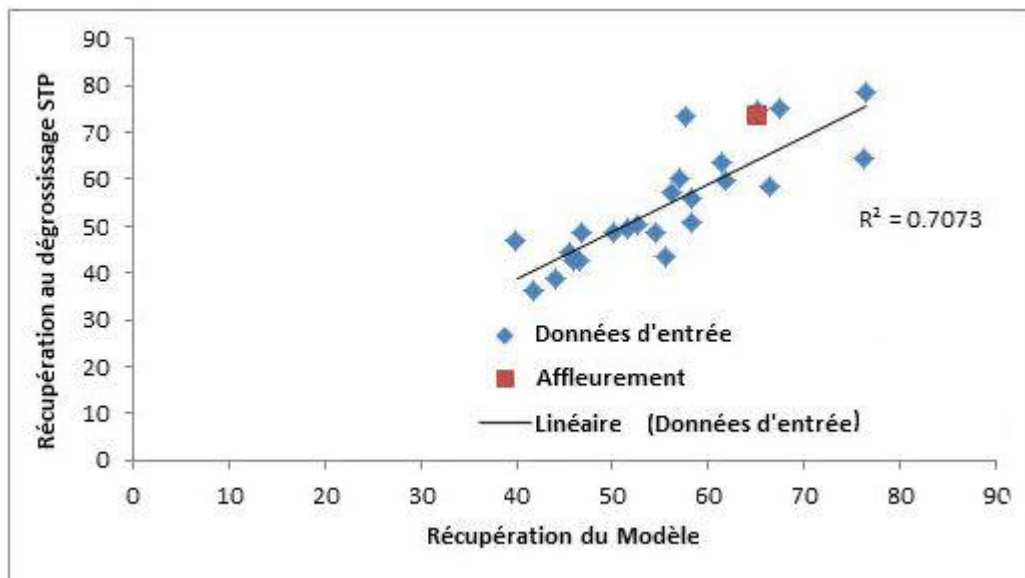
13.8.6 Impact du vieillissement des stocks de minéral

Sur la durée de vie de la mine, 511 Mt de minéral seront entreposées et subséquemment traitées à l'usine, pour une durée prévue d'entreposage de 13 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 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 13-40 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 33 %.

Tableau 13-40 : 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 (Lakefield) pour analyse. Les teneurs des concentrés et les taux de récupération sont présentés au tableau 13-41.

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 dominés 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 13-41 : Concentration en ÉGP du concentré Dumont

Minéral	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 13-42 : 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 issu 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 (Lakefield) en plusieurs lots pour analyser les concentrations en impuretés et en ÉGP. Les résultats sont résumés au tableau 13-43.

Tableau 13-43 : 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 34 %.

Les autres impuretés comme 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 Essais d'assèchement du concentré

En 2015, des essais ont été effectués sur le concentré généré dans l'usine-pilote afin d'établir les paramètres d'épaississement et de filtration. L'échantillon a été expédié au laboratoire d'Outotec à Burlington. Le texte qui suit résume les rapports d'Outotec (Ho, 2016).

La première étape des essais avait pour but d'évaluer 4 différents flocculants afin de déterminer quel flocculant serait le plus approprié pour l'épaississement du concentré de Dumont. Les résultats ont démontré que le BASF MF-342 produisait le taux de sédimentation le plus rapide et la surverse la plus limpide, ainsi il a été choisi pour la campagne d'essais dynamiques.

Les essais dynamiques d'épaississement sur l'échantillon de concentré de Dumont ont été effectués dans un appareil de 100 mm. Six essais dynamiques ont été effectués sur l'échantillon. Les résultats sont résumés au tableau 13-44.

Tableau 13-44 : Résultats sommaires des essais dynamiques d'épaississement

pH	Taux de chargement des solides (t/m ² h)	Taux de montée (m/h)	Dosage de flocculant (g/t)	Densité atteignable de la sousverse (%w/w solides)	Clarté atteignable de la surverse (ppm TSS)	Limite d'élast. de la sousverse sans cisaillement (Pa)
9,6	0,15-0,25	1,9-4,5	5-10	46-60	30-540	248

Les résultats des six essais dynamiques d'épaississement effectués indiquent que les densités finales atteignables dans la sousverse varient d'environ 46 % à 60 %. Des simulations de compression ont été effectuées sur l'essai #3, ce qui a permis d'augmenter de 3 à 4 % la densité de la sousverse.

En se basant sur les résultats de ces travaux, une densité de 60 % w/w solides a été utilisée comme paramètre de conception, avec un dosage de 10 g/t de flocculant et un taux de chargement de 0,25 t/m²h.

13.8.9.1 Essais de filtration du concentré

Une campagne d'essais de filtration a été réalisée sur un concentré de nickel du projet Dumont. L'échantillon a été épaissi dans l'unité de 100 mm où les essais dynamiques ont été effectués chez Outotec avant la filtration. Des tests ont été effectués dans l'unité Larox 100 d'Outotec, afin de déterminer les critères de conception et si la technologie de filtration à pression était appropriée pour cet échantillon.

Des tests à l'échelle du banc d'essai ont été réalisés afin d'évaluer les dimensions et les critères de filtration pour l'échantillon Dumont. Les essais avec les échantillons de concentré de nickel ont livré les résultats suivants (tableau 13-45).

En se basant sur ces essais et après discussion avec Outotec, les critères de conception ont été établis à 10 % w/w solides, à un taux de filtration de 210 kgDS/m²h et un cycle d'une durée de 12 minutes.

Tableau 13-45 : Résultats sommaires des essais de filtration du concentré (Ho, 2016)

pH	Temps de séchage à l'air (min)	Taux de filtration (kgDS/m ² h)	Taux d'humidité du gâteau de filtration (%w/w eau)	Épaisseur du gâteau de filtration (mm)	Pression de pompage (Bar)	Pression de pressage (Bar)	Pression de l'air (Bar)
9,6	0,5-5,0	158-418	12,6-19,6	33-57	6	7-12	7-9

13.8.10 Critères de transport du concentré

Deux échantillons de concentré nickélique 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 nickélique 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 nickéliques. Toutefois ils sont prévisibles compte tenu de l'absence de pyrrhotite et de pyrite dans le concentré de Dumont.

En 2016, un échantillon de concentré en vrac a été expédié à SGS afin de déterminer le taux d'humidité de liquéfaction et le taux d'humidité transportable du concentré. Ces tests ont pour but de déterminer le taux d'humidité maximal à respecter pour l'expédition en vrac afin de prévenir le risque de liquéfaction et les risques potentiels pour les navires de transport.

Les tests ont livré les résultats suivants (tableau 13-46) indiquant qu'aux taux d'humidité envisageables tels qu'observés lors des essais de filtration, il ne devrait pas y avoir de problème avec le transport en vrac du concentré.

Tableau 13-46 : Taux d'humidité de liquéfaction et transportable établis par SGS

	Référence de la méthode	Résultats (%)
Taux d'humidité de liquéfaction	IMSBC 2013	18,2
Taux d'humidité transportable	IMSBC 2013	16,4

13.8.11 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.

13.9 Taux d'humidité de liquéfaction et transportable établis par SGS

De septembre à décembre 2015, une usine-pilote en fonction chez SGS-Lakefield a traité l'échantillon de l'affleurement (domaine Hz uniquement) afin de générer du concentré pour des essais en aval. Le minerai utilisé dans le cadre de ces travaux avait été dynamité en 2011 à partir de l'unique affleurement sur la propriété, situé à l'extrémité sud-est de la fosse.

L'usine-pilote a traité environ 300 tonnes de matériel rocheux afin de générer suffisamment de concentré pour les essais de grillage et des échantillons pour les tests des clients potentiels. Des données métallurgiques ont été recueillies pour les circuits des schlamms et de dégrossissage. Le circuit d'Aw n'a pas été testé compte tenu de l'absence d'Aw dans l'échantillon.

13.9.1 Sommaire de la campagne en usine-pilote

13.9.1.1 Introduction

Au printemps 2015, il a été décidé de procéder à l'usinage d'environ 300 tonnes de matériel provenant de Dumont dans une usine-pilote. L'objectif de ces travaux était de produire une grande quantité de concentré pour des essais de grillage.

En prime, ces travaux permettraient également de recueillir des renseignements supplémentaires sur le rendement métallurgique de cet échantillon, puisqu'historiquement cet affleurement a toujours posé de plus grands défis métallurgiques que les autres échantillons traités jusqu'à présent.

13.9.1.2 Préparation du minerai

SGS a commencé à recevoir les 300 tonnes de minerai de Dumont provenant de l'affleurement à la mi-août 2015. L'échantillon en vrac a été déposé dans un secteur désigné au fil des livraisons tout au long de la semaine, alors que pendant ce temps, le circuit de concassage était installé. Un échantillon de 50 kg a été prélevé pour déterminer l'indice de Bond en broyeur à boulets (BWi) et l'indice de Bond en broyeur à barres (RWi) afin de caractériser la broyabilité du minerai et préparer un échantillon supplémentaire des rejets de dégrossissage de l'usine-pilote. Les résultats sont présentés ci-dessous. Le minerai est sensiblement plus résistant et plus compétent dans ce secteur restreint de la mine que les 102 autres échantillons de comminution. Cela était prévisible, étant donné que cet échantillon provient du seul affleurement du gisement Dumont, où la roche s'est avérée plus résistante à la météorisation que le reste du gisement.

Tableau 13-47 : Tests de broyabilité de l'échantillon de l'affleurement

Composite	A x b	RWI (kWh/t)	BWI (kWh/t)
Échantillon de l'affleurement fourni par RNC	31,1	19,4	31,1
Rejets de dégrossissage (alimentation du circuit de récup. magnétique)			38,8*

* À l'aide d'une procédure BWI comparative modifiée

À la mi-octobre, l'échantillon en vrac a été concassé à $-\frac{1}{4}$ po. La teneur en fibres dans l'air a fait l'objet d'un suivi durant la période d'arrivage de l'échantillon et tout au long du concassage. Du produit concassé, 200 kg ont été prélevés à titre d'échantillon représentatif des 300 tonnes pour des tests en laboratoire en amont des travaux en usine-pilote. Les 200 kg ont été concassés à moins de 1/12 po et divisés en 15 charges de 10 kg et 25 charges de 2 kg pour les tests en laboratoire. Un échantillon a aussi été prélevé pour une première analyse chimique.

Les résultats d'analyse montrent que la teneur moyenne à l'entrée de l'usine-pilote était de 0,38 % nickel, 4,44 % fer et 0,09 % soufre. Ces résultats sont similaires aux échantillons précédents provenant de l'affleurement et sont conformes aux niveaux prévus.

13.9.1.3 Essais en laboratoire

L'installation de l'usine-pilote a débuté à la mi-septembre et s'est échelonnée jusqu'à la fin d'octobre. Durant ce temps, les travaux de laboratoire visant à calibrer l'équipement et à caractériser l'échantillon aux fins des essais en usine-pilote ont débuté.

Détermination de la granulométrie de broyage en laboratoire

En septembre, la calibration du broyage primaire, consistant en 4 tests de broyage de 2 kg et 3 tests de 10 kg, a eu lieu. Pour chacun des 7 tests de broyage un échantillon a été prélevé, filtré et séché afin d'en mesurer la distribution granulométrique. L'air a fait l'objet d'un suivi tout au long des travaux de broyage au laboratoire et lors de la préparation des échantillons après séchage.

Tests de déschlammage

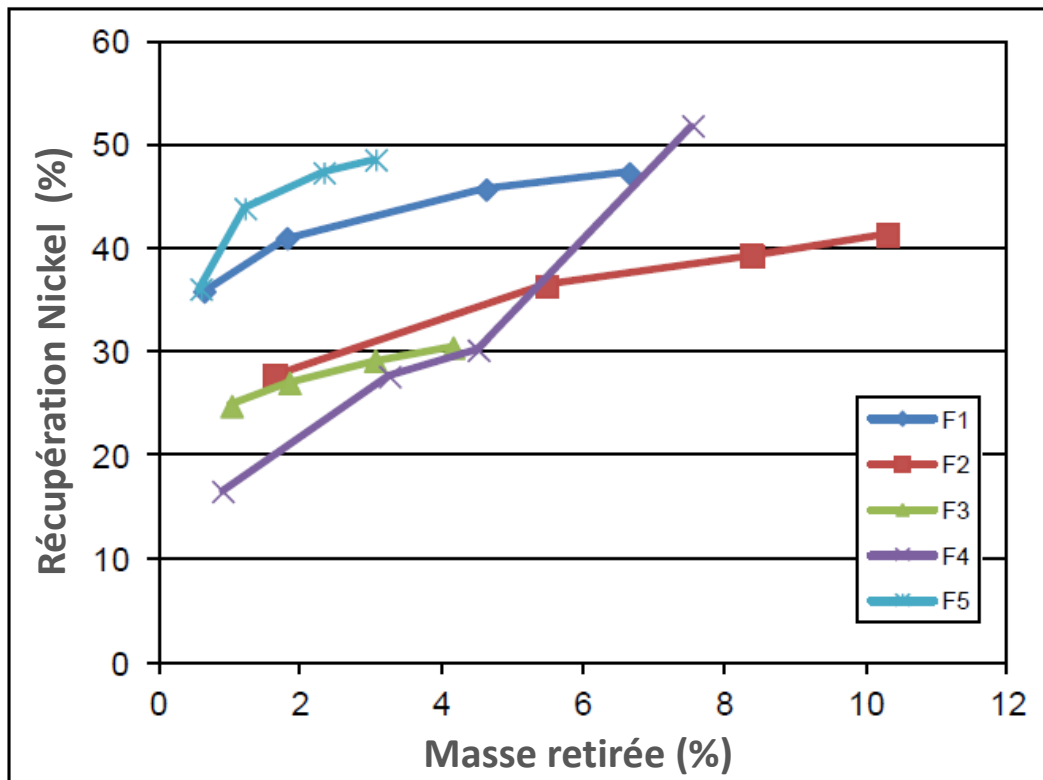
Des tests de calibration des hydrocyclones ont été effectués en deux séries de tests (2 x 10 kg) afin de déterminer les paramètres requis pour arriver à une récupération de masse adéquate dans le circuit de déschlammage. Les travaux de déschlammage consistaient d'abord à broyer les échantillons à une granulométrie adéquate, déterminée lors des travaux de calibration du broyage et en effectuant une série d'essais avec des sous-échantillons en utilisant différents paramètres pour les cyclones. Chaque sous-échantillon a été filtré, séché et pesé. En tout, 14 échantillons ont été produits pour la calibration des hydrocyclones. Pour chaque produit, la distribution granulométrique a aussi été mesurée.

Essais de dégrossissage

À la suite de ces travaux, 3 essais de flottation de dégrossissage ont été effectués pour examiner la récupération du Ni et la cinétique de flottation à différentes distributions granulométriques et à des fins de comparaison avec les études précédentes. Chaque essai nécessitait 10 kg de matériel à l'entrée, qui a été broyé et déschlammé aux conditions déterminées lors des travaux de calibration de l'équipement. Le produit déschlammé a ensuite été flotté à des conditions prédéterminées pour les réactifs, suivi par une séparation magnétique des rejets de flottation de

dégrossissage. Pour chaque essai, la distribution granulométrique a été mesurée, et 7 échantillons ont été produits. Les échantillons ont été filtrés, séchés et analysés pour le Ni pour calculer la teneur en nickel et la récupération au concentré de dégrossissage à différentes conditions. Les résultats sont résumés ci-dessous à la figure 13-26.

Figure 13-26 : Résultats des essais de flottation de dégrossissage



Le schéma de traitement du projet Dumont comprend un circuit d'épuisement, où une étape de rebroyage du produit magnétique des rejets de dégrossissage est requise. Avant d'effectuer un test de laboratoire représentatif du circuit complet, il était nécessaire de réaliser des travaux de calibration pour l'étape de rebroyage. En utilisant le produit magnétique des essais cinétiques, 3 essais de broyage ont été effectués pour déterminer la broyabilité du produit magnétique dans le broyeur de 2 kg.

Essai en circuit fermé

Les résultats de tous les travaux de laboratoire effectués en septembre ont été analysés et utilisés pour préparer un essai en circuit fermé. Cet essai avait pour but de simuler le circuit complet au projet Dumont en régime normal en utilisant les conditions établies à partir des travaux de laboratoire, afin d'avoir un aperçu des résultats auxquels on pourrait s'attendre à l'usine-pilote et/ou pour identifier tout problème qui pourrait survenir durant le programme en usine-pilote. L'essai en circuit fermé a été effectué au début d'octobre. En tout, 6 essais de 10 kg chacun ont été effectués en reproduisant toutes les conditions et les circuits du projet Dumont (dégrossissage, épuisement, purification). Les résultats démontrent un circuit stable, avec des résultats similaires aux récupérations prédites à partir des tests de dégrossissage. L'essai en circuit fermé a aussi permis d'augmenter le niveau de confiance avant d'aller de l'avant avec le circuit à plus grande échelle en usine-pilote. Le circuit d'Aw a été inclus dans l'essai en circuit fermé mais n'a pas été inclus dans l'usine-pilote étant donné la très petite proportion d'Aw dans l'échantillon de l'affleurement.

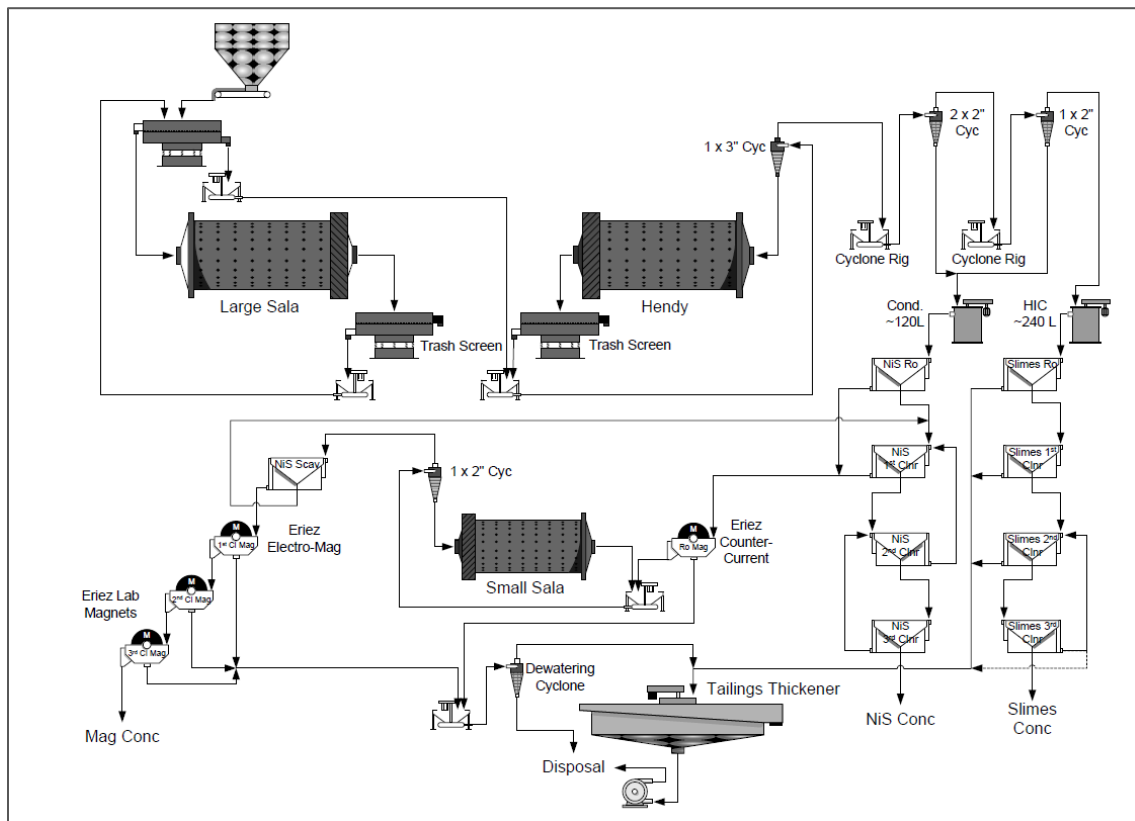
Tableau 13-48 : Résultats métallurgiques incluant les résultats dans la surverse et le circuit d'Aw

Produit	Poids		% Ni	
	g	%	Teneur	Dist.
Conc. Sousverse 3^e pur.	174	0,60	30,0	44,7
Conc A-C Surverse 2 ^e pur.	28,3	0,10	1,61	0,39
Concentré dégross. Aw	47,2	0,16	1,43	0,58
Sousverse rejets non magn. dégross.	16679	57,6	0,18	2,7
Sousverse rejets non magn. 1 ^{re} pur.	1570	5,42	0,27	3,61
Rejets non magn. épuisement	1690	5,83	0,19	2,75
Rejets A-C Surverse 2 ^e pur.	106	0,37	0,33	0,30
Rejets A-C Surverse 1 ^{re} pur.	334	1,15	0,53	1,52
Rejets A, B, C Surverse dégross.	6881	23,8	0,28	16,3
Rejets dégross. Aw	1452	5,01	0,34	4,22
Valeur calculée à l'entrée	28961	100	0,40	100
Valeur à l'entrée	NA	NA	0,39	NA

Sommaire de la campagne en usine-pilote

Vers la fin-octobre, les travaux de laboratoire avaient permis de recueillir suffisamment d'information pour démarrer l'usine-pilote. L'installation de l'usine-pilote a été complétée et la mise en service a débuté dans la dernière semaine d'octobre et a duré 2 semaines. Après la mise en service, la campagne d'usinage à l'usine-pilote a duré environ 4 semaines, à un taux d'alimentation de 800 kg par heure.

Figure 13-27 : Diagramme des opérations de l'usine-pilote de 2015



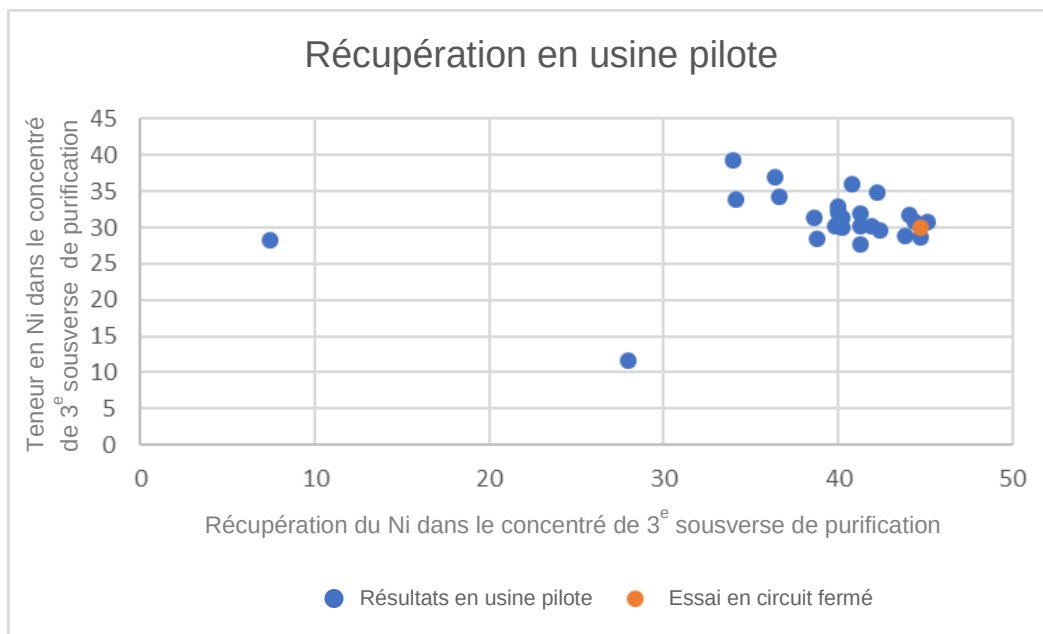
Durant les essais en usine-pilote, d'autres travaux de laboratoire ont été effectués sur le produit de schlamms et sur le produit magnétique final de purification sortant de l'usine-pilote. Des travaux d'optimisation ont été effectués sur le produit de schlamms afin d'améliorer la récupération du nickel de ce flux. Des changements ont été apportés au circuit de schlamms de l'usine-pilote en utilisant les conditions investiguées dans le cadre de ces travaux d'optimisation. Il n'était pas prévu de récupérer du nickel du concentré magnétique final de purification de cet échantillon en vrac, ainsi le circuit de flottation de l'awaruite a été retiré du circuit de l'usine-pilote.

Au niveau du fonctionnement de l'usine-pilote, le circuit de déschlammage s'est avéré le plus difficile à stabiliser et à contrôler. En effet, il était impossible de mesurer directement ou par une autre méthode en ligne la répartition entre la sousverse et la surverse, de telle sorte qu'il était particulièrement difficile de comprendre et de contrôler la performance du circuit. La répartition variait même dans des conditions identiques, en raison de variations dans la pression de pompage et d'introduction de l'eau. Ceci a été une bonne occasion d'apprentissage pour le déploiement de l'usine à grande échelle, puisque nous aurons alors la capacité d'installer des débitmètres et des jauges de densité sur les deux flux, ce qui permettra aux opérateurs d'obtenir des données en temps réel.

Une répartition inadéquate affecte le temps de séjour dans les deux circuits, ainsi que la capacité de récupérer les sulfures nickélifères du flux de schlamms. Bien que le principal objectif consistait à générer du concentré, un deuxième objectif était de démontrer la récupération du circuit et la capacité d'arriver à une teneur de 30 % Ni dans le concentré. Plusieurs essais optimisés ont réussi à reproduire la récupération de l'essai en circuit fermé de laboratoire à l'échelle de l'usine-pilote. Lorsque cet objectif a été atteint, les efforts se sont de nouveau tournés vers l'usinage du minéral aussi rapidement que possible dans l'usine-pilote afin de générer du concentré pour les campagnes qui restaient.

La figure 13-28 illustre tous les résultats des campagnes de 12 heures sur l'échantillon de l'affleurement de Dumont. Bien que l'on observe une certaine dispersion, les résultats des essais en circuit fermé tombent sur la même courbe teneur-récupération que les résultats des essais en usine-pilote.

Figure 13-28 : Récupération et teneur des essais en usine-pilote vs en circuit fermé



De façon générale, visuellement les résultats du traitement en usine-pilote produisent une mousse relativement stable, même dans le circuit de purification des schlamms où la récupération est faible. L'atteinte de la teneur ciblée en concentré n'est pas un enjeu, puisque la plupart des campagnes ont livré un concentré dont la teneur était supérieure à 30 % nickel.

Le concentré de Ni produit en vrac à l'usine-pilote et certains des résidus produits ont été recueillis pour être expédiés à d'autres laboratoires pour des travaux supplémentaires, notamment pour déterminer les caractéristiques de transport et d'assèchement tel que discuté dans les sections antérieures du présent chapitre.

Le traitement de l'échantillon en vrac de 300 tonnes s'est achevé au début du mois de décembre.

13.9.2 Essais de grillage à mort

13.9.2.1 Tests initiaux de conception du grillage

En 2014, deux échantillons du concentré Dumont de Royal Nickel ont été grillés à mort afin d'éliminer >99,9 % du soufre et ainsi produire un calcinat se prêtant bien au traitement en aval. Ces échantillons étaient d'environ 1 kg chacun et étaient des composites des concentrés générés lors des essais en circuit fermé de 2012/2013.

Un haut taux d'élimination du soufre a été obtenu lorsque le concentré avait un bon contact avec l'air, à des températures de plus de 1000°C et lorsque le temps de séjour était suffisant.

Les résultats d'analyse des échantillons de calcinat indiquent une teneur en phosphore sous la limite de détection de 100 ppm. Le concentré de métaux produit au projet Dumont sera faible en P et en S, pourvu qu'un agent réducteur carboné faible en P et en S soit utilisé.

Les travaux préliminaires ont prouvé que le concentré généré à partir du minerai du gisement Dumont se prêtait bien au processus de grillage à mort et que la teneur résultante en soufre était de moins de 0,5 %, tel qu'exigé par l'industrie de la fonte de première fusion nickélifère, du ferronickel et de l'acier inoxydable.

13.9.2.2 Essais de grillage en vrac dans des fours de 2 po et de 12 po

Le concentré en vrac a été expédié chez XPS Consulting and TestWork Services à Sudbury en Ontario. L'échantillon de concentré a été séché et homogénéisé.

En 2015, RNC avait engagé XPS pour construire un four à lit fluidisé de 12 po pour réaliser ces travaux. Le four est illustré ci-dessous à la figure 13-29. Du concentré sec est introduit dans le four par l'entremise d'un éducteur dans le lit du four. Le four est initialement réchauffé au gaz naturel, mais il est conçu pour fonctionner de façon autogène lorsque la température adéquate a été atteinte. Il est aussi possible d'introduire de l'oxygène au besoin pour aider au niveau du grillage ou pour assurer l'équilibre thermique.

Les particules fines au sommet sont capturées dans un cyclone et redirigées à la base du four. Le dioxyde de soufre dans les émanations gazeuses est traité dans un système de captage. Le four est muni d'un lit de vidange à la base

Figure 13-29 : Four de grillage de 12 po



Au départ, les échantillons ont été grillés dans le four XPS de 2 po afin d'obtenir les paramètres de fonctionnement pour les essais-pilotes dans le four de 12 po. Des tests de fluidisation à froid effectués dans le four plus petit, d'un diamètre de 2 po, ont permis de confirmer la vitesse spatiale appropriée pour le traitement du concentré. L'utilisation d'un matériau d'olivine synthétique comme lit de départ a aussi été un facteur important pour la création et le maintien d'un lit stable au sein du four de grillage. Le calcinat produit démontrera le rendement par lit, le taux de croissance des particules tout en démontrant la teneur en soufre du produit à différentes températures. Lors d'une série de campagnes de jour plus courtes en avril 2016, le concentré Dumont a été grillé avec succès pour atteindre le taux de soufre ciblé dans le calcinat, soit moins de 0,15 % poids de S dans le four de grillage de 2 po pour une élimination de plus de 99 % du soufre.

Cinq essais de grillage à l'échelle de l'usine-pilote ont été réalisés avec le concentré de nickel de Dumont de RNC dans le four de grillage de 12 po nouvellement construit. Ces travaux visaient à confirmer la capacité de produire un calcinat à faible teneur en soufre à grande échelle et à générer des échantillons plus gros pour que les clients potentiels puissent effectuer leurs propres tests.

La mise en service et l'essai initial du four de 12 po de diamètre se sont avérés problématiques en raison de la difficulté à établir un lit et à maintenir l'équilibre thermique au sein du four. Des modifications ont été apportées au four de grillage après les premiers essais de mise en service, permettant de surmonter plusieurs des problèmes rencontrés au départ.

Environ 480 kg ont été traités dans le four de 12 po lors d'une série de cinq essais. Le concentré résiduel a été entreposé pour de futures campagnes.

Une partie du calcinat grillé a été fondu pour produire du ferronickel contenant >80 % de nickel. La récupération globale de nickel au métal était de 99,4 %, avec un coefficient de partage du nickel entre le métal et les scories de 144. Ces résultats sont comparables au rendement métallurgique habituellement obtenu aux opérations existantes de latérite nickélifère.

La teneur d'alimentation moyenne et les résultats des essais dans le four de grillage de 12 po sont présentés ci-dessous au tableau 13-49. En raison de la durée de chaque campagne (6 à 8 heures), on note un peu de dilution du lit d'olivine de départ, mais cette situation ne devrait pas poser problème pour les utilisateurs finaux puisqu'ils sont insensibles aux teneurs en MgO et en SiO₂.

Tableau 13-49 : Résultats d'analyse du matériel d'alimentation et du calcinat

	Ni (%)	Fe (%)	Co (%)	Cu (%)	Mg (%)	Cr (%)	P (%)	S (%)
Concentré de Ni RNC Dumont	35,2	7,6	0,07	0,14	11,1			13
Calcinat grillé RNC Dumont	26,3	7,1	0,05	0,11	17,4	0,145	0,046	0,3

Des échantillons des trois campagnes ont été expédiés à plusieurs clients potentiels en Europe et en Asie afin de déterminer s'ils étaient adéquats pour utilisation directe dans la fabrication de fonte de première fusion nickélifère, de ferronickel et d'acier inoxydable. Des commentaires positifs ont été reçus.

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 nickélifère Dumont. Le projet nickélifère 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 nickélifère se trouve dans un assemblage complexe de sulfures magmatiques encaissé dans la sous-zone de dunite 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 pré faisabilité (ÉPF) préparée par Ausenco Solutions Canada Inc. (Ausenco, 2011). Une étude de pré faisabilité révisée (ÉPF 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'ÉPF 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. Puisqu'aucune nouvelle donnée de forage n'a été recueillie, ce bloc modèle et l'estimation de ressources minérales correspondante ont été utilisés pour étayer la mise à jour de l'étude de faisabilité (ÉF). 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 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, géo. (OGQ#1034, APGO#1847). Chelsey Protulipac, P.Geo. (APGO 2608), a procédé à une mise à jour des paramètres de définition du modèle de blocs. Dr. Oy Leuangthong, 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'une coquille de fosse conceptuelle mise 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 le Dr. Jean-François Couture, géo. (OGQ#1106, APGO#0197).

En raison de leur formation académique, de leurs expériences pratiques pertinentes et de leur affiliation à une association professionnelle reconnue, M. Bernier, Mme. Protulipac et Dr. 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 dont la date d'effet est le 30 mai 2019 (tableau 14-1) est présentée à une teneur de coupure de 0,15 % nickel, en supposant un prix du nickel à 7,50 \$ US par livre et une récupération moyenne de 43 %. L'estimation inclut tous les blocs classés au-dessus de la teneur de coupure et situés à l'intérieur des coquilles conceptuelles de fosse.

Tableau 14-1 : Projet nickélique Dumont, Québec, SRK Consulting (Canada) Inc., 30 mai 2019

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 : Présenté selon une teneur de coupure de 0,15 % Ni à l'intérieur des coquilles conceptuelles de fosse optimisées en utilisant un prix de 7,50 \$ US par livre de nickel, un taux de récupération métallurgique et d'usinage moyen de 43 %, des frais de traitement et G&A de 4,33 \$ US par tonne usinée, un taux de change de 1,00 \$ CA équivalent à 0,77 \$ US, un angle de pente global de 42° à 50° selon le secteur, et un taux de production de 105 kt/j. La personne qualifiée juge que les coquilles conceptuelles de fosses ne seraient pas très différentes si les hypothèses actuelles (2019) d'optimisation des coquilles conceptuelles étaient utilisées. Les paramètres techniques resteraient les mêmes et les prix des métaux en dollars canadiens demeurent constants, compte tenu du fait que la diminution du prix du nickel en dollars américains utilisé comme hypothèse est compensée par une diminution correspondante du taux de change \$ US : \$ CA; la personne qualifiée juge donc que la teneur de coupure de 0,15 % Ni utilisé est raisonnable. 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.

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 ferrique, 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 ferrique, 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.

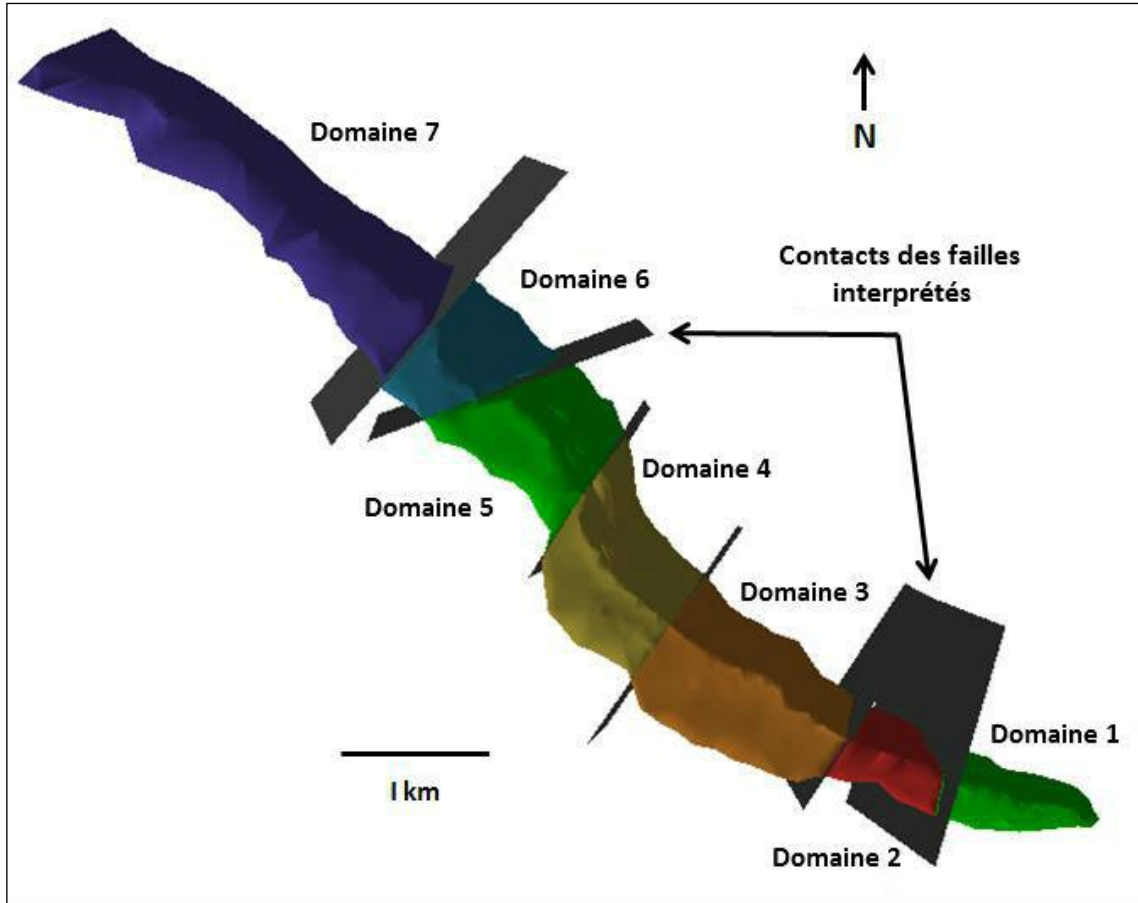
14.2.1.1 Domaines minéralisés et modélisation géologique

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 teneurs selon les données de forage, pour construire plusieurs enveloppes minéralisées correspondant à des domaines structuraux. SRK a mis à jour les sept modèles fil-de-fer qui définissent l'enveloppe minéralisée afin qu'ils coïncident avec le modèle structural d'Itasca. Les changements apportés n'affectent que la limite entre les domaines et le contact de la dunite.

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.

Figure 14-1 : Répartition des sept enveloppes minéralisées utilisées comme domaines de ressources pour contraindre l'estimation des ressources



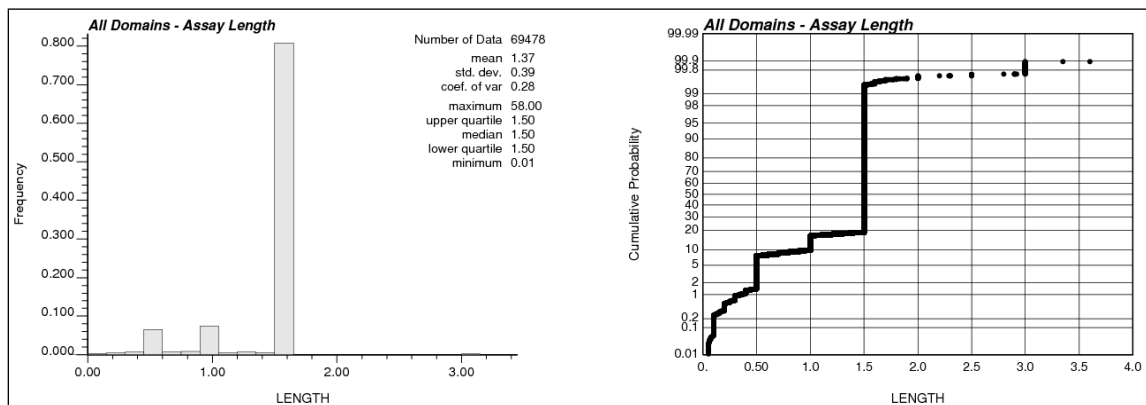
Source : SRK.

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 14-2 : Limites de détection

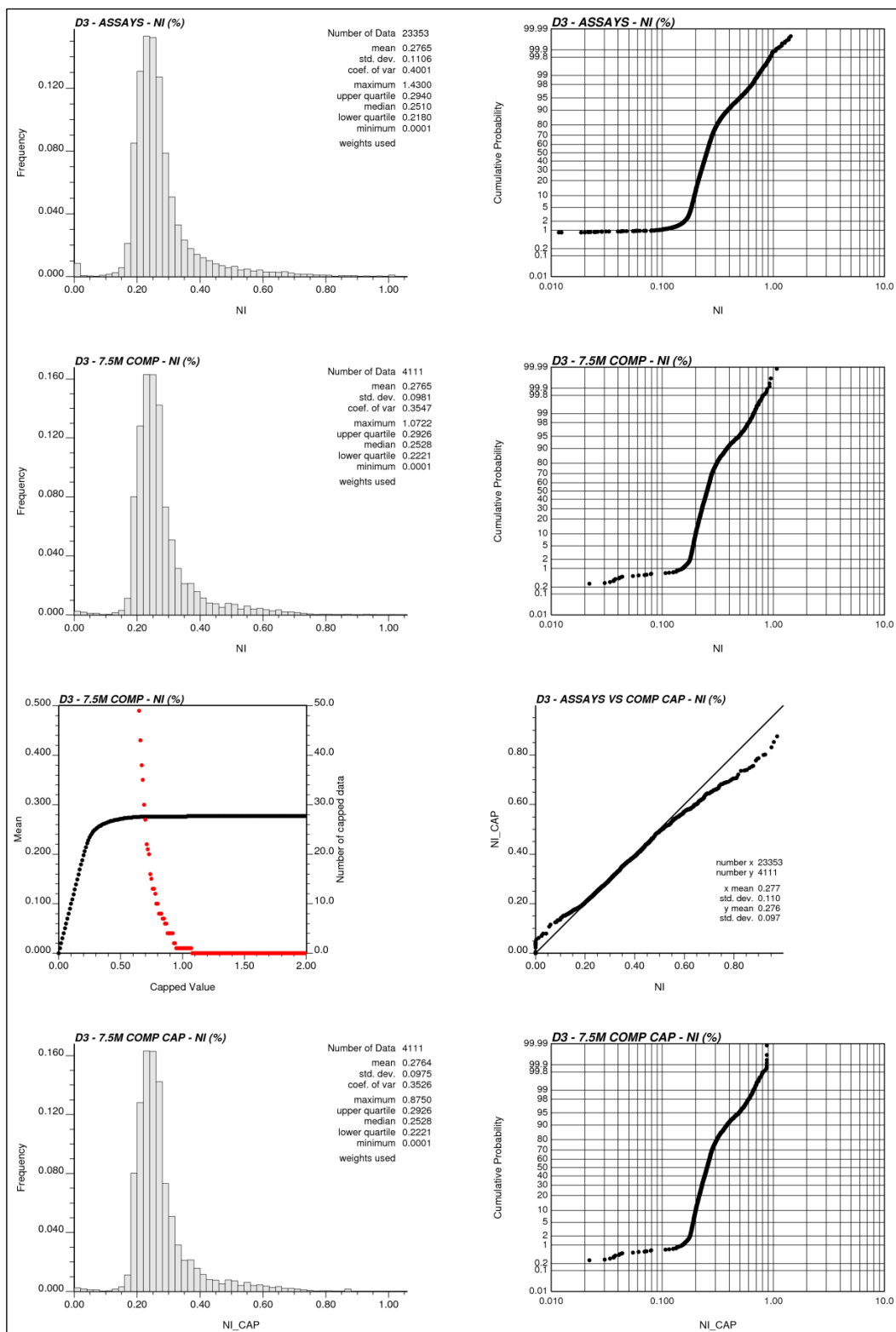
Élément	Valeur	Unité	Élément	Valeur	Unité
Ca	0,01	%	Ni	1	ppm
Co	1	ppm	Pd	0,001	ppm
Cr	1	ppm	Pt	0,005	ppm
Fe	0,01	%	S	0,01	%

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 14-3 ci-dessous

Figure 14-3 : Statistiques de base pour le nickel dans le domaine 3



Source : SRK.

Tableau 14-3 : Valeurs de coupure supérieures pour chaque domaine

		Élément							
Domaine		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 échantillons	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 échantillons	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 échantillons	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 échantillons	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 échantillons	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 échantillons	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 échantillons	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 14-4.

Tableau 14-4 : 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 14-5.

Tableau 14-5 : 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 Journé, 1998).

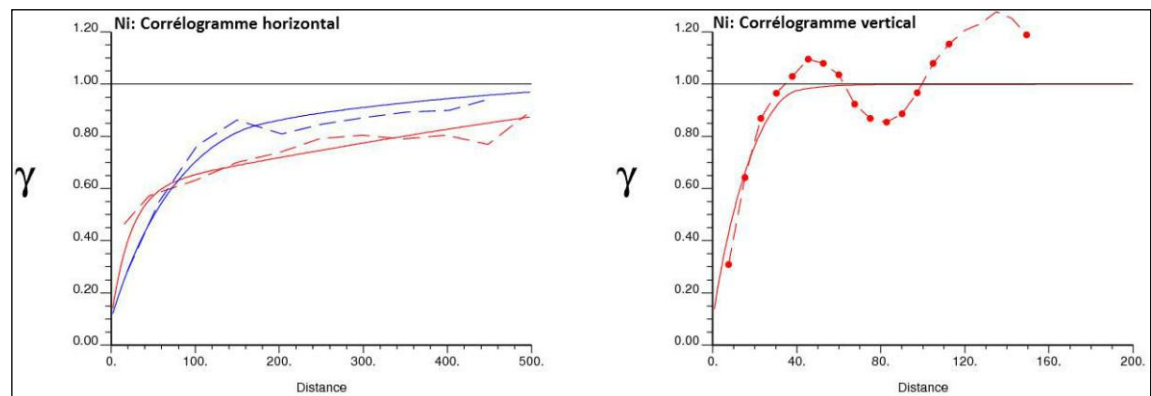
La modélisation variographique est basée sur une combinaison de quatre paramètres et dans la plupart des cas, le corrélogramme pour l'élément principal montre des structures de continuité relativement claires qui se prêtent bien à l'ajustement variographique.

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 x 20 x 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. Les blocs ont subi une rotation de 45 degrés selon l'axe vertical (Z), de façon à aligner les bordures des blocs avec la direction d'allongement de la minéralisation modélisée. 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 14-6.

Tableau 14-6 : Caractéristiques du bloc modèle Dumont

	Rotation (degrés)	Dimension du bloc (m)	Origine* (m)	Étendue (m)	Nombre de blocs
X	0	20	683 010	692 200	450
Y	0	20	5 394 510	5 390 975	200
Z	45	15	-700	425	75

Remarques: *Coordonnées UTM (NAD83, Zone 17)

14.2.3.1 Stratégie d'estimation pour les principaux éléments

Le tableau 14-7 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 14-7 : 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 14-8 présente des statistiques sur le pourcentage du bloc modèle rempli par passe d'estimation dans le cas du bloc modèle pour le nickel.

Tableau 14-8 : 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 ferrière, 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 1 420 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 coquilles 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 décroisonnées (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 x 60 m entre les forages pour la catégorie mesurée
 - 120 x 120 m entre les forages pour la catégorie indiquée
 - 240 x 240 m entre les forages pour la catégorie présumée.
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 x 100 x 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 x 20 x 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 (novembre 2010) définissent 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 nickélifère 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.

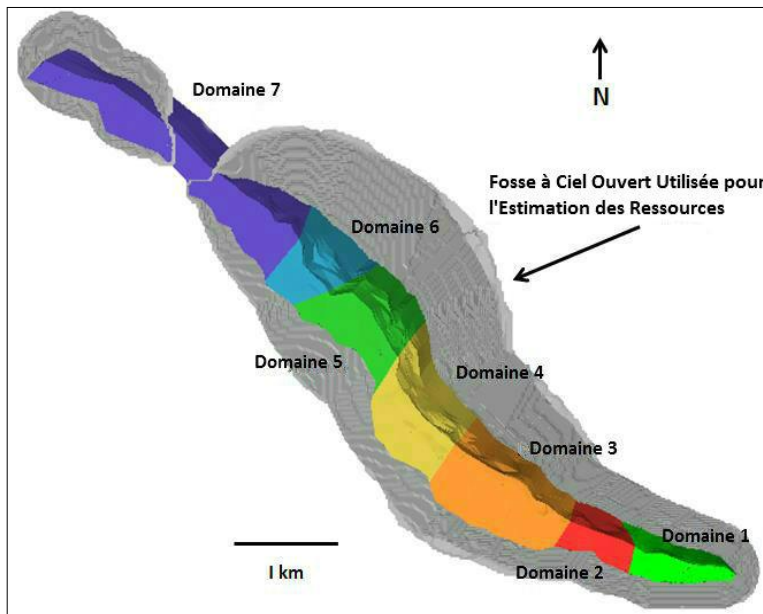
Les enveloppes conceptuelles de fosse de RNC (von Wielligh, 2013) ont été fournies par M. Anton von Wielligh, un ingénieur minier indépendant de RNC et SRK. L'estimation des ressources minérales présentée dans ce rapport a été préparée en utilisant une enveloppe de fosse élaborée dans le cadre de la modélisation des ressources minérales de 2012. Les paramètres d'optimisation utilisés par M. Anton von Wielligh sont décrits au tableau 14-9. La personne qualifiée juge que les coquilles conceptuelles de fosse utilisées pour circonscrire l'estimation des ressources minérales en 2013 ne seraient pas très différentes si les hypothèses actuelles (2019) d'optimisation des coquilles conceptuelles étaient utilisées. Les paramètres techniques resteraient les mêmes et les prix des métaux en dollars canadiens demeurent constants, compte tenu du fait que la diminution du prix du nickel en dollars américains utilisé comme hypothèse de 2013 à 2019 (9,00 \$ US/lb à 7,75 \$ US/lb) est compensée par une diminution correspondante du taux de change \$ US : \$ CA (0,90 à 0,75). La personne qualifiée juge aussi que la teneur de coupure de 0,15 % Ni utilisé est toujours raisonnable. 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 14-9 : 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 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 de la coquille 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 nickélifère Dumont à l'intérieur de la coquille 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, géo. (OGQ#1034, APGO#1847), une personne qualifiée indépendante appropriée aux fins du Règlement 43-101. Les ressources minérales pour le projet nickélifère Dumont sont présentées selon une teneur de coupure de 0,15 % Ni. L'estimation des ressources minérales pour le projet Dumont est résumée au tableau 14-10 et a une date d'effet au 30 mai 2019.

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 14-11. 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 14-10 : Estimation de ressources minérales, projet nickélique Dumont, Québec, SRK Consulting (Canada) Inc., 30 mai 2019*

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		

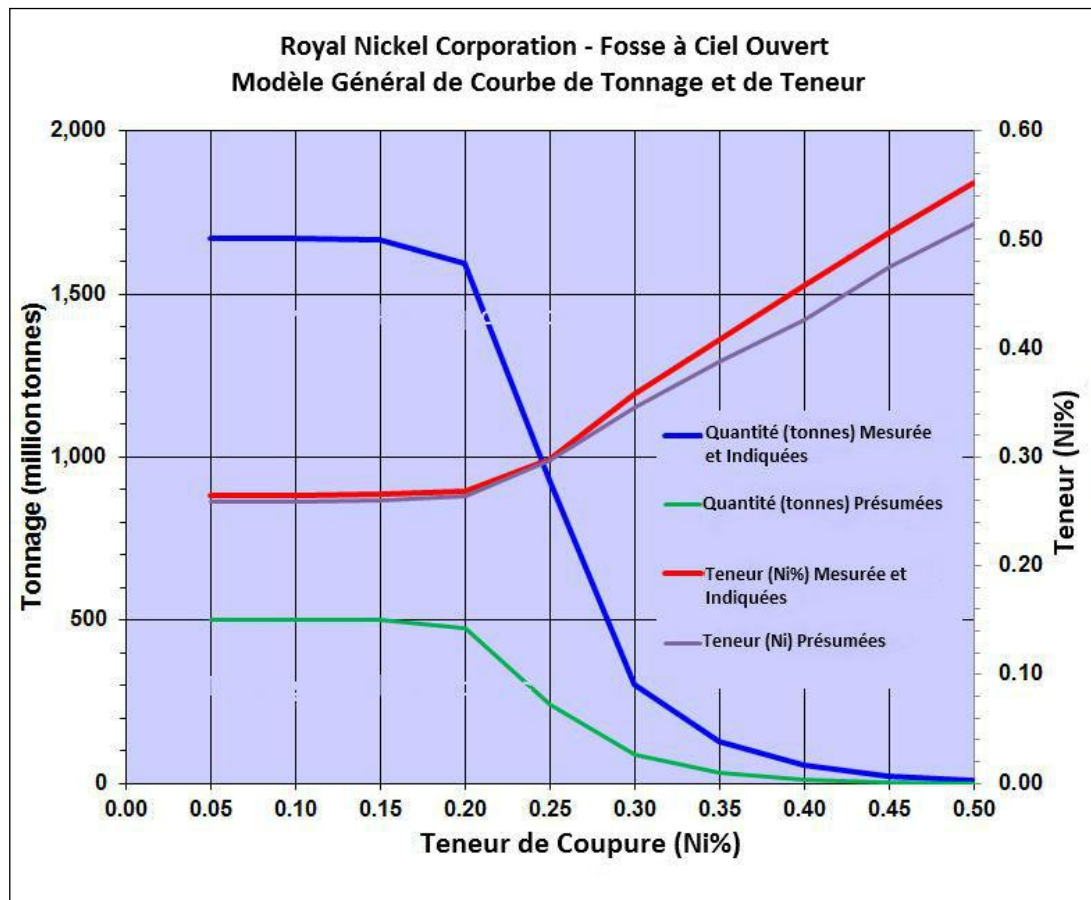
Remarque : Présenté selon une teneur de coupure de 0,15 % Ni à l'intérieur des coquilles conceptuelles de fosse optimisées en utilisant un prix de 9,00 \$ US/lb de nickel, un taux de récupération métallurgique et d'usinage moyen de 40 %, des frais de traitement et G&A de 6,30 \$ US par tonne usinée, 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 14-11 : Estimations des quantités et des teneurs* dans les catégories mesurées et indiquées du bloc modèle exploitables par fosse à différentes teneurs de coupure

Teneur de coupure Ni (%)	Volume (km ³)	Tonnage (kt)	Ni (%)	Volume (km ³)	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 nickélique 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 (30 mai 2019)*

Catégorie	(kt)	Teneur		Catégorie	(kt)	Métal contenu		Catégorie	(kt)
		Ni (%)	Co (ppm)			Ni (%)	Co (ppm)		
Prouvées	163 140	0,33	114	0,013	0,031	1 174	41	67	162
Probables	864 908	0,26	106	0,008	0,017	4 908	202	220	466
Total	1 028 048	0,27	107	0,009	0,019	6 082	243	287	627

Remarque : * Présenté selon une teneur de coupure de 0,15 % nickel, à l'intérieur d'un modèle de la fosse finale aménagée. Ce modèle est basé sur une coquille de fosse optimisée selon la méthode Lerchs-Grossmann, en utilisant un prix de 4,05 \$ US/lb de nickel, un taux de récupération métallurgique moyen de 43 %, des coûts de traitement marginaux et G&A de 4,10 \$ US par tonne usinée, un taux de change à long terme de 1,00 \$ CA = 0,75 \$ US, un angle de pente global dans la fosse de 40° à 50° selon le secteur, et un taux de production de 105 kt/j. Les réserves minérales tiennent compte de facteurs de 0,33 % pour les pertes minières et de 0,43 % pour la dilution, qui seront encourues à l'interface entre la minéralisation et les roches stériles. 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.

Les réserves ont été estimées par David Penswick, P. Eng., 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 une coquille de fosse optimisée selon la méthode Lerchs-Grossman (LG), en utilisant un prix du nickel de 4,05 \$ US/lb, soit un prix considérablement plus faible que la prévision à long terme, qui est de 7,75 \$ US/lb. Les réserves tiennent compte de facteurs de 0,43 % pour la dilution et de 0,33 % pour les pertes minières.

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.

Le scénario de base suppose que la totalité du concentré sera grillé, de telle sorte que seul le nickel sera récupéré. Advenant des prix plus élevés pour les sous-produits que ce que les prévisions laissent entrevoir, il pourrait être plus rentable de traiter la totalité ou une partie du concentré par fusion et affinage conventionnels, ce qui permettrait de récupérer des quantités économiques de cobalt, de platine et de palladium. Par ailleurs, Dumont contient 44,9 Mt de magnétite potentiellement économique.

15.2 Survol de la procédure d'estimation des réserves

Afin de s'assurer que le dimensionnement du projet Dumont était optimal, les réserves ont été estimées selon une procédure itérative, qui se résume comme suit :

- Les travaux de conception de la mine pour l'étude de faisabilité (ÉF) utilisent le bloc modèle des ressources décrit au chapitre précédent. Ce modèle incluait le contenu estimatif en métaux économiques, soit le nickel, le cobalt, le platine, le palladium et le fer (dans la magnétite). Le

bloc modèle des ressources comprenait également la récupération estimative de chaque métal non-ferreux économique au concentré, ainsi que la teneur associée du concentré nickélifère qui serait produit, et ce pour chaque bloc du modèle.

- Le revenu 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). Le scénario de base suppose que la totalité du concentré sera grillé, ce qui se solde par un montant payable plus élevé et des charges de réalisation plus faibles pour le nickel, aux dépens des crédits pour les sous-produits. D'autres scénarios alternatifs décrits au chapitre 24 examinent l'impact de traiter la totalité ou une partie du concentré produit en fonderie; dans ce cas le montant payable est plus faible et les charges de réalisation plus élevées, toutefois ces éléments sont contrebalancés par les crédits pour les sous-produits.
- L'algorithme LG a été appliqué en deux phases pour définir la coquille finale optimale de la fosse devant servir à la préparation du modèle de fosse aménagée. La première phase (« avant-dernière ») utilisait le bloc modèle élaboré pour l'ÉF de 2013, ainsi que les recommandations de pente et les estimations de coûts tirées de cette étude antérieure. Les coquilles imbriquées générées à l'avant-dernière phase ont été évaluées au moyen d'un modèle technico-économique. Le résultat de cette évaluation est une coquille de fosse optimale environ 20 % plus petite et contenant 10 % moins de minerai que la coquille de l'ÉF de 2013. Cette évaluation a aussi permis d'établir la séquence de développement optimale et la structure de coûts associée. Ces critères, ainsi que les recommandations révisées pour les pentes, basées sur les unités rocheuses où les parois finales de l'avant-dernière phase étaient situées, ont été appliqués au bloc modèle ayant subi une rotation tel que décrit au chapitre 14 afin de produire la coquille finale ou « ultime ».
- L'aménagement détaillé de la fosse a été produit pour la coquille ultime. Ce modèle utilise des angles inter-rampe conformes aux recommandations des consultants géotechniques, et des rampes suffisamment larges pour accommoder les camions de 290 t assistés d'un système de trolley qu'il est prévu d'utiliser.
- Une dilution imprévue et des pertes à l'extraction ont été appliquées pour l'estimation des réserves, pour refléter le potentiel de pertes additionnelles et de dilution qui se produiraient lors de l'extraction minière au contact supérieur entre la minéralisation et la roche stérile.
- 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. Il est à noter que la quantité de matériel affecté par la sélection de la teneur de coupure est limité, puisque le fait d'augmenter la valeur de coupure à 10 \$/t a pour effet de réduire la quantité totale de minerai de 3,2 % tout en réduisant la VAN de 0,5 %.

15.3 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 au tableau 15-2. Il est à noter que les principales hypothèses macroéconomiques, incluant le prix du Ni et le taux de change à long terme pour le dollar canadien, ont été révisés au cours de l'étude. Les hypothèses actuelles (prix du Ni = 7,75 \$ US/lb; 1,00 \$ CA = 0,75 \$ US) résultent en une valeur NSR par bloc plus élevée que celle utilisée pour calculer les valeurs des blocs. Si l'on refaisait le calcul de la valeur NSR en utilisant les hypothèses macroéconomiques actuelles, certains blocs définis comme étant subéconomiques seraient inclus dans les réserves économiques. Toutefois, tel que noté ci-dessus, le tonnage de minéralisation à

valeur marginale est négligeable et n'aurait pas un impact significatif sur la rentabilité globale du projet.

Les principales hypothèses employées dans le calcul des valeurs NSR sont les suivantes :

- Le scénario de base suppose que la totalité du concentré serait grillé dans des installations en Chine. La contribution économique potentielle et les charges de réalisation associées aux sous-produits de cobalt et d'ÉGP ont donc été exclues des calculs. Le scénario de base suppose aussi aucune production de magnétite commercialisable. L'impact de ces sous-produits et des hypothèses s'y rapportant est abordé au chapitre 24.
- 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 % à un sommet de 34 %.

Tableau 15-2 : Calcul des valeurs NSR pour le nickel de Dumont

Item	Unités	Scénario de base (grillage)
Prix du nickel au LME ¹	\$ US/lb	7,50 \$ US
Taux de change \$ CA ¹	1,00 \$ CA =	0,77 \$ US
Teneur du concentré	% Ni	29,3 %
Transport du concentré ²	\$ US/t	93 \$ US
Usinage du concentré ³	\$ US/t	s.o.
Affinage du Ni ²	\$ US/lb	s.o.
Payables ³	% de métal contenu	91,5 %

Remarques : 1. Les hypothèses macroéconomiques utilisées pour le calcul des valeurs NSR ont ultérieurement été révisées aux fins de l'évaluation économique. 2. Les frais de transport comprennent le transport ferroviaire jusqu'à la ville de Québec (libellé en \$ CA mais pour simplifier, converti en \$ US au taux à long terme utilisé comme hypothèse) et le transport maritime jusqu'en Chine. 3. Les modalités commerciales typiques pour le traitement de concentré de Ni ne s'expriment plus en taux fixes pour le traitement et l'affinage mais plutôt comme une déduction des pourcentages payables. Les frais de traitement et d'affinage implicites pour les hypothèses présentées au tableau 15-2 seraient de 0,45 \$ US/lb Ni.

15.4 Coquilles de fosses LG – Avant-dernière 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 les frais G&A du NSR pour chaque bloc (les blocs de matériel stérile avec aucune valeur NSR ont donc une valeur nette négative).

L'avant-dernière itération de l'analyse LG a été effectuée en utilisant le modèle des ressources de l'ÉF de 2013 et des hypothèses de coûts indexés à partir de ceux de l'ÉF de 2013. Ces coûts comprennent notamment :

- Des coûts d'extraction minière incluant :
 - un coût de base de 1,50 \$/t (pour les blocs situés au niveau ou au-dessus de l'élévation des sorties de la fosse); et
 - un coût incrémentiel de 0,05 \$/t par gradin de 15 m de profondeur sous la sortie. Il est à noter que ces coûts incrémentiels ne tiennent pas compte de la réduction des coûts qui résulterait de l'implantation d'un système de trolley pour le halage.
- Les coûts de traitement marginaux de 5,00 \$/t de minerai

- des frais G&A de 0,50 \$/t de minerai

Des angles de pente globaux ont été assignés aux différents secteurs selon les recommandations de l'ÉF de 2013.

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 facteur de revenu (FR, ou pourcentage du prix du métal à long terme), il a été possible de générer des cônes imbriqués de valeur croissante, pouvant être utilisés pour identifier la séquence de développement optimale. Les plus petites coquilles de fosse ont été générées à un FR de 21 (21 % du prix de nickel de 7,50 \$ US = 1,58 \$ US). Des coquilles ont été générées pour chaque augmentation de 1 % subséquente dans le prix du Ni, puis des coquilles ont été sélectionnées pour étudier 13 phases potentielles de développement minier tel que résumé au tableau 15-3. Il est à noter que le processus de regroupement tient compte des restrictions pratiques liées au fait que l'extraction minière se fera au moyen de gros équipements et n'est pas uniquement fondé sur le FR.

Tableau 15-3 : Avant-dernière itération LG – Phases de développement de la fosse

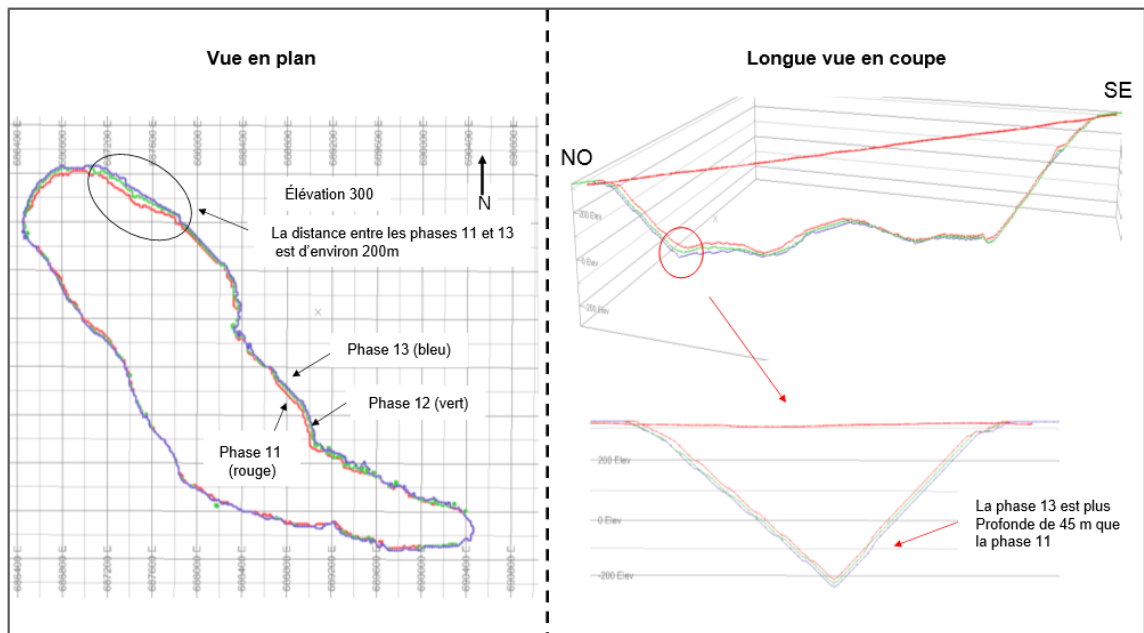
Phase	Facteur de revenus	Minerai (Mt)	Roches stériles (Mt)	TOTAL (Mt)	Ratio de décapage	Teneur (% Ni)	Récup. moy.	NSR (\$/t)
1	45 %	8	9	17	1,24	0,246	49.3	22,5 \$
2	33 %	131	100	231	0,77	0,288	46.1	2,80 \$
3	42 %	106	251	356	2,37	0,274	44.8	22,97 \$
4	43 %	69	55	124	0,80	0,270	37.3	18,78 \$
5	43 %	183	83	267	0,45	0,256	39.5	18,85 \$
6	47 %	72	152	223	2,11	0,253	38.3	18,25 \$
7	45 %	87	30	116	0,34	0,248	42.6	19,60 \$
8	50 %	55	103	158	1,87	0,251	37.1	17,56 \$
9	48 %	47	43	90	0,92	0,294	45.3	24,58 \$
10	49 %	159	6	165	0,04	0,284	47.1	24,86 \$
11	55 %	137	154	291	1,13	0,275	44.7	22,74 \$
12	57 %	81	124	206	1,53	0,258	40.8	19,24 \$
13	59 %	78	122	200	1,57	0,259	39.5	18,53 \$
Total jusqu'à la phase 11		1 053	987	2 040	0,94	0,270	43,0	21,65 \$
Total jusqu'à la phase 13		1 212	1 234	2 446	1,02	0,268	42,7	21,29 \$
Sélectionné comme coquille de fosse finale optimale								

Les treize phases ont été évaluées en utilisant un modèle technico-économique dans un chiffrier. L'évaluation a révélé que la VAN augmentait assez rapidement jusqu'à la phase 11, puis de façon modérée mais toujours en croissance jusqu'à la phase 13. Il était prévu que lorsque les contraintes

techniques seraient appliquées au modèle, le rendement économique des phases 12 et 13 serait, tout au plus, à peu près équivalent à celui de la phase 11. Le scénario plus court a donc été sélectionné comme fondement pour l'itération finale LG. Il est à noter que l'évaluation ne s'est pas poursuivie au-delà de la phase 13 puisque le tonnage total et l'empreinte d'exploitation associée approchaient des limites pour lesquelles les permis avaient été octroyés.

La figure 15-1 compare l'empreinte des phases 11 à 13. Le seul secteur qui est sensiblement différent d'une à l'autre affecte environ 1 km d'étendue latérale dans le secteur nord-ouest, où l'écart entre la phase 11 et la phase 13 s'élève à 200 m. Pour s'assurer que la mine, une fois en exploitation, ait la capacité de reculer les parois jusqu'à la phase 13 (si les conditions économiques futures le justifient), une zone-tampon de 400 m a été utilisée pour situer les infrastructures dans ce secteur.

Figure 15-1 : Avant-dernière itération LG – comparaison des phases 11 à 13



Source: RNC.

15.5 Coquilles de fosses LG – Itération finale

L'évaluation de l'itération finale LG a été effectuée en utilisant le modèle de ressources mis à jour élaboré pour l'ÉF actuelle. Ce modèle a subi une rotation. Comparativement au modèle qui n'avait pas subi de rotation, la dilution prévue avec le nouveau modèle est environ 2 % plus faible pour l'aménagement sélectionné.

Les hypothèses de coûts utilisées pour l'itération finale ont aussi été mises à jour, en utilisant les résultats de l'avant-dernière itération, qui étaient basés sur l'aménagement sélectionné ainsi que des soumissions actuelles de fournisseurs de biens et de services. Les coûts révisés sont résumés ci-dessous; ils ne sont pas très différents de ceux utilisés pour l'avant-dernière itération :

- Des coûts d'extraction minière incluant :
 - un coût de base de 1,56 \$/t (pour les blocs situés au niveau ou au-dessus de l'élévation des sorties de la fosse); et

- un coût incrémentiel de 0,028 \$/t par gradin de 15 m de profondeur sous la sortie. Il est à noter que ces coûts incrémentiels ne tiennent pas compte de la réduction des coûts qui résulterait de l'implantation d'un système de trolley pour le halage.
- Des coûts de traitement marginaux de 5,07 \$/t de minerai.
- Des frais G&A de 0,56 \$/t de minerai.

Les angles de pente globaux ont été révisés en portant une attention particulière aux éléments suivants :

- Les premiers 70 m de la fosse, où les gradins seront de 10 m (tel qu'abordé au chapitre 16);
- Les zones de coalingite, où la conception des pentes est plus prudente que le scénario antérieur.

Les résultats de l'itération finale LG ont été évalués de la même façon que ceux de l'avant-dernière itération, en utilisant un facteur FR de 54 pour le modèle de fosse aménagée. Une comparaison du scénario à un FR de 54 et la phase 11 de l'avant-dernière itération est présentée au tableau 15-4.

Tableau 15-4 : Comparaison de l'itération finale LG à un FR de 54 et la phase 11 de l'avant-dernière itération

Élément	unité	Avant-dernière itération	Itération finale
Minerai	Mt	1053	1075
Matériel total	Mt	2040	2108
Ratio de décapage	Stérile : minerai	0,94	0,96
Teneur	% Ni	0,268	0,270
Nickel contenu	Mlbs	6227	6391
Récupération	% de contenu	43,0	43,3
Nickel récupéré	Mlbs	2681	2770
NSR	\$C/t	21,65\$	21,86\$

15.6 Modèle de fosse aménagée

Les coquilles de fosses générées à l'aide de l'algorithme LG représentent des modèles théoriques et, bien que les murs finaux respectent les contraintes imposées au niveau de la pente globale, elles ne peuvent être considérées comme des modèles pratiques puisqu'aucune provision n'est allouée pour les rampes. Le modèle de fosse aménagée inclut des rampes des largeurs suivantes :

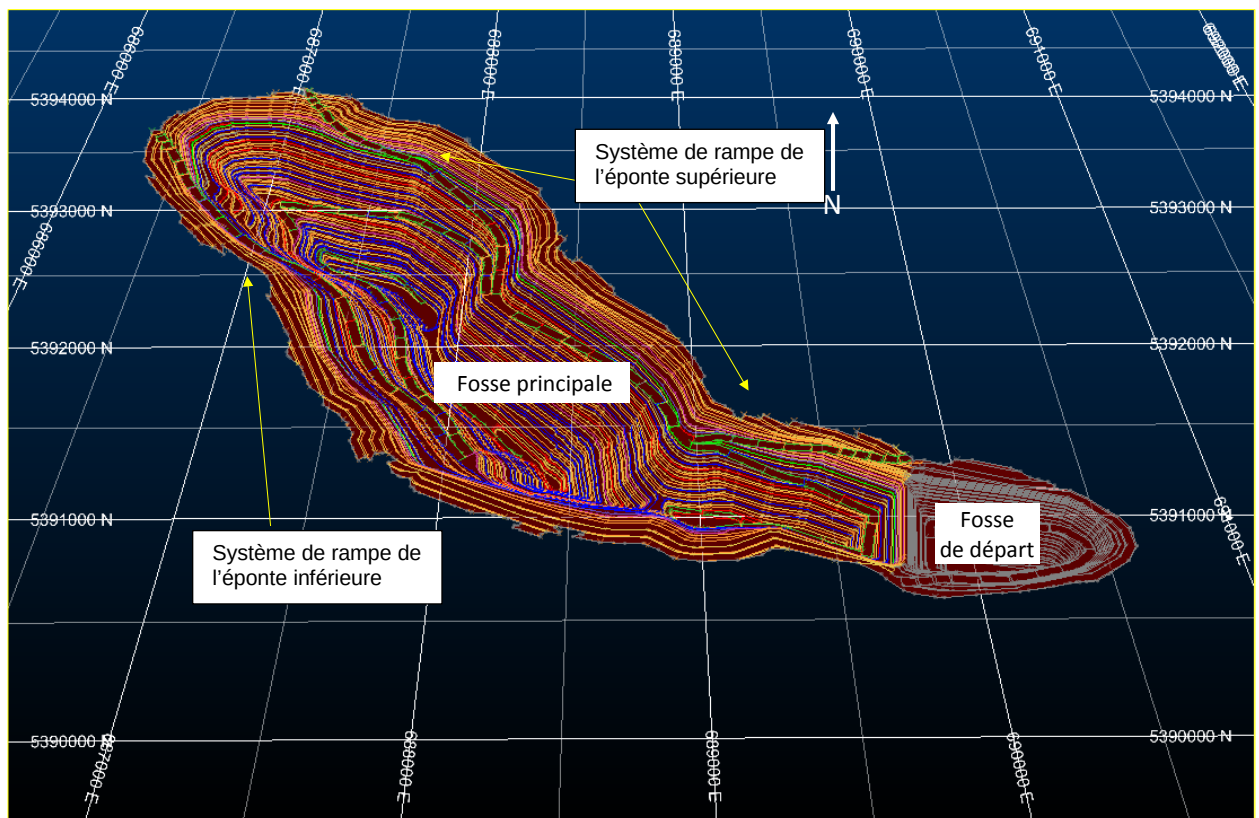
- 37 m pour la circulation de camions de 290 t dans les deux sens, dans les secteurs où le système de trolley ne sera pas utilisé (la largeur de la rampe équivaut à environ 4,0x la largeur de circulation des camions et est suffisante pour 3 voies de circulation avec un fossé et une berme);
- 42 m pour la circulation de camions de 290 t dans les deux sens dans les secteurs où le système de trolley sera utilisé;
- 20 m dans les secteurs de faible circulation et/ou dans les secteurs où des camions de 90 t seront utilisés, incluant lors de la phase initiale de développement qui sera ultérieurement

utilisée pour sa capacité de stockage de réserve durant le reste des opérations normales dans la fosse.

La figure 15-2 illustre la fosse finale aménagée. Les aspects suivants du modèle sont à noter :

- La « fosse de départ » (« *starter quarry* ») à l'extrémité sud-est est l'endroit où les activités d'extraction minière débuteront (il s'agit du seul affleurement). Durant la période de prédécapage, environ 14 Mt seront excavées afin de créer un réservoir d'une capacité d'environ 5 Mm³. Ce réservoir sera utilisé pour répondre aux besoins en eau lors du démarrage de l'usine (avant que le parc à résidus n'ait atteint l'état d'équilibre) ainsi que comme réservoir d'appoint lors des crues printanières et autres périodes de précipitations intenses.
- La fosse principale est une excavation de 2 003 Mt qui sera en exploitation jusqu'à la fin de l'an 19. Le modèle prévoit des systèmes de rampes distincts dans les épentes supérieure et inférieure. Ceci permet de réduire le risque géotechnique, puisque l'instabilité dans un secteur a moins d'impact si les véhicules peuvent choisir parmi de multiples sorties.
- Lorsque les travaux d'extraction minière seront terminés dans la fosse principale, les résidus miniers seront déposés dans l'excavation résultante et il ne sera plus nécessaire d'utiliser la fosse de départ comme réservoir d'eau. L'extraction minière reprendra alors dans la fosse de départ, et 63 Mt de plus y seront extraites sur une période de quatre ans.

Figure 15-2: Fosse finale aménagée



Source: RNC.

Une comparaison entre le modèle de fosse aménagée et la coquille de l'itération finale LG selon un FR de 54 sur laquelle le modèle est basé est présentée au tableau 15-5.

Tableau 15-5 : Comparaison entre le modèle de fosse aménagée et la coquille ultime LG selon un FR de 54

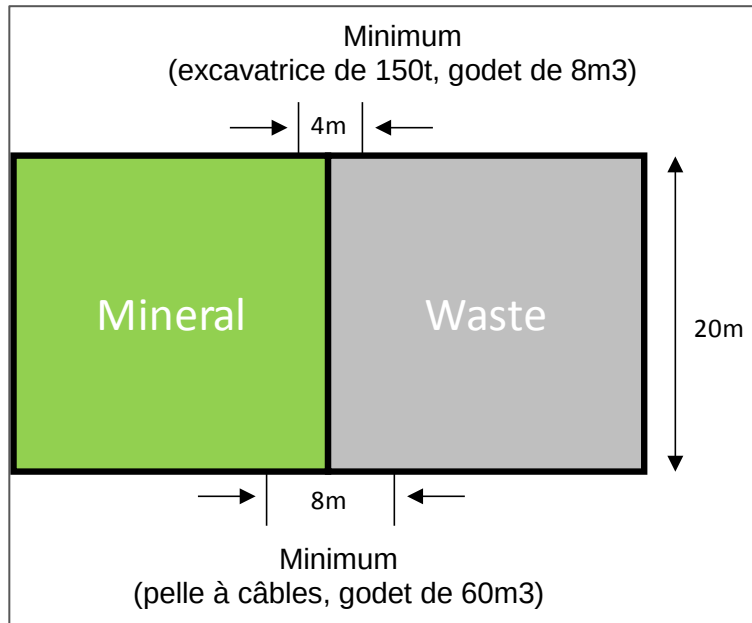
	Minerai (Mt)	Teneur (% Ni)	Ni contenu (Mlbs)	Récupération (% du Ni contenu)	Ni récupéré (Mlbs)	Stériles (Mt)	Ratio de décapage
LG ultime	1 075	0,270	6 391	43,3 %	2 770	1 033	0,96
Fosse aménagée	1 028	0,268	6 082	43,1%	2 624	1 052	1,02
Variance	-4,4%	-0,6%	-4,8%	-0,4%	-5,3%	1,9%	6,6%

15.7 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.

De la dilution et des pertes minières imprévues (définies comme des facteurs de dilution qui ne sont pas déjà intégrés dans le bloc modèle) pourraient potentiellement se produire aux contacts entre le minerai et les roches stériles. Une provision a été allouée pour le mélange de 2 à 4 m de roche stérile avec un tonnage équivalent de minéralisation de part et d'autre de chaque contact (voir la figure 15-3 ci-dessous). L'étendue de mélange correspond à la largeur des godets des différentes unités de chargement qui seront utilisées, ainsi que l'espacement des forages de production (environ 2x la largeur des godets et par conséquent, l'étendue combinée de dilution et de pertes minières imprévues). La minéralisation à Dumont est disséminée, formant de grandes zones de minerai continues entre les contacts avec les roches stériles dans l'éponte supérieure et l'éponte inférieure, de telle sorte que le tonnage de minéralisation situé le long des contacts est limité. Par conséquent, la dilution globale sera faible, à 0,43 % sur la durée de vie de la mine. La minéralisation est de nature graduelle, les plus hautes teneurs se trouvant au cœur de la zone minéralisée. Ainsi, la teneur moyenne au contact est plus basse que la teneur moyenne globale et les pertes minières sont faibles, à 0,33 %, pour une récupération minière estimée à 99,67 %.

Figure 15-3: Dilution et pertes minières au contact minerais-stérile (vue en plan)



15.8 Teneur de coupure

Les teneurs 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 (le Ni seulement pour le scénario de base, mais potentiellement incluant le Co, le Pt et le Pd si la mine, une fois en exploitation, traite la totalité ou une partie du concentré en fonderie; ainsi que la magnétite si ce minéral est éventuellement récupéré). 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'usage, incluant les dépenses en immobilisations de maintien qui seraient effectivement affectées sur une base par tonne (par exemple, l'entretien annuel de l'usine); et
- G&A.

Il est à noter que le calcul des coûts marginaux exclut les coûts associés au parc à résidus terrestre puisque ces installations auront été mises hors service et que les résidus miniers seront pompés dans la fosse excavée lorsque viendra le temps de traiter les stocks de minerai à plus basse teneur.

Tel qu'illustré au tableau 15-6, ces coûts totalisent environ 7 \$/tonne. Cette valeur de coupure calculée théoriquement a aussi été testée de façon itérative en ajustant la teneur de coupure à la hausse et en refaisant la cédure 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. Il est à noter que le tonnage de minéralisation dont la valeur se situe entre 6 \$ et 10 \$ par tonne est limité (34 Mt ou ~ 3 % des réserves totales), de telle sorte que l'impact sur la VAN d'un changement de la teneur de coupure entre 6 \$ et 10 \$/tonne est de moins de 0,5 %.

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. Le tableau 15-6 résume les résultats de ces calculs, montrant que la teneur de coupure théorique est de 0,08 % Ni.

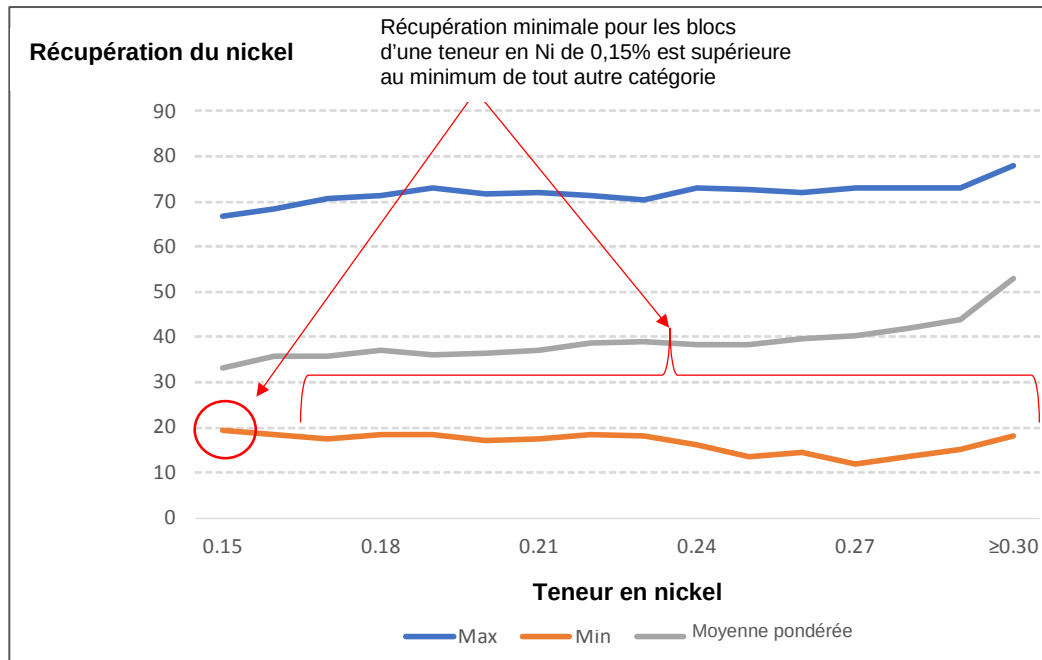
L'une des variables critiques dans le calcul montré au tableau 15-6 est la récupération métallurgique. La récupération est généralement fonction de la minéralisation et ne varie pas en fonction de la teneur. Tel qu'illustré à la figure 15-4, le taux de récupération minimal pour tous les blocs dont la teneur est de 0,15 % est en réalité plus élevé que la valeur minimale pour toutes les autres catégories de teneurs. Toutefois, pour tenir compte de la possibilité qu'une minéralisation à plus basse teneur présente une récupération plus faible, la teneur de coupure théorique de 0,08 % Ni a été augmentée d'environ 80 % 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.

Tableau 15-6 : Calcul de la teneur de coupure

Paramètre	Unités	Valeur
Ni	\$ US /lb	7,75 \$
Réalisation	\$ US /lb	0,45 \$
NSR	\$ US/lb	7,30 \$
F/X	\$ CA =	0,75 \$
Revenu net de fonderie (NSR)	\$/lb	9,73 \$
Remaniement à la mine ¹	\$/t	1,27 \$
Coût de l'usine ¹	\$/t	4,95 \$
Frais G&A ¹	\$/t	0,56 \$
Dép. en immob. de maintien ^{1,2}	\$/t	0,23 \$
Sous-total	\$/t	7,01 \$
Ni payable	lb/t minerais	0,72
Payables	lb/t minerais	91,5 %
Ni récupéré	lb/t minerais	0,79
Récupération moyenne	% du Ni contenu	43 %
Ni contenu	lb/t minerais	1,83
Teneur d'alimentation	%Ni	0,08

Remarques : 1. Résultat final de la modélisation financière pour le modèle de fosse aménagée, 2. Les dépenses en immobilisations de maintien pour la période suivant la fermeture de la fosse (lors du remaniement des stocks de minerais à plus basse teneur)

Figure 15-4 : Récupération du Ni par catégorie de teneur



15.9 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 de 12 \$/t lors des deux dernières années d'exploitation de la mine (ans 23 et 24), lorsque la fosse principale aura été entièrement exploitée et que la fosse de départ sera agrandie jusqu'à ses limites finales. La valeur de coupure la plus élevée pour le minerai tout-venant est de 32 \$/t et sera utilisée à l'an 6, immédiatement avant l'expansion de l'usine à une capacité de 105 kt/j.

Cette valeur de coupure variable est prise en compte au tableau 15-7, qui illustre la conversion des ressources en réserves. Les réserves dans la fosse présentées au tableau 15-7 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 15-7 : Conversion des ressources en réserves (les nombres ont été arrondis, ainsi les totaux pourraient ne pas correspondre à la somme des composantes)

Matériel dans la fosse finale aménagée	Ressources mesurées			Ressources indiquées			Total		
	Kt	% Ni	Ni M lbs	Kt	% Ni	Ni M lbs	kt	% Ni	Ni M lbs
Ressources	336 759	0,29	2 121	691 289	0,26	3 982	1 028 048	0,27	6 104
Minerai tout-venant	163 140	0,33	1 176						
Stocks	173 620	0,25	946						
Dilution	1 370	0,00	0	3 039	0,00	0	4 410	0,00	0
Minerai tout-venant	293	0,00	0						
Stocks	1 077	0,00	0						
Pertes minières	1 370	0,20	6	3 039	0,21	15	4 410	0,21	21
Minerai tout-venant	293	0,23	1						
Stocks	1 077	0,19	5						
Réserves prouvées	163 140	0,33	1 174				163 140	0,33	1 174
Réserves probables	173 620	0,25	941	691 289	0,26	3 968	864 908	0,26	4 908
Total des réserves	336 759	0,29	2 114	691 289	0,26	3 968	1 028 048	0,27	6 082

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'étude de faisabilité (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'ÉF de 2013.

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 SIG ont été utilisées pour réaliser un modèle en 3D des eaux souterraines pour le projet en 2013 (SRK (2012), ci-après le « modèle ES 2013 »). Les paramètres hydrauliques, obtenus à partir des résultats des essais sur le terrain, ont été assignés aux domaines du modèle. Ce modèle a depuis été mis à jour afin de tenir compte de l'aménagement révisé pour le parc à résidus (Golder (2019), ci-après le « modèle ES 2019 »). Toutefois, au moment de la publication de la présente étude, le modèle 2019 n'avait pas été mis à jour pour refléter l'aménagement révisé de la fosse. Les résultats obtenus à partir du modèle 2019 sont les suivants :

- Le volume d'eau souterraine qui se déverse dans la fosse (données du bilan hydrique du site) a été estimé entre 3 700 et 4 900 m³/j pendant les opérations minières. Le modèle de fosse de 2019 est environ 50 m moins profond, mais son empreinte est similaire à celle de 2013, de telle sorte que l'estimation des entrées d'eaux souterraines dans la fosse demeure raisonnable pour le plus récent modèle de fosse; et
- Les conditions aux limites ont été utilisées lors de la modélisation de la pression interstitielle des parois de la fosse pour le programme géotechnique.

Une modélisation de la pression interstitielle a été réalisée en sections 2D héritées des modèles de stabilité des pentes. Étant donné que le plus récent modèle de fosse n'était pas inclus dans le modèle ES 2019, les conditions limites extraites du modèle ES 2019 ont été spécifiées comme étant distales de la crête de la fosse. Des scénarios spécifiques ont été modélisés, notamment en conditions « non drainées » et « drainées », afin de tester la sensibilité des pentes à différentes conditions de pression interstitielle. Les conditions « non drainées » supposaient que la perméabilité n'augmenterait pas près de la paroi de la fosse en raison de dommages occasionnés par le dynamitage, tandis que les conditions « drainées » supposaient que la zone la plus endommagée, près de la paroi de la fosse, serait librement drainée. La délimitation des zones de dommages est inspirée de la géométrie du modèle de stabilité des pentes, désignées D1 à D4 en se dirigeant en profondeur dans la paroi simulée de la fosse, où les dommages et les effets de dilatation diminuent en profondeur. Ces zones de dommages étaient de profondeur et d'étendue similaires sur toutes les sections et sont abordées plus en détail à la section 16.2.1.

Là où la stabilité des pentes était sensible à la pression interstitielle, la position de la surface de drainage libre a été déplacée jusqu'à la prochaine zone de dommages la plus profonde afin d'arriver à une estimation des conditions de pression interstitielle requises pour assurer la stabilité des pentes.

La modélisation de la pression interstitielle n'a pas explicitement modélisé la dépressurisation anticipée des parois de la fosse, mais a plutôt servi à informer la modélisation de la stabilité quant à la répartition anticipée de la pression interstitielle lors de reculs spécifiques des parois en fonction des limites des zones de dommages. Par conséquent, la modélisation ne devrait pas être considérée comme une évaluation de la dépressurisation qui pourrait survenir, mais de ce qui sera nécessaire pour assurer la stabilité des pentes afin de respecter les coefficients de sécurité acceptés pour le projet.

La modélisation de la pression interstitielle des pentes de la fosse indique qu'une seule section, HW-06, nécessitera une dépressurisation. À proximité de cette section, l'eau devra être évacuée des parois de la fosse jusqu'à environ 30 m derrière la paroi. Des instruments de surveillance de la pression interstitielle, comme des piézomètres à fil vibrant, seront nécessaires pour suivre la performance du système d'évacuation de l'eau.

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'ÉPF (trois sondages de ~ 500 m);

- sondages géotechniques dédiés forés dans le cadre de l'ÉPF (dix sondages de ~ 500 m);
- sondages géotechniques dédiés forés dans le cadre de l'ÉF (onze sondages de ~ 500 m); et
- diagraphie géotechnique des sondages de ressources forés dans le cadre de l'ÉPF et de l'ÉF.

16.2.1 Modèle géotechnique

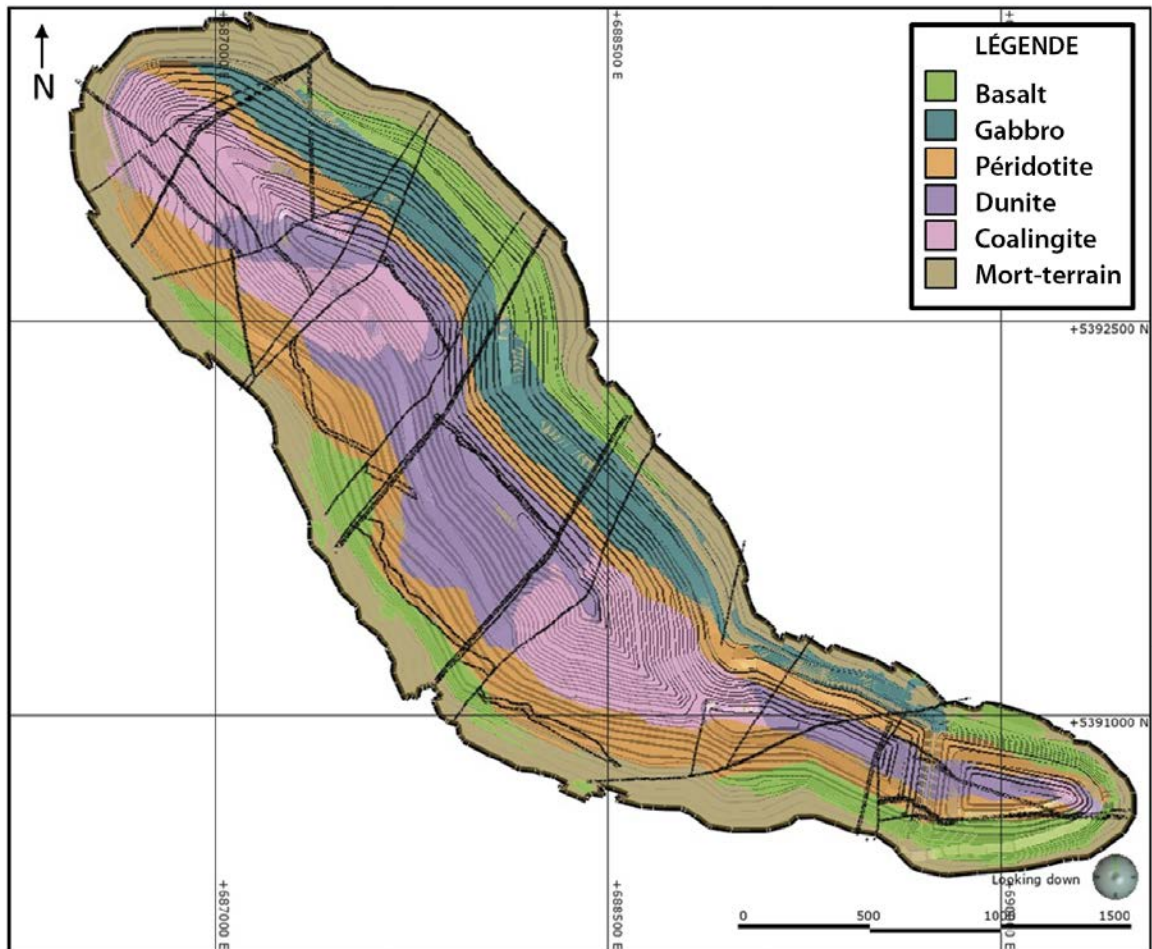
Des données géophysiques partielles existent pour environ 342 forages. De ceux-ci, la diagraphie de carottes orientées de 51 forages a permis d'obtenir plus de détails sur les paramètres géotechniques tels que l'orientation et la condition des joints. Le modèle géotechnique a été conçu en utilisant les 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 : la première en 2010, la deuxième en 2011 et la troisième, 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'éponte supérieure à l'éponte 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 la coquille de fosse proposée 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 le massif rocheux du gisement Dumont. Les paramètres évalués incluent la qualité de la roche (RQD), la fréquence des fractures, 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; une section transversale représentative est montrée à la figure 16-2.

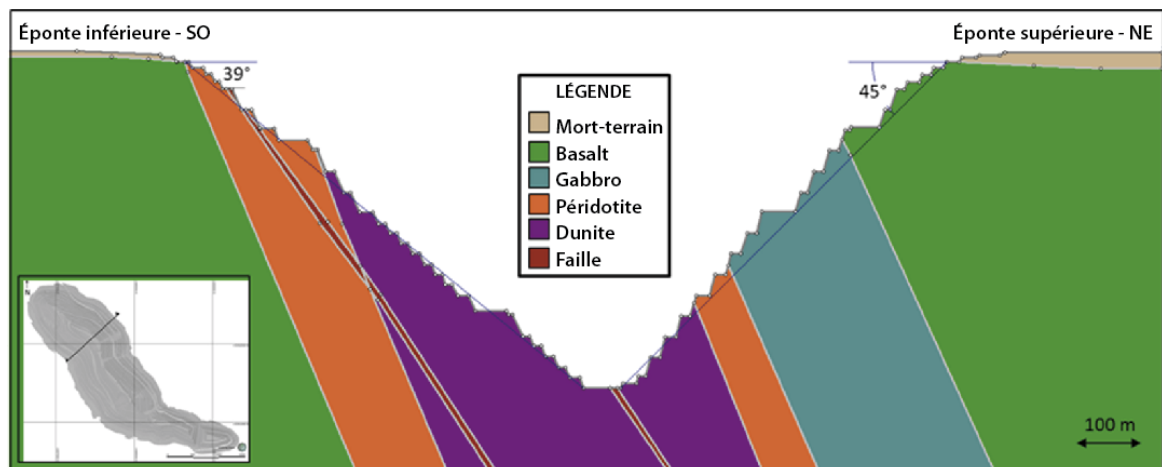
L'étude structurale a découvert trois domaines structuraux distincts pour le secteur de la fosse Dumont. Ces domaines sont bordés par des structures majeures et présentent des différences mineures à modérées en ce qui a trait à l'orientation et aux propriétés de la fracturation et de la foliation. Les failles orientées nord-est à sud-ouest plongent abruptement vers le sud-est. Des zones endommagées associées aux failles orientées parallèlement ou subparallèlement au filon-couche sont présentes. Ces failles parallèles au filon-couche 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 représentative 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 89 »
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 devraient être cinématiques. Il est anticipé que les modes de rupture seront par du glissement planaire sur l'éponte inférieure à l'échelle du gradin 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. Dans 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, tel qu'illustré à la figure 16-3, 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 de 20 m.

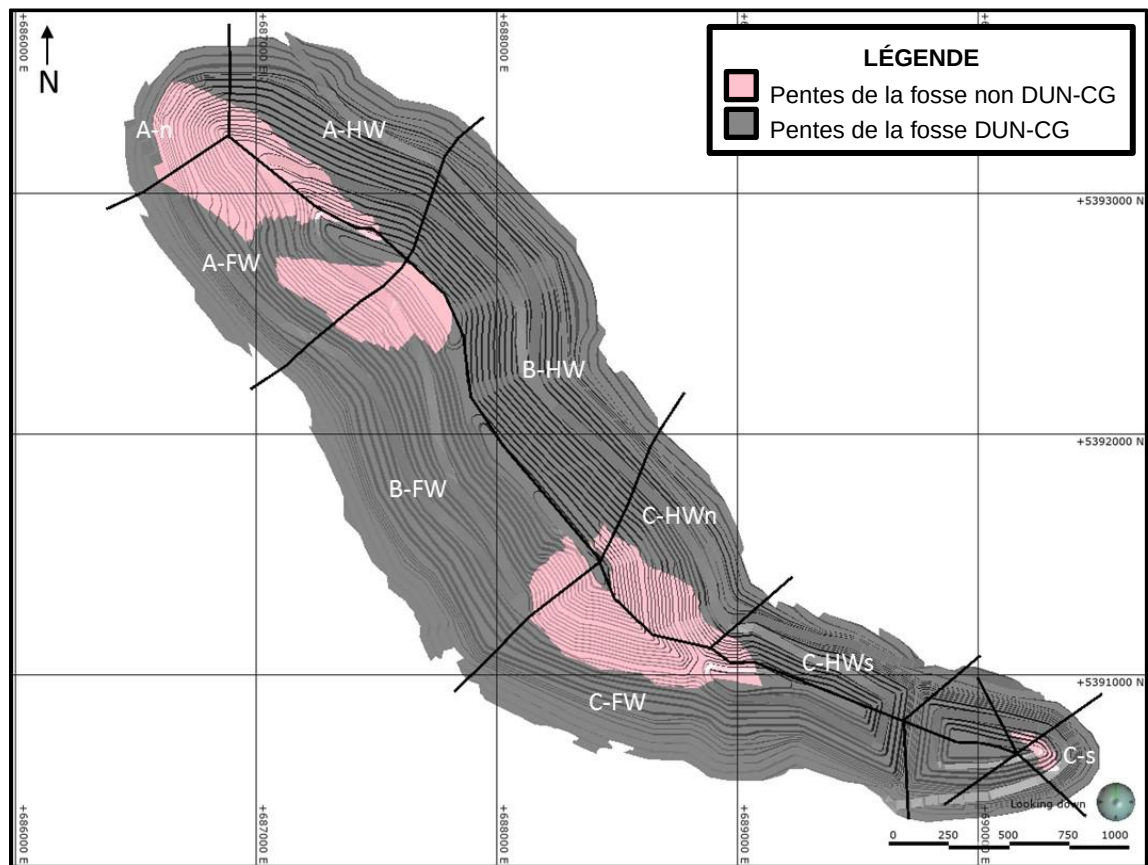
Ces paramètres d'aménagement abordent les éléments suivants :

- gradins simples ou doubles;
- largeur des gradins;

- angle de taille des gradins; et
- 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 berme 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					
Domaine/Secteur d'aménagement (dir.° du pendage de la face)		Gradin : hauteur (m)	Gradin : largeur (m)	Angle de taille des gradins (°)	Angle inter- rampe (°)
A-n (130), A-HW (200), C-HWn (250), C-s (270), et C-s' (090)	Non-CG	30	10,5	75	58
	Dun-CG	15	11,0		45
	Non-CG au-dessus de RL 260	10	6,0		49
	Dun-CG au-dessus de RL 260	10	7,5		44
B-HW (240) et C- HWs (200)	Non-CG	30	14,5	75	53
	Dun-CG	15	11,0		45
	Non-CG au-dessus de RL 260	10	6,0		49
	Dun-CG au-dessus de RL 260	10	7,5		44
A-FW (050) et C- FW (010)	Non-CG	30	10,5	70	54
	Dun-CG	15	10,5		43
	Non-CG au-dessus de RL 260	10	6,0		46
	Dun-CG au-dessus de RL 260	10	7,5		42
B-FW (060)	Non-CG	30	10,5	65	51
	Dun-CG	15	10,0		41
	Non-CG au-dessus de RL 260	10	6,0		43
	Dun-CG au-dessus de RL 260	10	7,0		41

Remarques : a) La hauteur d'empilage maximum permise est de 120 m; b) La largeur de la berme géotechnique est de 20 m; c) Un gradin simple à 15 m de haut; d) Pour les failles orientées à l'intérieur de $\pm 15^\circ$ 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; et 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 filon-couche, ce qui produira des pentes inter-rampe qui sont parallèles au contact basal du filon-couche. 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-damage. 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, le basculement (flambement) de blocs de roche peut survenir. Une provision a été allouée pour la possibilité d'éboulements dans le modèle et pourrait servir dans un secteur où les angles de pente seraient à améliorer une fois que les pentes initiales auront été établies dans les différents domaines et que la performance du massif rocheux pourra être évaluée à l'échelle du gradin et dans les zones inter-rampes.

16.2.3 Recommandations

À mesure que la fosse sera excavée, l'étendue de fracturation horizontale découlant du déchargement devra être évaluée. Si la fracturation s'étend plus profondément que ce qui est présentement anticipé, il pourrait être nécessaire d'utiliser des gradins de 10 m jusqu'à une plus grande profondeur.

Il pourrait potentiellement y avoir plus de failles dans le secteur de la fosse envisagée que celles qui ont déjà été interprétées. Des travaux supplémentaires (forage, cartographie géologique et géotechnique) sont nécessaires pour comprendre de manière satisfaisante la géologie structurale de certaines parties du secteur du gisement. Les possibles structures de failles parallèles aux parois dans la partie supérieure de la paroi ouest devront être investiguées plus en détail assez rapidement durant l'exploitation minière, afin d'évaluer le risque potentiel dans cette paroi supérieure, au niveau et à proximité de la principale rampe d'accès.

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 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.

L'étendue et l'influence de l'unité de dunite à coalingite et l'effet de sa dégradation en fonction du temps sur la stabilité des gradins et des rampes devra être investiguée et évaluée dès que l'unité en question sera exposée.

L'eau dans la fosse de départ au sud-est devrait être pompée pour garder la fosse vide afin d'éviter d'augmenter la pression d'eau dans les pentes de la paroi de la fosse adjacente au nord.

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 typiquement entre 1 et 16 m est habituellement aux environs de 5 m. La consistance du silt varie de molle 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.

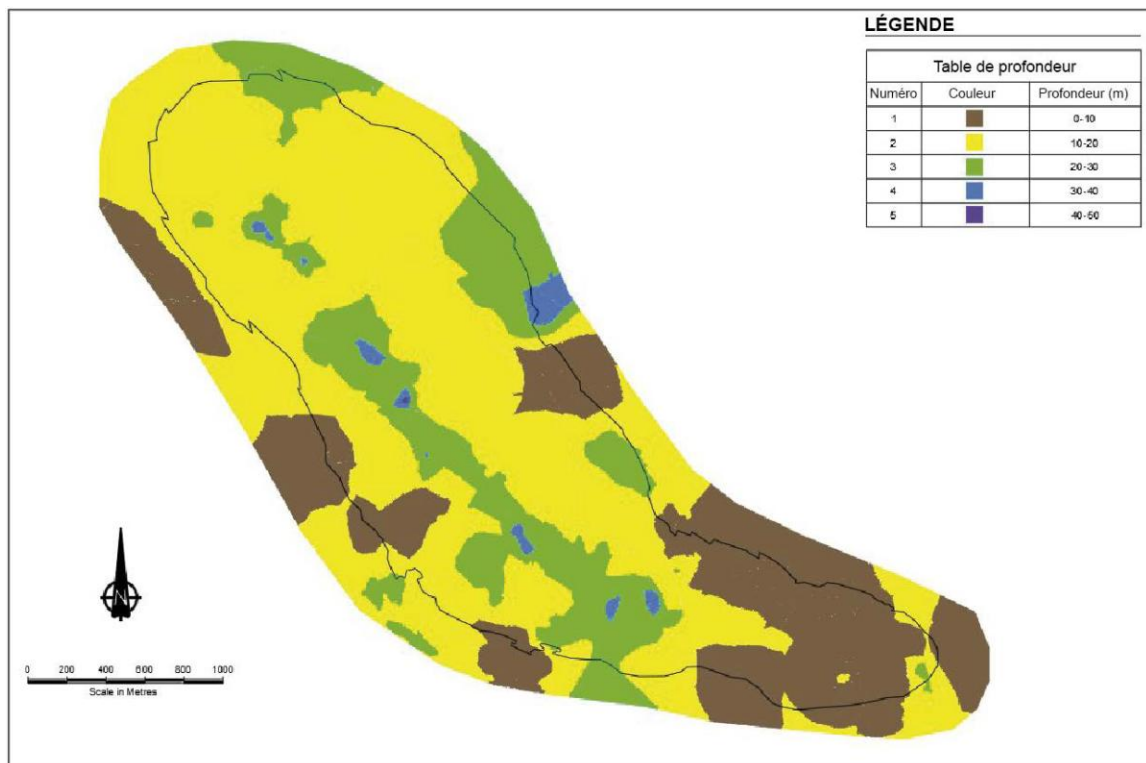
16.2.4.1 Base de données

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 illustrée 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



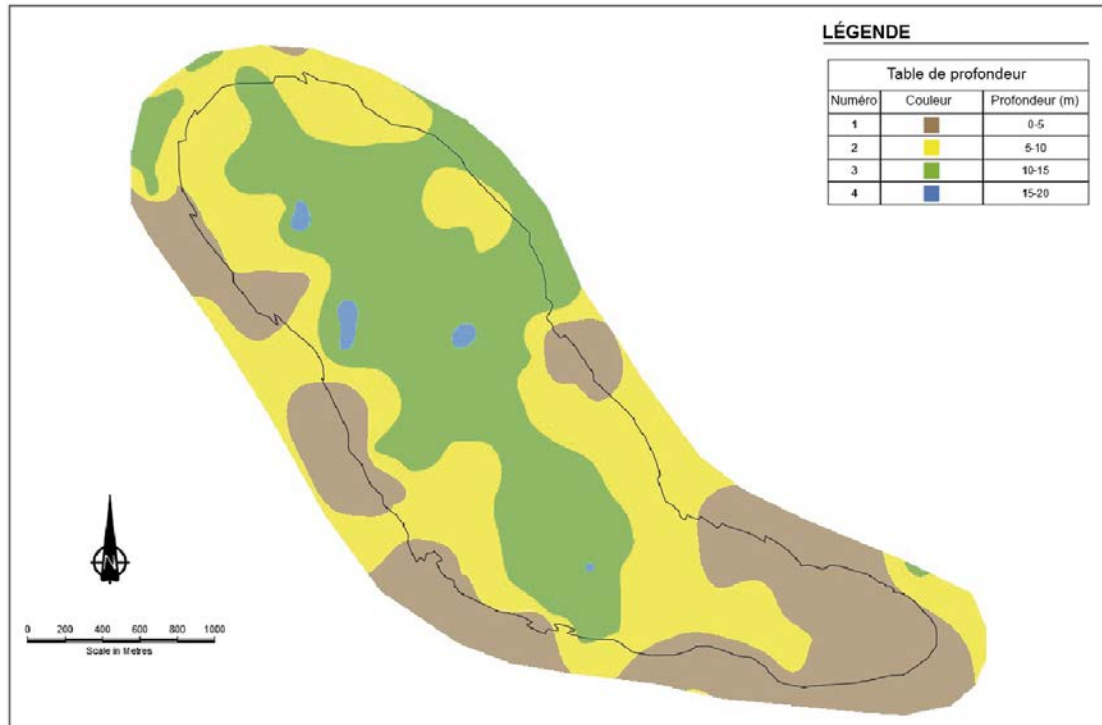
Source : SRK.

De façon générale, là où le mort-terrain est de moins de 7 m d'épaisseur, le profil du sol consiste typiquement 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 7 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.

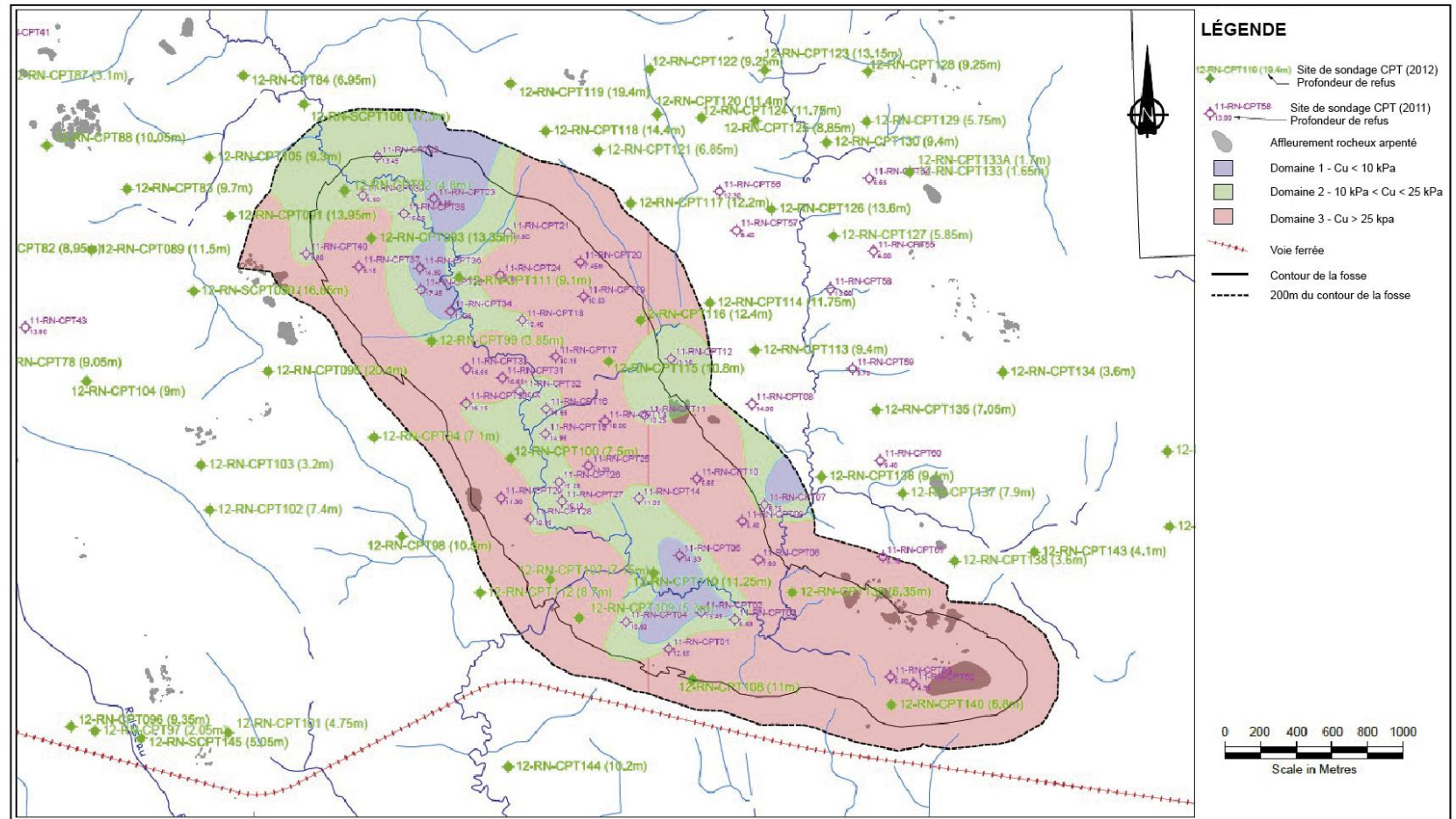
L'argile grise, en raison de sa faible résistance au cisaillement sans consolidation, est l'unité la plus faible parmi les matériaux composant le mort-terrain. Le tableau 16-3 présente les valeurs moyennes des propriétés géotechniques de l'argile grise à partir des essais en laboratoire. Les données 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 pour l'aménagement des pentes de la fosse dans le mort-terrain

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 ($10 \text{ kPa} < c_u < 25$ 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'ÉF.

16.3 Plan d'exploitation de la fosse

16.3.1 Introduction

La fosse Dumont mesurera ultimement 4,9 km de longueur par 1,4 km au point le plus large et atteindra une profondeur maximale de 520 m sous la surface. Au total, 2 080 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 minerai de fer ou du cuivre.

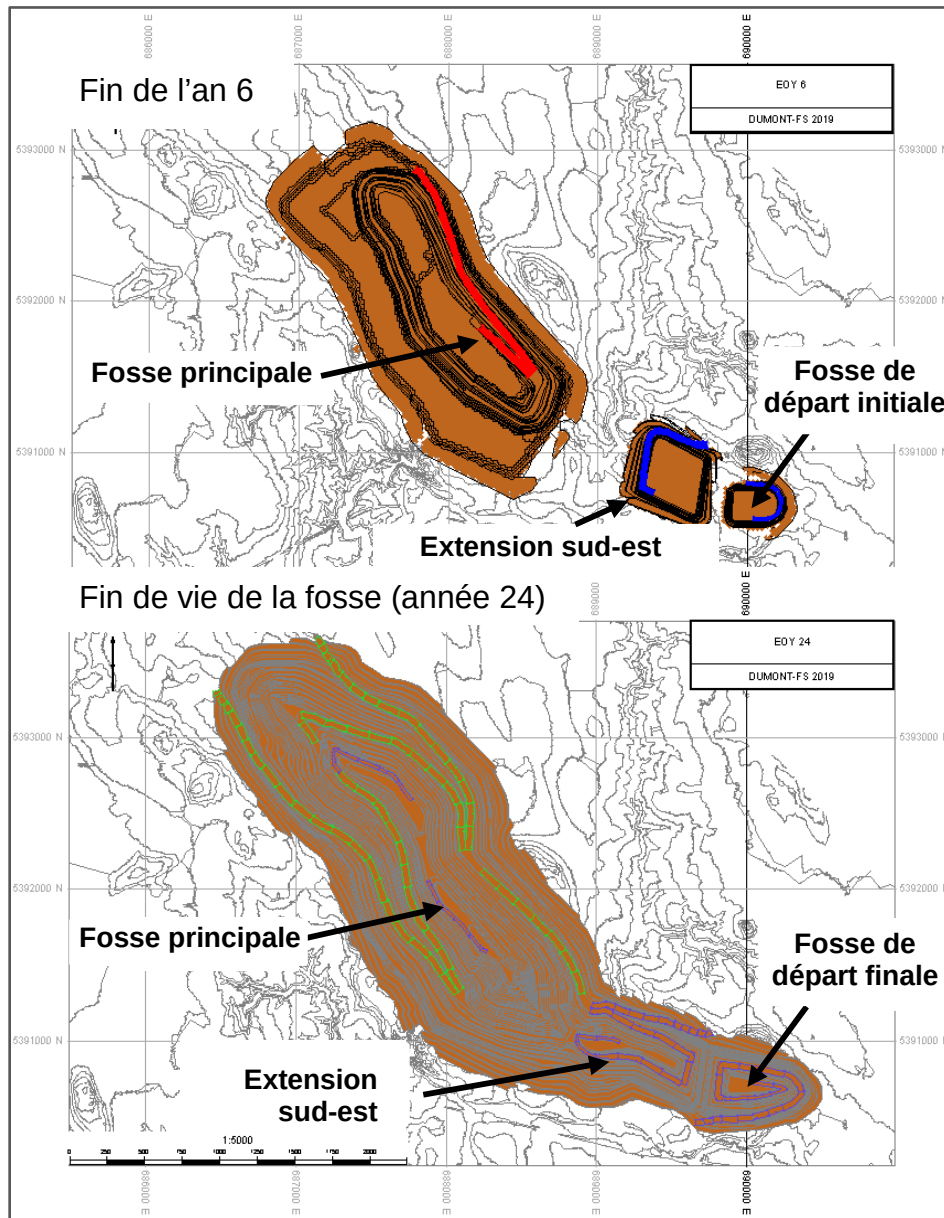
La fosse se compose de trois secteurs distincts (figure 16-7 à la page suivante) :

- La fosse de départ, à l'extrémité sud-est du gisement, comporte le seul affleurement et c'est donc à cet endroit que les activités minières débiteront. La fosse de départ sera initialement excavée jusqu'à un volume d'environ 5 Mm³ et servira de réservoir d'appoint pour l'eau pendant la période où la fosse principale sera en exploitation. Lorsque les opérations dans la fosse principale seront terminées, la fosse de départ sera agrandie jusqu'à ses limites finales d'environ 30 Mm³.
- L'extension sud-est (ESE) mesure environ 92 Mm³. Le développement de l'ESE débute immédiatement après celui de la fosse de départ, de laquelle elle est séparée par un pilier. Lorsque l'ESE aura atteint ses limites finales, elle sera remblayée presque jusqu'à la surface avec des roches stériles provenant de la fosse principale.
- La fosse principale représente environ 85 % de l'excavation totale.

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 compte pour 8,3 % du total du matériel excavé, est constitué de différents types de matériaux. 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 matériaux. La roche stérile, qui constitue 42,3 % au total du matériel excavé, sera principalement entreposée dans une seule et vaste halde. Le reste de la roche stérile sera utilisé pour la construction de diverses infrastructures, incluant des routes et les digues du parc à résidus. Le minerai, qui forme les 49,4 % qui restent du tonnage total excavé, servira à alimenter l'usine, soit directement sous la forme de minerai tout-venant, ou après avoir été temporairement accumulé dans un des trois empilements de minerai à basse teneur. Les résidus de traitement du minerai seront déposés dans le parc à résidus lorsque la fosse est en exploitation. Par la suite, lorsque l'usine sera alimentée soit par le minerai tout-venant en provenance de la fosse de départ ou par les stocks de minerai à basse teneur, les résidus seront accumulés dans la fosse principale excavée.

La mine disposera de systèmes d'évacuation de l'eau et d'alimentation électrique pour l'équipement minier électrique incluant de grosses excavatrices, des pelles de chargement et des camions de halage avec système de trolley. Les opérations unitaires consisteront en du forage, du dynamitage, du chargement et du halage.

Figure 16-7: Fosses à ciel ouvert au projet Dumont



Les critères clés utilisés lors de l'aménagement de la fosse traduisent les dimensions de l'équipement qui sera utilisé et comprennent les éléments suivants :

- La hauteur des gradins dans la paroi finale sera de 10 m jusqu'à l'interface entre le mort-terrain et le roc (où le matériel sera principalement extrait avec des excavatrices de différentes tailles). Sous cette interface, les gradins auront une hauteur de 15 m et le matériel sera principalement extrait à l'aide de grandes pelles à câbles;
- La rampe aura une largeur de 42 m dans la plupart des secteurs de la mine, diminuant à 37 m dans les secteurs où le système de trolley ne sera pas installé. Lors de la phase initiale, lorsque de l'équipement plus petit sera utilisé, ainsi qu'en profondeur, où le tonnage limité permet de

- prévoir une circulation de véhicules à sens unique, les rampes auront une largeur réduite de 20 m. Toutes les rampes ont été conçues avec un gradient de 10 %;
- Les reculs des parois ont été conçus en utilisant une largeur d'exploitation minimale de 150 m dans la fosse principale afin d'assurer la productivité des grandes pelles à câbles. En profondeur et dans la fosse de départ, où de l'équipement plus petit et/ou une circulation à sens unique est prévue, cette largeur minimale a été réduite à 30 m pour les derniers gradins; et
- tous les murs finaux seront prédécoupés.

Le plan d'exploitation et la fosse du projet Dumont ont été développés selon les pratiques standards de planification de l'exploitation en suivant les étapes suivantes:

- optimisation selon l'algorithme LG;
- choix de la coquille et d'exploitation;
- conception des phases de la fosse; et
- 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 décrite précédemment en détail aux sections 15.4 et 15.5. Ces travaux ont été réalisés en deux étapes, tel que résumé dans le texte qui suit.

L'avant-dernière itération de l'optimisation selon l'algorithme LG impliquait de calculer 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. Les coûts estimatifs sont tirés de l'ÉF de 2013 et ont été indexés. Ces derniers sont basés sur le taux de production maximal de l'usine, soit 105 kt/j.

Des angles de pente inter-rampes ont été assignés aux différents secteurs, en utilisant encore une fois les recommandations de l'ÉF de 2013. Les angles inter-rampe ont ensuite été ajustés pour respecter les angles de pente globaux en tenant compte de la géométrie anticipée des rampes, ainsi que des rampes de 42 m qui seront utilisées pour les camions de halage de 290 t avec système de trolley.

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, des cônes imbriqués de valeur croissante ont été générés, permettant ainsi d'établir la séquence de développement optimale. La coquille la plus petite a été générée à un facteur de revenu de 21 % du prix d'évaluation à long terme (FR de 21 ou 1,58 \$ US). Des coquilles imbriquées ont été générées pour chaque augmentation de 1 % subséquente dans le FR. Ces coquilles imbriquées ont ensuite été recombinaées en 13 phases potentielles de développement minier.

Les phases ont été évaluées au moyen d'un modèle techno-économique (chiffrier). Ce modèle démontre que la VAN augmente assez rapidement jusqu'à la phase 11, laquelle comprend 987 Mt de minerai et 2 040 Mt de matériel total (respectivement, 16 % et 19 % de moins que l'ÉF de 2013). Au-delà de la phase 11, l'augmentation de la VAN était plus modérée mais se poursuivait jusqu'à la phase 13, qui avoisine les tonnages en termes de minerai et de matériel total extrait de l'ÉF de 2013. Une expansion au-delà de la phase 13 n'a pas été envisagée puisque le tonnage total et l'empreinte d'exploitation associée dépasseraient les limites pour lesquelles les permis avaient déjà été octroyés.

L'optimisation LG ultime a utilisé un bloc modèle ayant subi une rotation, avec des estimations de coûts révisées et des recommandations pour les angles de pente qui étaient basées sur l'avant-dernière itération plutôt que sur l'ÉF de 2013. Les angles de pente révisés sont plus faibles que

ceux de l'ÉF de 2013 dans les premiers 70 m du gisement, puisqu'il est désormais prévu d'utiliser des gradins de 10 m plutôt que 15 m dans ce secteur, ainsi que les secteurs où l'on trouve de la coalingite. Le taux d'aplatissement varie de 3 à 7.

L'optimisation LG ultime a privilégié une coquille qui avoisine les limites de la phase 11 tirée de l'avant-dernière itération, puisque cette dernière a été démontrée comme étant optimale (il est à noter que les infrastructures ont été positionnées de façon à permettre un recul éventuel jusqu'aux limites de la phase 13 afin de ne pas stériliser inutilement des zones de minerai). Ceci a été réalisé selon un facteur de revenu de 54 (FR de 54), tel qu'indiqué à la section 15.4.

16.3.3 Conception des phases et séquence d'exploitation

En se basant sur les coquilles imbriquées contenues à l'intérieur de la coquille LG ultime selon un FR de 54, les huit phases suivantes d'exploitation minière ont été sélectionnées (voir la figure 16-8 à la page suivante) :

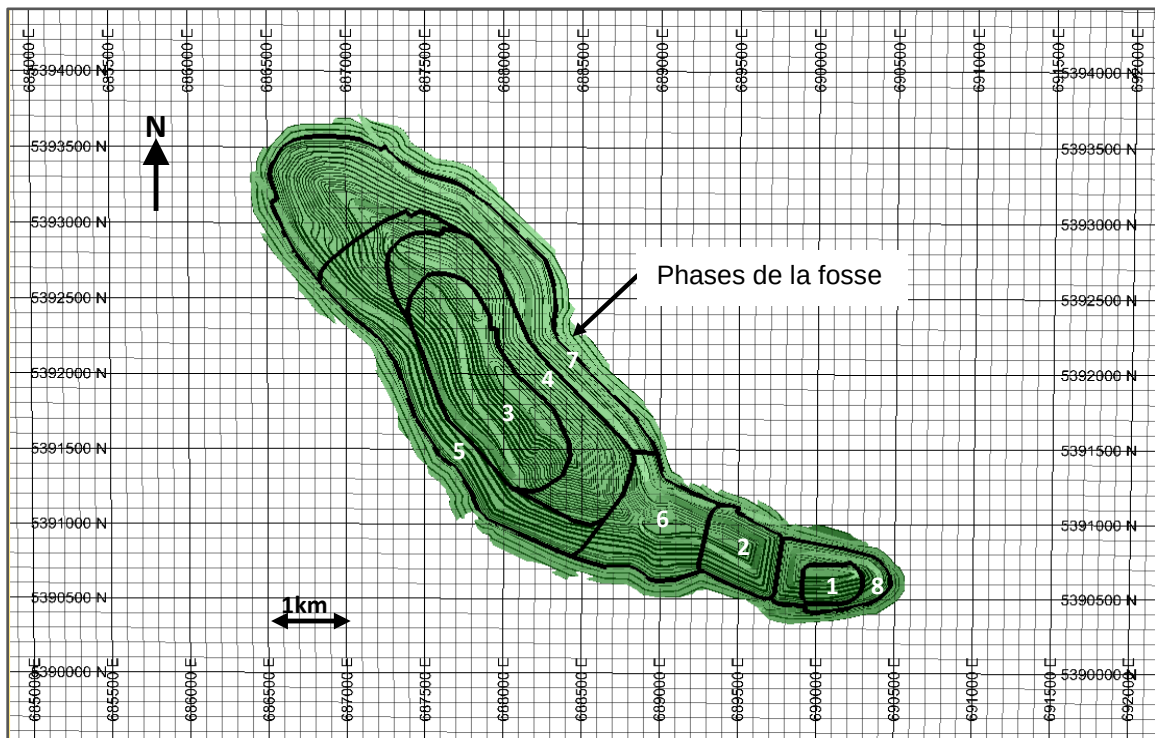
- Phase 1 : La fosse de départ, qui cible le seul affleurement. Le vide créé par l'extraction minière en phase 1 servira de réservoir pour répondre aux besoins en eau dans le cadre du démarrage de l'usine. Un calcul plus détaillé des besoins en eau pour le démarrage de l'usine a démontré que les 10 Mm³ prévus dans l'ÉF de 2013 étaient excessifs. Par conséquent, la fosse de départ a été ramenée à un volume d'environ 5 Mm³, soit approximativement 25 % de plus que le volume de stockage requis pour répondre aux besoins lors du démarrage. À plus long terme, lorsque la fosse principale (phases 2 à 7) sera en exploitation, la fosse de départ servira également de capacité de stockage de réserve lors des crues printanières et d'autres périodes de précipitations élevées.
- Phase 2 : Le volume de roche requis à des fins de construction dépasse le volume contenu dans la phase 1 d'environ 3 Mm³. La phase 2 permettra de répondre à ces besoins. La phase 2 est une sous-phase de l'ESE et cible du matériel avec une couverture limitée de mort-terrain. La phase 2 est située immédiatement à l'ouest du pilier qui sépare l'ESE de la fosse de départ.
- Phase 3 : Il s'agit de la partie de la fosse où la valeur est la plus élevée; elle est ciblée dès que possible, lorsque suffisamment de roches de construction auront été obtenues dans le cadre des phases 1 et 2.
- Phase 4 : Un recul des parois de la fosse principale dans l'éponte supérieure de la phase 3.
- Phase 5 : Un recul des parois de la fosse principale dans l'éponte inférieure de la phase 3.
- Phase 6 : Une extension des limites finales de l'ESE.
- Phase 7 : La phase finale dans la fosse principale, s'étendant vers l'ouest, dans l'éponte supérieure et en profondeur.
- Phase 8 : À la fin des travaux d'extraction minière dans la fosse principale, les résidus miniers seront entreposés dans la fosse et il ne sera plus nécessaire de maintenir la capacité de stockage de réserve dans la fosse de départ (puisque la fosse principale beaucoup plus grande et désormais excavée permettra de répondre aux besoins). La phase 8 est une extension des limites ultimes de la fosse de départ, jusqu'à la coquille avec un FR de 54. Un pilier rocheux sera conservé entre cette fosse satellite et l'ESE immédiatement adjacente.

Les phases numérotées ci-dessus représentent la séquence optimale d'exploitation minière, tel que déterminé en testant différentes alternatives pour les reculs des parois dans l'éponte supérieure, dans l'éponte inférieure et dans la direction d'allongement à partir de la phase 3.

Les principales différences entre les phases du modèle actuel et celles sélectionnées dans le cadre de l'ÉF de 2013 sont les suivantes :

- La largeur minimale des phases individuelles a été augmentée, de 100 m en 2013 à 150 m aujourd'hui, afin de s'assurer que les grandes pelles à câbles puissent être utilisées de la façon la plus productive.
- Les phases en 2013 avaient été divisées selon un axe est-ouest afin de minimiser les besoins de décapage instantané. Toutefois, cela nécessitait des systèmes de rampes additionnels afin d'assurer un accès aux quatre quadrants du gisement. Cela réduisait également la densité de circulation dans les systèmes de rampes individuels, rendant le projet moins propice à l'utilisation d'un système de trolley. Les phases du modèle actuel continuent d'utiliser un système de rampes doubles redondantes mais le nombre total de rampes entrant dans la fosse et réduit et passe de 4 à 2.

Figure 16-8 : Phases de développement de la fosse à ciel ouvert



Source : RNC.

16.3.4 Plans annuels et échéancier 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 16-17. Il est à noter qu'afin d'illustrer clairement l'aménagement de l'ESE, l'empilement de roches stériles dans la fosse (WRD2) a été omis des figures 16-15 à 16-17.

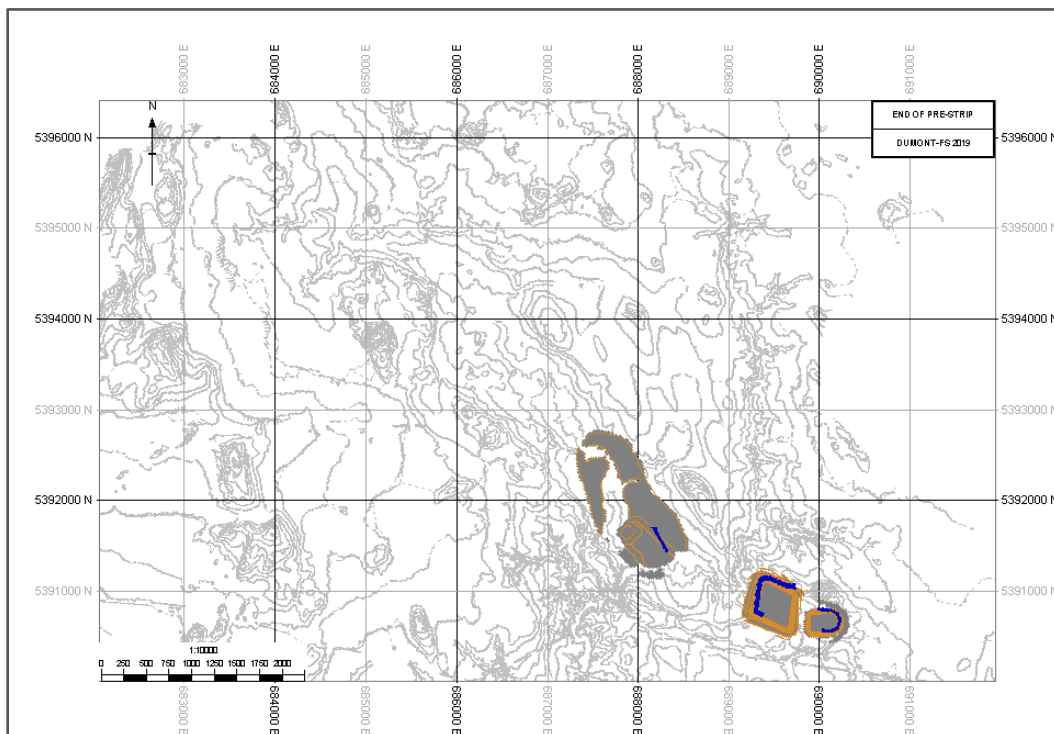
Une cédule d'exploitation minière a d'abord été élaborée en fonction des phases d'aménagement dans un chiffrier, ce qui a permis d'établir la séquence optimale. Les degrés de liberté testés comprennent les éléments suivants :

- Une date de démarrage anticipée pour les phases, avec un calendrier pour une phase établi en nombre de trimestre (3 mois)

- Le nombre spécifique d'unités utilisées pour chaque phase. La flotte comprend :
 - o Une équipe de rétrocaveuses (1 x 90 t et 1 x 150 t) chargeant des camions articulés de 45 t (capacité en régime normal de 7,2 Mt/a par équipe)
 - o Des excavatrices à pelle frontale de 300 t chargeant des camions de 90 t (capacité de 8 Mt/a par excavatrice)
 - o Des excavatrices à pelle frontale de 600 t chargeant des camions de 290 t (capacité de 20 Mt/a par excavatrice)
 - o Des pelles à câbles chargeant des camions de 290 t (capacité de 36 Mt/a par pelle)

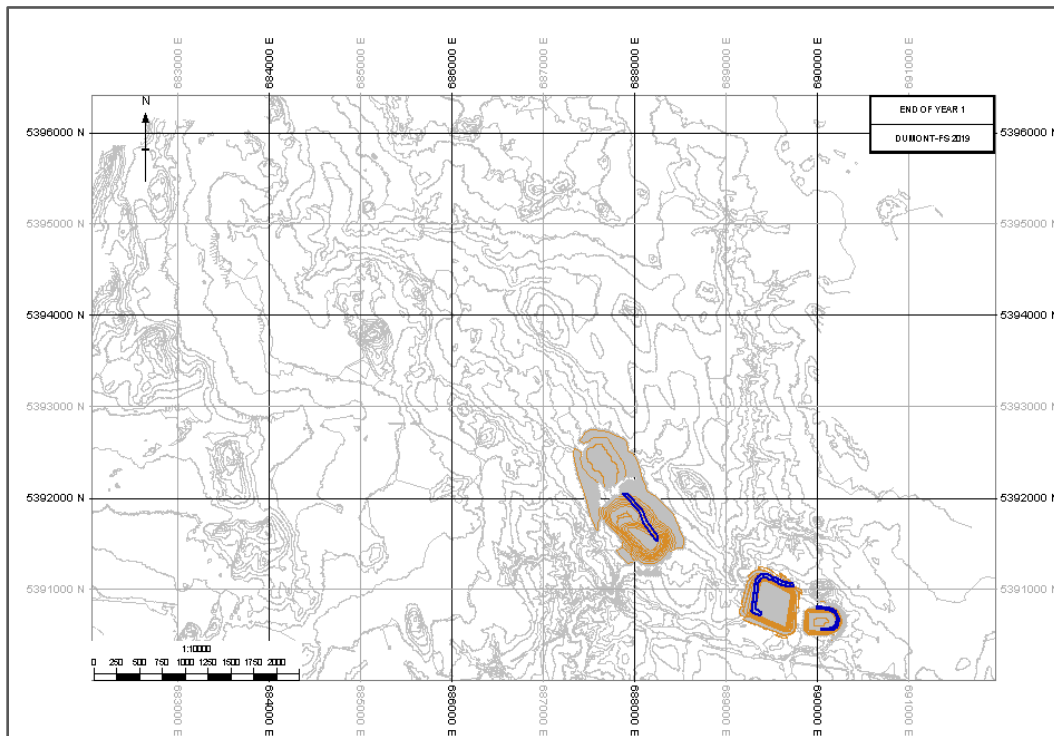
Le nombre total de chaque unité de chargement et la date de démarrage anticipé pour chaque machine.

Figure 16-9 : Développement de la mine - Fin du prédécapage



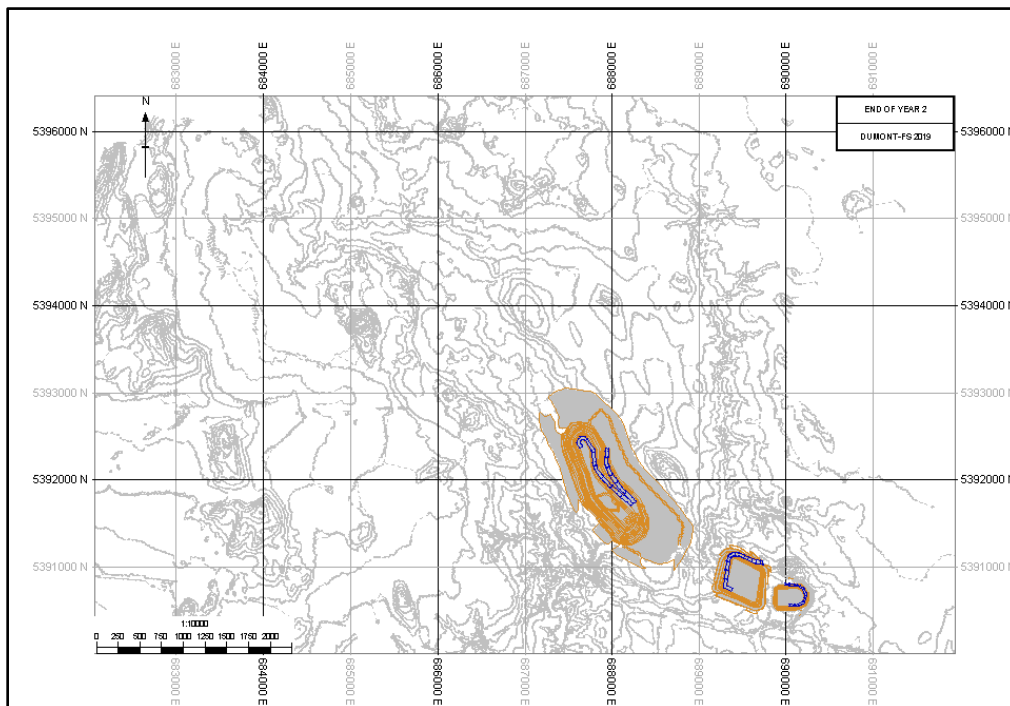
Source : RNC.

Figure 16-10 : Développement de la mine - Fin de l'an 1



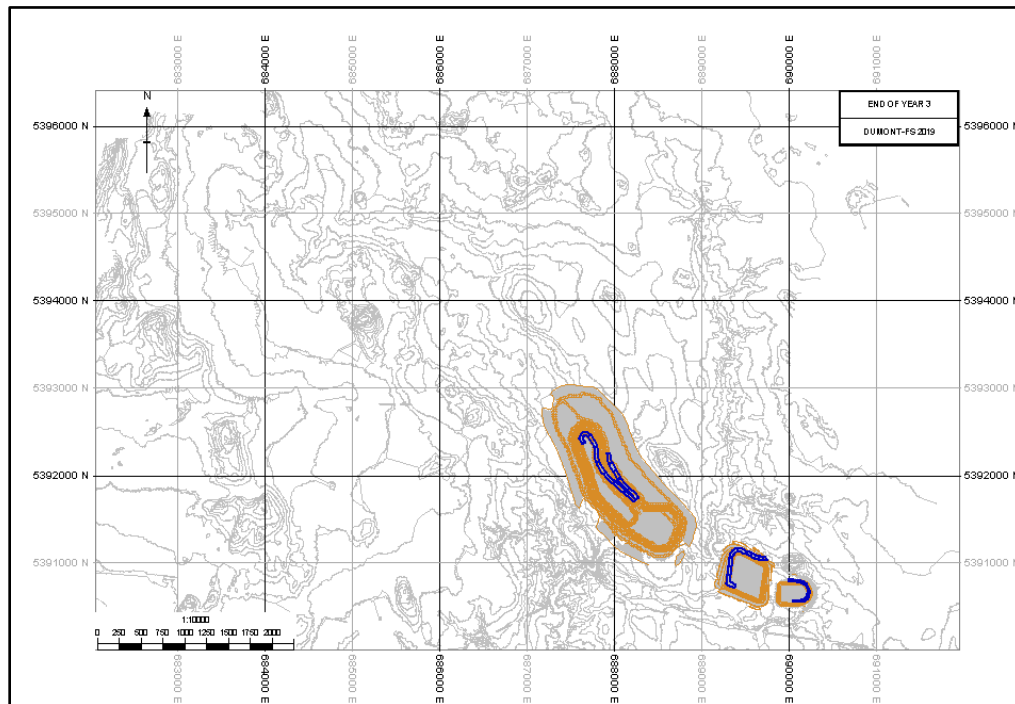
Source : RNC.

Figure 16-11 : Développement de la mine - Fin de l'an 2



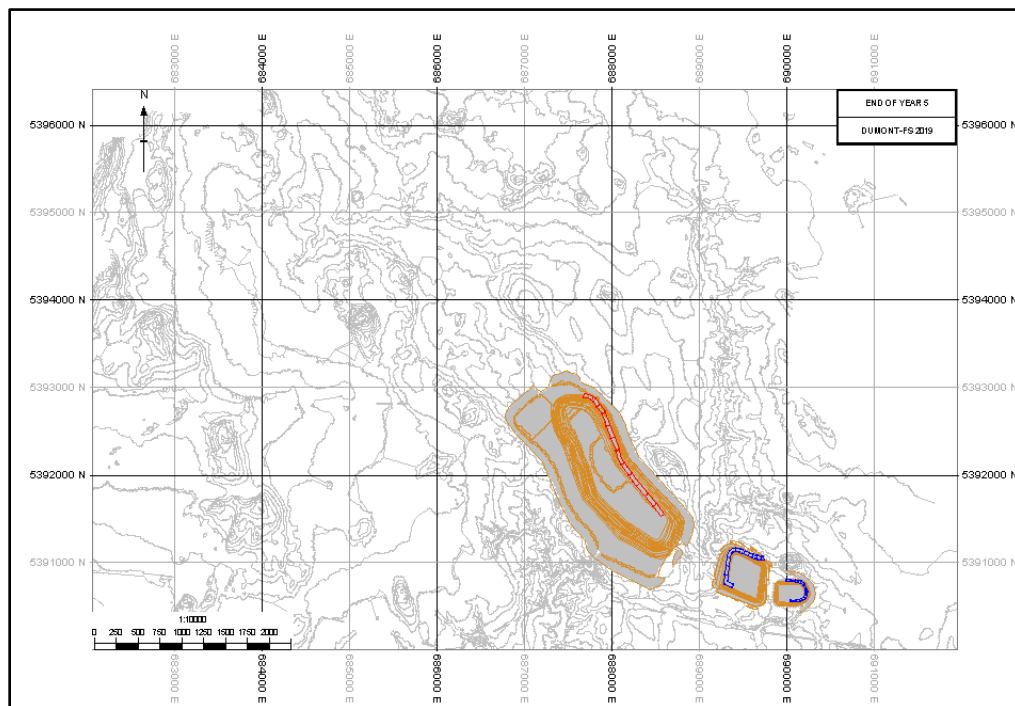
Source : RNC.

Figure 16-12 : Développement de la mine - Fin de l'an 3



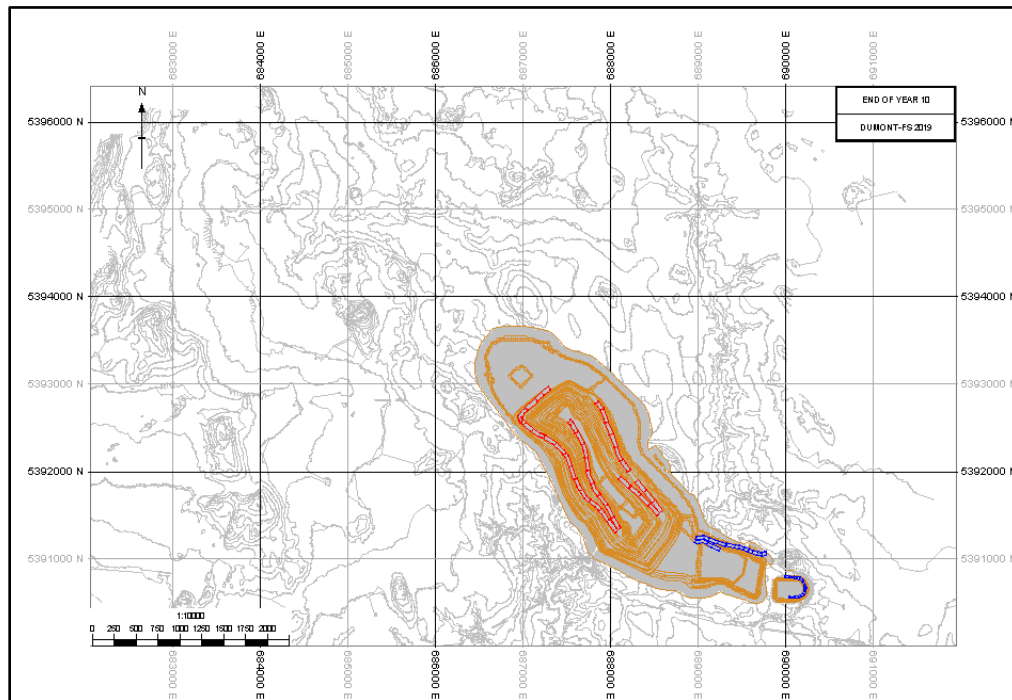
Source : RNC.

Figure 16-13 : Développement de la mine - Fin de l'an 5



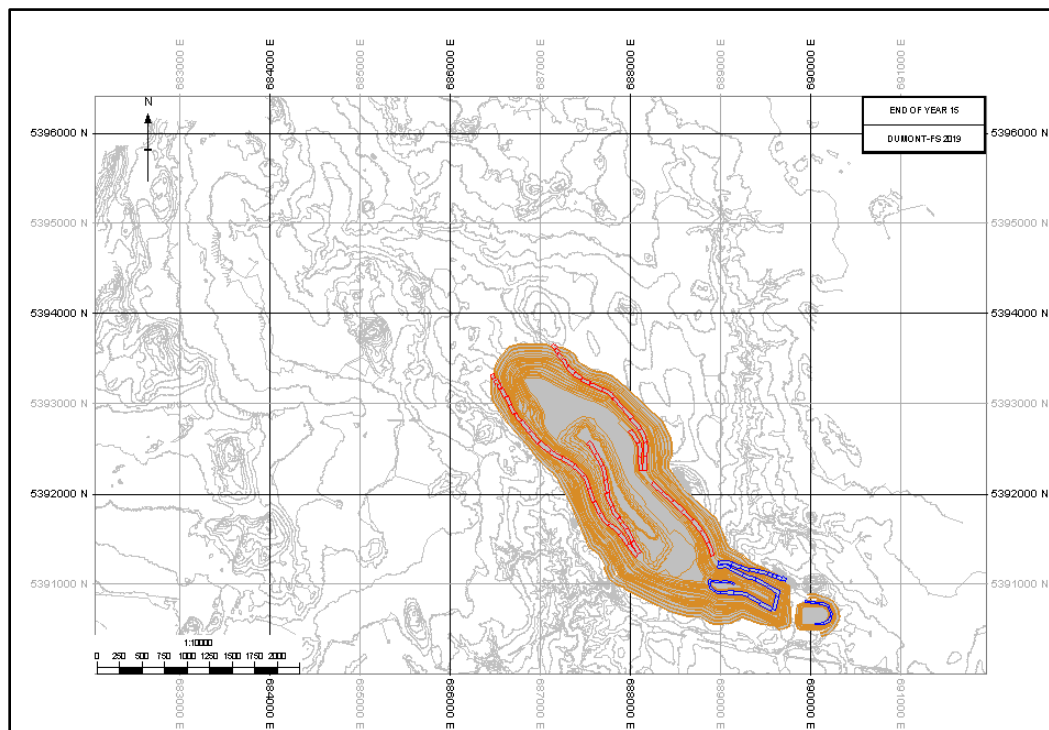
Source : RNC.

Figure 16-14 : Développement de la mine - Fin de l'an 10



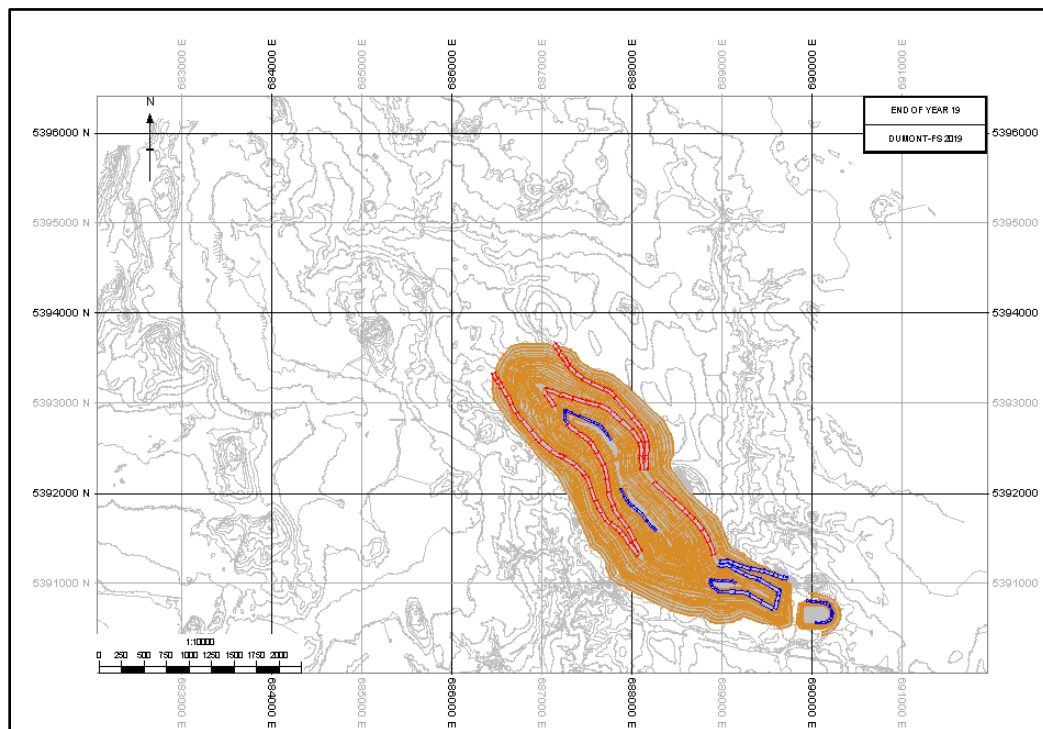
Source : RNC.

Figure 16-15 : Développement de la mine - Fin de l'an 15



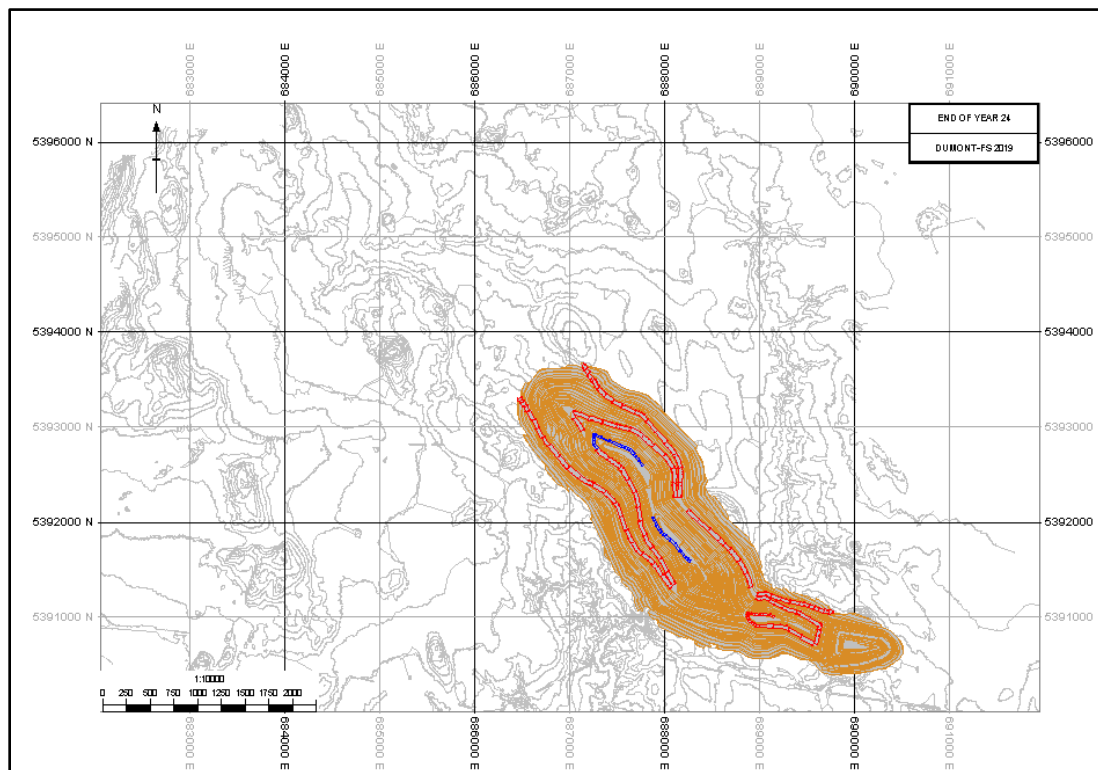
Source : RNC.

Figure 16-16 : Développement de la mine - Fin de l'an 19 (fin de l'exploitation dans la fosse principale)



Source : RNC.

Figure 16-17 : Développement de la mine - Fin de l'an 24 (fin de l'exploitation minière)



Source : RNC.

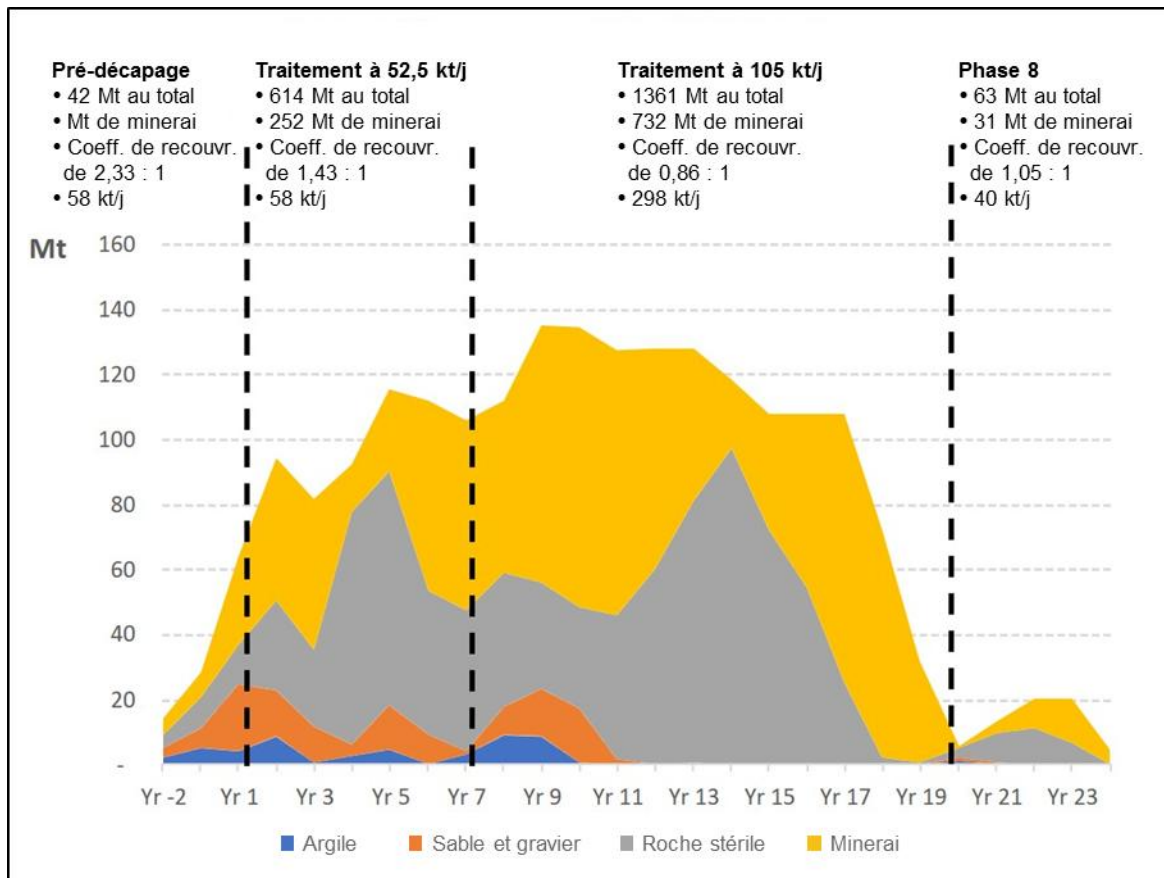
La cédule d'exploitation minière se résume comme suit :

- Les premiers travaux commencent avec la phase 1, avec une équipe de rétrocaveuses au T-8. L'équipe aura terminé l'aménagement requis au début du T-7, après quoi la première excavatrice de 300 t sera mise en service. Cette excavatrice restera jusqu'à ce que la phase 1 se termine au T-1.
- L'équipe de rétrocaveuses passe de la phase 1 à la phase 2 et reste en activité jusqu'à la fin du T-4. Un secteur suffisant sera ouvert pour permettre la mise en service d'une deuxième excavatrice de 300 t au T-6. Celle-ci sera ensuite remplacée par la première excavatrice de 600 t au T-2. L'excavatrice de 600 t restera en phase 2 jusqu'à la fin du T3.
- L'équipe de rétrocaveuses se déplace de la phase 2 à la phase 3 au T-3 et reste en activité jusqu'à la fin du T1. À ce moment, les rétrocaveuses ne seront plus requises dans la fosse jusqu'à ce que le décapage de la phase 4 débute au T5, ainsi ces unités pourront être redéployées pour la construction du parc à résidus. Les deux excavatrices de 300 t sont redéployées en phase 3 lorsqu'elles auront terminé les tâches prévues en phase 1 et 2 et resteront en phase 3 jusqu'à la fin du T5. La deuxième excavatrice de 600 t est mise en service aux stocks de minerai afin d'alimenter l'usine au T1, puis sera relocalisée en phase 3 au T3 et sera rejointe au trimestre suivant par l'autre unité lorsque cette dernière aura terminé sa phase 2. La première pelle est mise en service au T1 et restera jusqu'au T10.
- L'équipe de rétrocaveuses est redéployée dans la fosse afin d'ouvrir la phase 4 du T5 au T8. Elle sera rejointe par les deux excavatrices de 300 t lorsque ces dernières auront terminé les travaux en phase 3 et y resteront jusqu'à la fin du T9. Par la suite, les excavatrices de 300 t ne seront plus requises jusqu'à ce que la phase 5 soit ouverte et représentent donc une capacité d'appoint. Les deux excavatrices de 600 t sont redéployées lorsque les travaux de la phase 3 sont terminés : une excavatrice sera redéployée aux stocks de minerai en surface, tandis que la deuxième restera jusqu'à la fin du T26, après quoi elle sera également affectée aux stocks de minerai. La première pelle est déplacée de la phase 3 après la fin des travaux au T10 et sera rejointe par une deuxième pelle qui sera mise en service au T11.
- Le décapage de la phase 5 par les rétrocaveuses se déroule du T15 au T18, tandis que les deux excavatrices de 300 t y seront affectées du T16 au T19. La première excavatrice de 600 t, qui était affectée aux stocks de minerai, est redéployée à cette phase au T19 et y restera jusqu'au T41. L'excavatrice sera ensuite renvoyée aux stocks de minerai où elle restera jusqu'à la fin de l'exploitation. Les deux pelles sont déplacées de la phase 4 au T22 et au T26 respectivement.
- La phase 6 ne requiert qu'un peu de décapage par rétrocaveuse, qui sera donc complétée au T27. Le trimestre suivant, les deux excavatrices de 300 t commenceront les opérations et resteront en activité jusqu'au T31. Le trimestre suivant, l'excavatrice de 600 t qui était affectée aux stocks de minerai est réquisitionnée et reste en activité jusqu'à la fin du T37. Elle sera alors remplacée par l'une des pelles réaffectées de la phase 5. Celle-ci restera en activité jusqu'à ce que cette phase soit terminée au T55.
- La phase 7 est la plus longue et nécessite 9 trimestres de décapage par rétrocaveuse; elle débutera dès que le décapage de la phase 6 est terminée au T28. Les rétrocaveuses seront jointes par les deux excavatrices de 300 t au T33 et ces unités seront actives pendant 8 trimestres. L'excavatrice de 600 t de la phase 6 est réaffectée à la phase 7 au T38 et y reste jusqu'au T55. La troisième pelle est mise en service au T39 et est jointe par la deuxième (réaffectée de la phase 5) au T45. La troisième pelle est déplacée à la fin de la phase 6 au T55, après quoi l'excavatrice de 600 t sera mise en attente.

- Les travaux d'extraction dans la fosse principale et l'ESE (phases 2 à 7) seront terminés au T76. Les pelles seront alors réaffectées aux stocks de minerai. Après un délai de 3 mois pour permettre de drainer la fosse de départ et relocaliser les conduites, le décapage de la phase 8 débutera au T78. À mesure que l'eau sera évacuée de la fosse, le décapage sera effectué à l'aide d'une excavatrice à pelle frontale de 300 t et s'échelonnnera sur 4 trimestres. Au T82, cette unité sera remplacée par une excavatrice de 600 t qui sera en activité pendant 14 trimestres.

La figure 16-18 et les tableaux 16-5 et 16-6 résument la production sur une base annuelle.

Figure 16-18 : Cédule sommaire de production minière



Source : RNC.

Tableau 16-5 : Cédule d'exploitation sur la durée de vie de la mine (extraction minière)

Exploitation minière																												
Extraction de minerai	Unité	Total	An -2	An -1	An 1	An2	An 3	An 4	An 5	An 6	An 7	An 8	An 9	An 10	An 11	An 12	An 13	An 14	An 15	An 16	An 17	An 18	An 19	An 20	An 21	An 22	An 23	An 24
Minerai	Mt	1028	5	8	27	44	46	15	25	59	59	53	79	86	82	68	47	21	36	54	83	70	31	0	4	9	14	4
Teneur en nickel	% de Ni	0,268	0,254	0,244	0,303	0,289	0,297	0,268	0,277	0,285	0,260	0,239	0,247	0,265	0,263	0,251	0,255	0,257	0,255	0,257	0,277	0,295	0,317	0,239	0,238	0,248	0,250	0,250
Nickel contenu	Mlbs	6063	28	42	182	279	304	86	152	369	336	278	432	503	475	377	265	117	203	305	507	455	218	2	19	49	75	23
Récupération du nickel	% de	43,2	51,3	50,2	47,2	48,1	44,7	39,2	42,5	47	42,6	37,4	39,2	42,7	42,0	36,5	37,5	39,7	38,8	40,5	44,5	49,6	53,8	47,3	47,1	47,7	45,7	43,5
Nickel récupérable ¹	Mlbs	2627	14	21	86	134	136	34	65	174	143	104	169	215	199	138	99	46	79	124	226	226	117	1	9	24	34	10
Extraction totale	Unité	Total	An -2	An -1	An 1	An2	An 3	An 4	An 5	An 6	An 7	An 8	An 9	An 10	An 11	An 12	An 13	An 14	An 15	An 16	An 17	An 18	An 19	An 20	An 21	An 22	An 23	An 24
Minerai	Mt	1028	5	8	27	44	46	15	25	59	59	53	79	86	82	68	47	21	36	54	83	70	31	0	4	9	14	4
Roche stérile	Mt	879	4	9	12	28	23	72	72	44	43	42	33	31	44	60	80	97	72	54	25	2	1	3	9	11	6	0
Argile	Mt	49	2	5	4	8	1	3	4	0	3	9	8	1	-	-	-	-	-	-	-	-	-	0	0	-	-	-
Sable et gravier	Mt	124	3	6	20	14	11	3	14	9	1	8	14	16	1	-	0	-	-	-	-	-	-	0	0	-	-	-
Total extrait	Mt	2080	14	28	64	94	81	92	115	112	106	112	135	134	128	128	128	118	108	108	108	72	32	5	13	20	20	4
Minerai de basse	Mt	273	-	-	4	-	2	13	6	-	12	12	-	-	-	0	10	24	16	6	-	-	8	38	35	29	25	34
Distances de halage	Unités		An -2	An -1	An 1	An2	An 3	An 4	An 5	An 6	An 7	An 8	An 9	An 10	An 11	An 12	An 13	An 14	An 15	An 16	An 17	An 18	An 19	An 20	An 21	An 22	An 23	An 24
Camions articulés 45 t	Mt	39	6	6	0	6	-	3	1	-	2	7	7	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
	mètres aller	4741	3502	4345	3014	3991	-	8489	5541	-	6858	4862	4359	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Camions 90t	Mt	105	8	16	15	13	2	2	4	-	2	10	16	12	-	-	-	-	-	-	-	-	-	5	1	-	-	-
	mètres aller	4582	4228	4892	3326	4214	4526	8470	5089	-	8800	6935	4108	4875	-	-	-	-	-	-	-	-	-	1776	3060	-	-	-
Camion 290 t	MT	1883	-	7	49	75	80	84	61	112	102	95	112	122	128	128	128	118	108	108	108	72	32	-	12	20	20	4
	mètres aller	5848	-	4240	3670	4123	4553	5469	4698	4725	4337	4776	5014	5807	6402	7130	7405	4568	6937	7763	8051	7711	6764	-	2589	3855	5611	7506
Note:																												
1. Le nickel récupérable miné est plus imporant que le nickel réellement récupéré en raison des pertes présumées pendant la montée en puissance du procédé.																												

Source : RNC

Tableau 16-6 : Cédule d'exploitation sur la durée de vie de la mine (traitement du minerai)

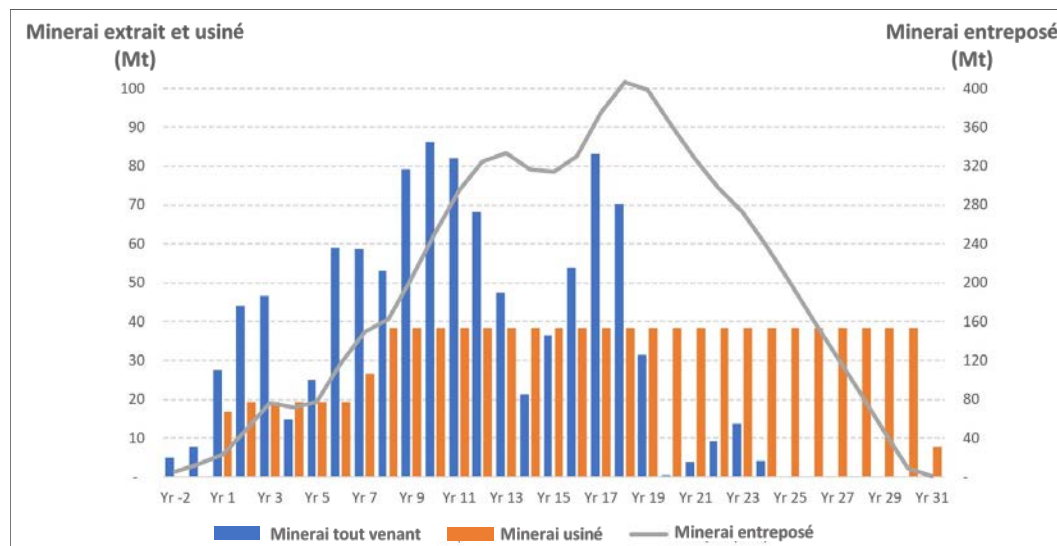
Traitement																				
Ans 1-15	Unité	Total	An -2	An -1	An 1	An 2	An 3	An 4	An 5	An 6	An 7	An 8	An 9	An 10	An 11	An 12	An 13	An 14	An 15	
Minerai traité	Mt	1028	-	-	17	19	19	19	19	19	26	38	38	38	38	38	38	38	38	
Teneur en nickel	% de nickel	0,268	-	-	0,33	0,34	0,36	0,29	0,30	0,37	0,30	0,25	0,27	0,30	0,29	0,26	0,26	0,25	0,26	
Nickel contenu	Mlbs	6083	-	-	123	145	154	122	128	155	176	213	229	255	245	221	220	213	220	
Récupération de nickel	% de contenu	43,2	-	-	52,3	55,0	52,7	47,8	46,9	56,9	51,0	42,2	44,6	50,2	49,7	41,8	42,4	42,0	42,4	
Nickel récupéré	Mlbs	2625	-	-	64	80	81	58	60	88	90	90	102	128	122	92	93	89	93	
Concentré produit	ktonnes	4061	-	-	95	111	134	82	102	134	135	148	160	195	181	136	144	136	139	
Nickel payable	Mlbs	2402	-	-	59	73	74	53	55	81	82	82	93	117	112	84	85	82	85	
Ans 16-31	Unité		An 16	An 17	An 18	An 19	An 20	An 21	An 22	An 23	An 24	An 25	An 26	An 27	An 28	An 29	An 30	An 31		
Minerai traité	Mt		38	38	38	38	38	38	38	38	38	38	38	38	38	38	38	8		
Teneur en nickel	% de nickel		0,27	0,32	0,33	0,30	0,25	0,25	0,24	0,24	0,24	0,23	0,23	0,23	0,23	0,22	0,22	0,22		
Nickel contenu	Mlbs		232	272	279	256	211	210	207	202	199	197	197	197	196	185	185	37		
Récupération de nickel	% de contenu		44,7	52,1	55,6	52,2	41,0	41,5	40,4	37,6	34,1	32,9	32,9	32,9	31,7	24,9	24,9	24,9		
Nickel récupéré	Mlbs		104	142	155	134	86	87	83	76	68	65	65	65	62	46	46	9		
Concentré produit	ktonnes		160	229	239	205	130	130	123	112	106	105	105	105	101	81	81	16		
Nickel payable	Mlbs		95	130	142	123	79	80	76	70	62	59	59	59	57	42	42	8		

16.3.5 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 total, 511 Mt seront chargées puis transportées aux haldes de minerai à basse teneur, ce qui représente 49,7 % du minerai au total. Le concept qui vise à s'assurer que l'usine est alimentée avec le minerai à valeur la plus élevée disponible se traduit par la récupération de 112 Mt de minerai à basse teneur alors que la fosse principale est en activité, à l'aide une ou deux excavatrices hydrauliques de 600 t. La phase 8 ne sera pas suffisante pour alimenter l'usine à pleine capacité, de telle sorte que 142 Mt seront réutilisées pendant que cette phase se déroule. Ce matériel sera chargé en utilisant une ou plusieurs des pelles à câbles qui auront été retirées de la fosse principale. Il est à noter que la distribution des teneurs en phase 8 est telle que 99,1 % du minerai extrait sera livré directement à l'usine en tant que minerai tout-venant. Les 257 Mt de minerai entreposé qui restent seront reprises après la fermeture de la fosse, en utilisant les pelles à câbles. La récupération du minerai à basse teneur prolonge la durée de vie du projet jusqu'à l'an 31 de production à l'usine (voir figure 16-19).

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 recevoir environ 428 Mt ou 42 % des résidus produits, réduisant ainsi l'empreinte des opérations en surface.

Figure 16-19 : Production de l'usine et halde de minerai à basse teneur

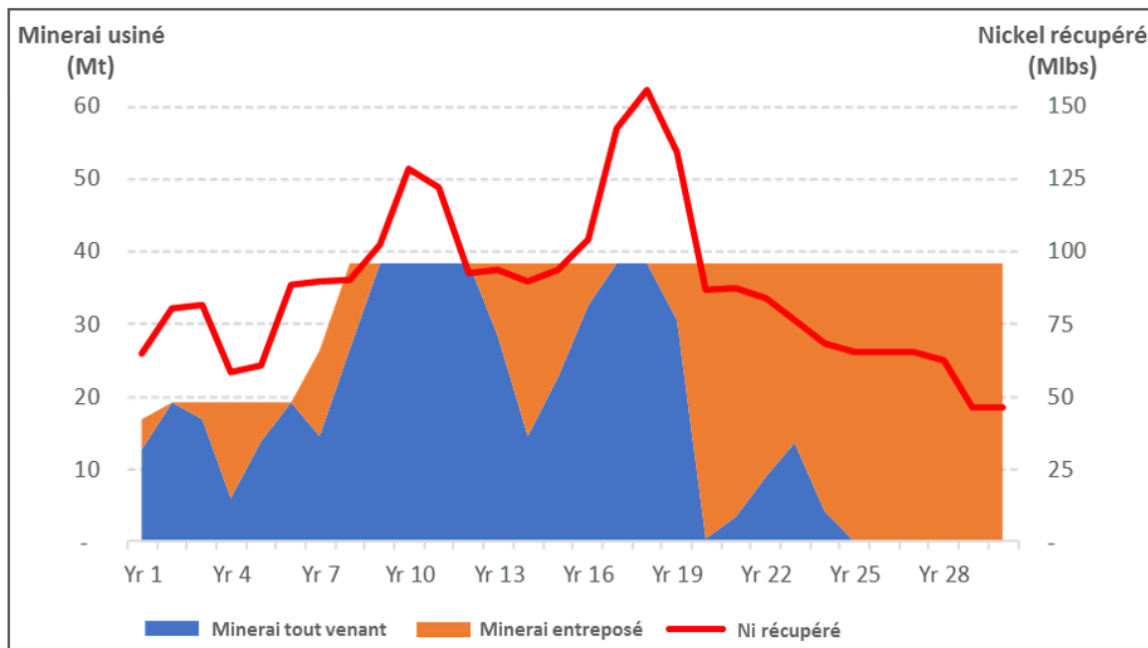


Source : RNC.

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 73 Mlbs de Ni récupéré au cours des premières 6,5 années de production, lorsque le taux d'alimentation du concentrateur est de 52,5 kt/j. La production maximum au cours de cette période est de 88 Mlbs à l'an 6.

Lorsque le débit de traitement aura été augmenté à 105 kt/j, la production augmentera à une moyenne de 111 Mlbs de Ni récupérable (maximum de 155 Mlbs) pendant les années 8 à 19, tant que la fosse principale restera en exploitation, puis chutera à 83 Mlbs durant les quatre années de la phase 8. Lorsque la fosse sera épuisée et que la seule source de minerai sera les stocks de minerai à basse teneur, la production chutera à une moyenne de 59 Mlbs, tel qu'indiqué à la figure 16-20.

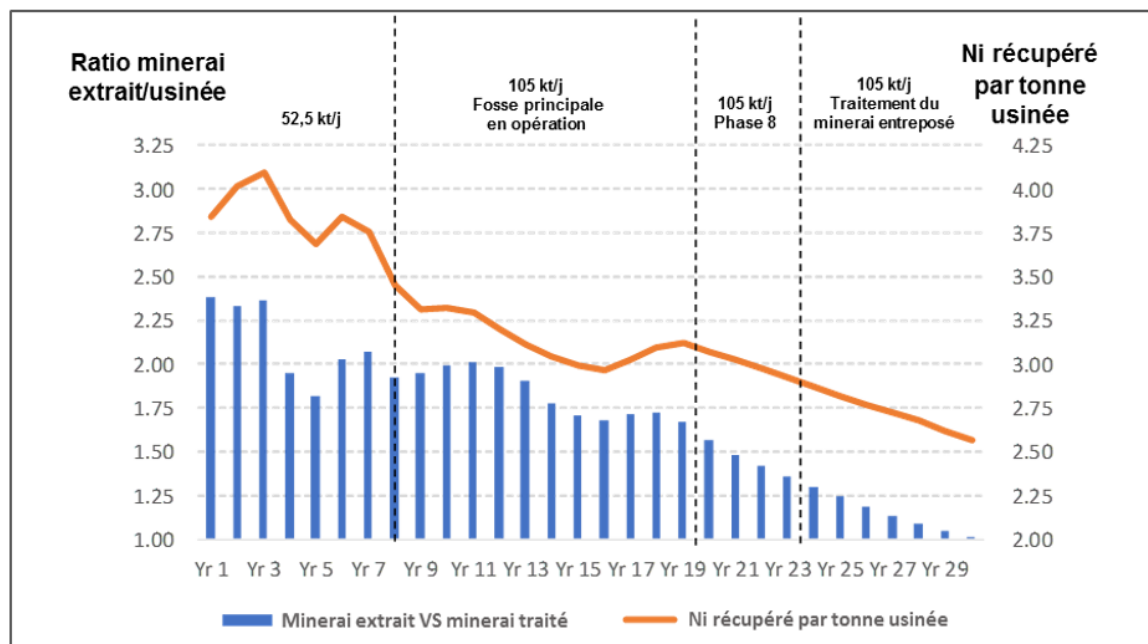
Figure 16-20 : Alimentation de l'usine selon la source et production de Ni



Source : RNC.

La figure 16-22 illustre la valeur cumulative du nickel récupéré du minerai traité à l'usine en fonction de l'extraction accélérée du minerai de la fosse.

Figure 16-21 : Valeur cumulative du nickel récupéré par tonne de minerai traité vs minerai extrait de la fosse



Source : RNC

En raison de l'extraction de matériel avec un faible ratio de décapage avant l'expansion de l'usine, le plan d'exploitation minière permet de produire jusqu'à 2,4 tonnes de minerai pour chaque tonne de minerai usiné et d'atteindre au maximum de 4,0 lbs de nickel récupéré par tonne de minerai. La valeur moyenne pour les 7 années d'exploitation, au taux d'usinage minimal de 52,5 kt/j, est de 2,1 tonnes extraites par tonne usinée et 3,8 lbs de Ni récupéré par tonne usinée. Suivant l'expansion de l'usine et le déplacement vers des secteurs à plus haut ratio de décapage dans la fosse, le ratio de minerai extrait à minerai usiné chute à une moyenne de 1,5 sur les 12 années d'exploitation restantes dans la fosse principale. Lorsque la production arrive à la phase 8, la fosse de départ ne peut produire que 17 % du matériel d'alimentation de l'usine. Le reste du minerai traité sera donc comblé à partir des stocks de minerai à plus basse teneur, de telle sorte que le Ni récupéré chute à 2,2 lbs par tonne. Pour les 8 dernières années où la seule source d'alimentation de l'usine provient des stocks de minerai de basse teneur, le Ni récupéré diminue graduellement à une moyenne de 1,6 lb pour la période.

La valeur du matériel empilé présente une grande variation, et trois empilements distincts seront employés afin de s'assurer que le minerai de plus grande valeur puisse être acheminé à l'usine le plus rapidement possible. Il s'agit de :

- LGO1, qui englobe le minerai de plus grande valeur, est situé à l'intérieur de la coquille de fosse finale, le plus près du concasseur primaire. La valeur de coupure pour le matériel dirigé vers cet empilement sera une valeur NSR de 23 \$/t. En tout, 31 Mt de minerai seront acheminées vers cet empilement, mais le maximum empilé à tout moment sera de 15 Mt. Ces stocks seront épuisés avant la fin de l'an 7, lorsque la fosse sera agrandie dans le secteur où se trouve l'empilement. Les stocks seront divisés en deux lobes par un ruisseau (LGO1w et LGO1e, tel qu'illustré à la figure 16-24).
- LGO2, qui est un empilement plus gros, sera aussi situé près du concasseur mais à l'extérieur de la coquille de fosse finale. Avant l'épuisement de LGO1, cet empilement recevra le matériel d'une valeur de 16 \$ à 23 \$/t. Suivant l'épuisement de LGO1, le minerai à plus de 23 \$/t sera aussi stocké dans cet empilement. En tout, 173 Mt transiteront par le LGO2, le maximum empilé à tout moment étant de 108 Mt. Environ 47 % du minerai déposé dans cet empilement sera réutilisé pendant que la fosse principale est encore en exploitation, et le reste sera réutilisé avant la fin des opérations de la phase 8.
- LGO3 est le plus gros empilement de minerai à basse teneur et est situé le plus loin du concasseur. Il recevra le matériel dont la valeur se situe entre la valeur de coupure de la mine, soit 7 \$/t et la valeur de coupure de l'empilement LGO2, soit 16 \$/t. Sur la durée de vie de la mine, un total de 308 Mt sera entreposé à LGO3. Ce matériel ne sera pas réutilisé tant que la fosse principale sera en exploitation. Le remaniement de ces stocks de minerai débutera lorsque LGO2 sera épuisé, au T87. Cette halde sera subdivisée en deux secteurs en fonction de la valeur du minerai. Le minerai à valeur élevée (217 Mt à une valeur moyenne de 14 \$/t) sera récupéré en premier, suivi par le minerai de moindre valeur (90 Mt à une valeur moyenne de 10 \$/t).

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 LGO3 en deux sous-secteurs et la séquence exacte de récupération, sera également régie par des paramètres opérationnels qui seront établis une fois que la production aura débuté.

16.3.6 Haldes de stériles

L'excavation de la fosse produira 49 Mt d'argile, 124 Mt de sable et gravier (S&G) et 879 Mt de roches stériles.

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 dans la

construction du parc à résidus (notamment pour couvrir le roc exposé en surface) et pour la remise en état des haldes à la fin de vie de la mine. De ce fait, l'argile brune ne sera pas entreposée dans les haldes de stériles. Les restantes sont constituées d'argile grise. 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. La majeure partie de ce matériel sera contenu dans l'empilement de matériaux mixtes (OVB1), centralement situé du côté de l'éponte supérieure de la fosse. Si nécessaire, l'argile pourrait aussi être déposée dans l'empilement de mort-terrain plus petit (OVB2) à l'extrémité sud-est de la propriété.

Environ 11 % du S&G restant (incluant le sol organique et le till) sera utilisé dans la construction des digues du parc à résidus ou la remise en état des haldes. Un autre pourcentage de 64 % sera entreposé dans la halde OVB2 à l'extrémité sud-est de la propriété et formera une barrière pour atténuer l'impact du bruit généré par les opérations pour les communautés situées à l'est de la propriété. Le S&G résiduel sera entreposé dans OVB1, où il pourra servir à la construction des cellules pour contenir l'argile.

Environ 17 % des roches stériles seront utilisées 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 727 Mt restantes, seulement 7 % (52 Mt) seront déposées dans OVB1, avec le sable, le gravier et l'argile. Le volume combiné d'argile, de sable, de gravier et de roche pour cet empilement est de 101 Mm³. Il s'étend sur approximativement 3,4 km selon sa direction, avec une hauteur d'environ 40 m (tout comme OVB2, il sera construit en quatre paliers de 5 m, suivis de deux paliers de 10 m). Pour minimiser les distances de halage, OVB1 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, les deux autres étant espacées également entre ces deux rampes.

Environ 113 Mt de roches stériles seront empilées dans WRD2, située dans la partie ESE de la fosse, lorsque les travaux d'extraction minière de la phase 6 auront été complétés. Cette halde sera construite en deux phases :

- La première phase se déroule pendant que la fosse principale est encore en exploitation. Une distance de 50 mètres sera préservée à partir de la crête surplombant la fosse principale et l'empilement sera construit par paliers jusqu'à presque atteindre le niveau de la surface (afin de permettre le drainage de la fosse suivant la fermeture), avec une pente globale des parois de 1,6 : 1.
- La deuxième phase aura lieu durant l'exploitation de la phase 8, lorsque les activités dans la fosse principale auront été complétées et que tout le personnel et l'équipement auront été retirés (à ce moment, le dépôt des résidus débutera). Durant cette phase, la hauteur existante de l'empilement sera maintenue et l'empilement sera agrandi en direction de la fosse principale.

Dès que le dépôt des résidus débutera dans la fosse, l'eau commencera à s'accumuler. La figure 16-22 présente une section transversale de WRD2 lorsque la première phase d'empilement sera complétée à l'an 19. La figure 16-23 illustre ensuite l'empilement (à la même section que la figure 16-22) lorsque l'empilement de roches stériles sera terminé à l'an 24, et illustre également le rehaussement progressif de la surface des résidus et de l'eau dans les dernières années du projet. On peut y voir que WRD2 sera submergé d'ici l'an 40.

Figure 16-22 : Section transversale de l'empilement de stériles dans la fosse (WRD2) à l'an 19

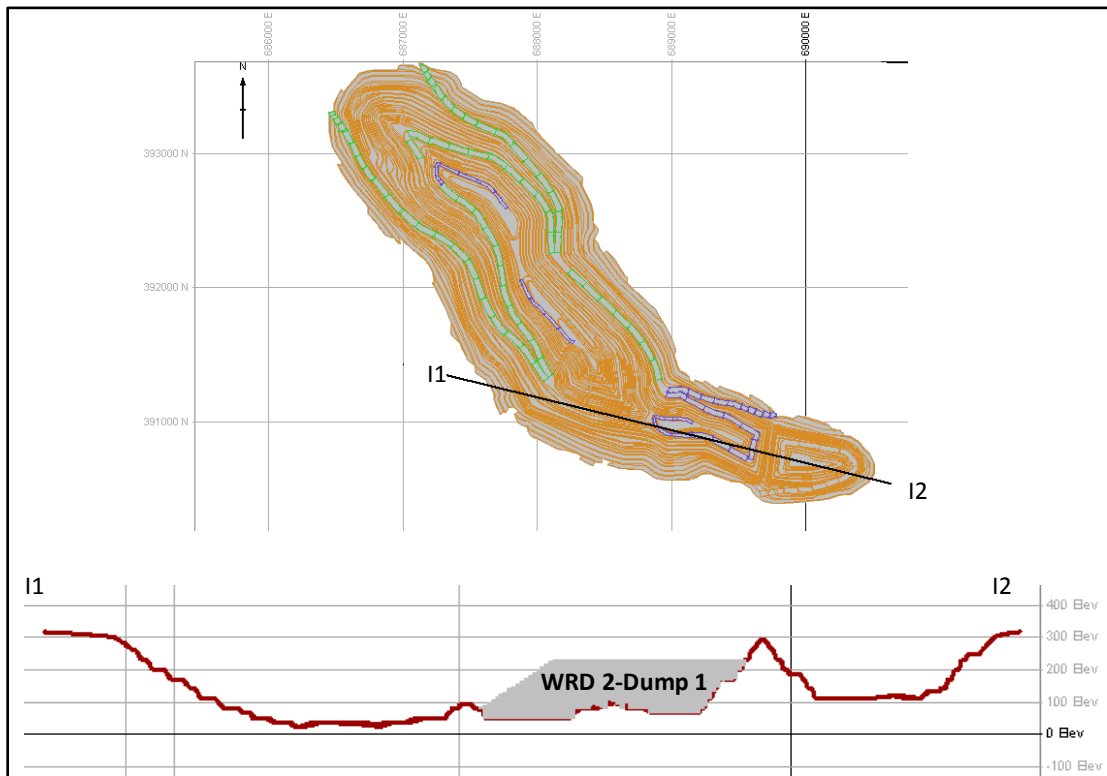
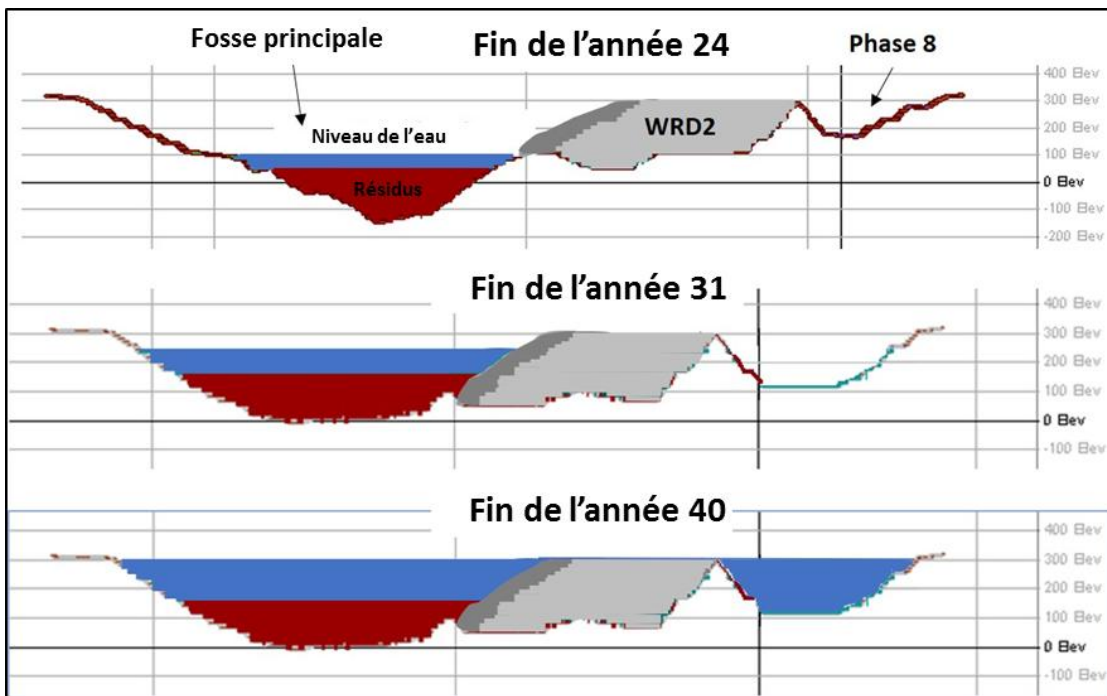


Figure 16-23 : Section transversale de la halde de stériles dans la fosse (WRD2) à l'an 24, à l'an 31 et à l'an 40

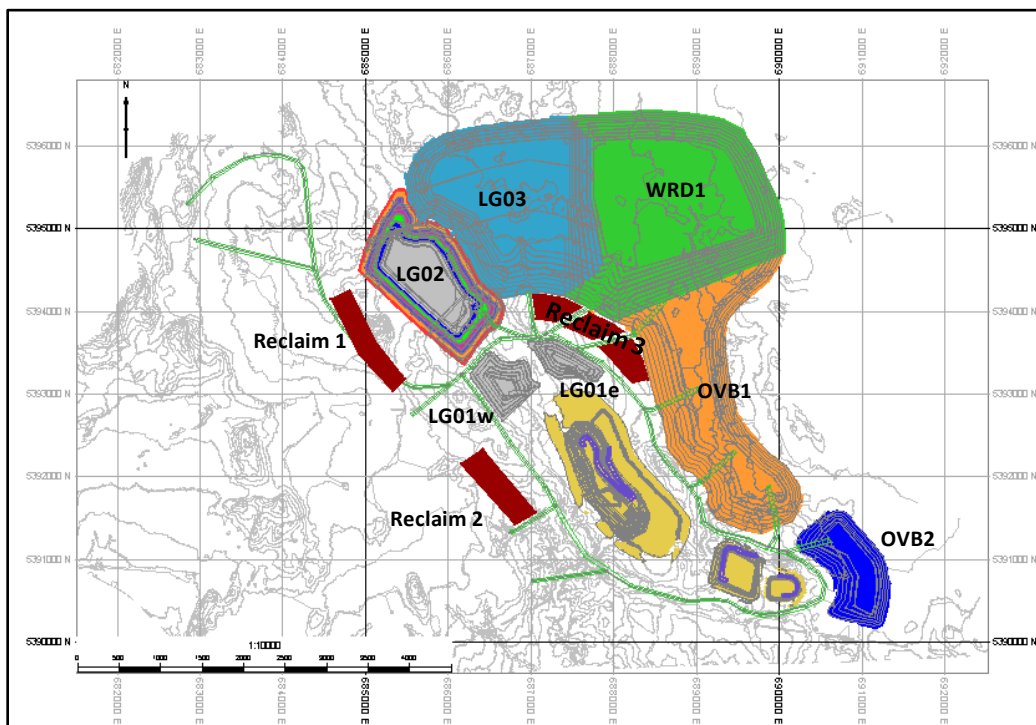


La majorité des roches stériles (561 Mt) seront entreposées dans WRD1, qui est situé entre OVB1 et LGO3 (figure 16-24). Cet empilement occupera 267 Mm³, comparativement à l'empreinte permise de 353 Mm³, de telle sorte qu'il reste amplement d'espace pour empiler toutes les roches stériles associées à des reculs des parois ultérieurs, au-delà de l'envergure décrite dans le présent rapport. WRD1 sera construit en 4 paliers de 5 m suivis de 6 paliers de 10 m pour atteindre une hauteur ultime de 80 m. Pour assurer la stabilité, 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.

La limite entre WRD1 (qui sera un site de d'entreposage permanent) et LGO3 (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 tout problème environnemental, la remise en état anticipée permettra l'utilisation maximale de matériel pour la remise en état (soit l'argile brune ou le mort-terrain organique) en provenance des opérations dans la fosse, plutôt qu'un entreposage et un remaniement subséquent plus coûteux.

La figure 16-24 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). Il est à noter que WRD2 n'est pas inclus puisque le dépôt de stériles n'aura pas encore débuté au moment illustré sur la figure.

Figure 16-24 : Aménagement des haldes et des empilements



Source : RNC.

Les figures 16-25 à 16-29 illustrent l'évolution des haldes et des empilements sur la durée de vie du projet

Figure 16-25 : Aménagement des haldes et des empilements – An 10

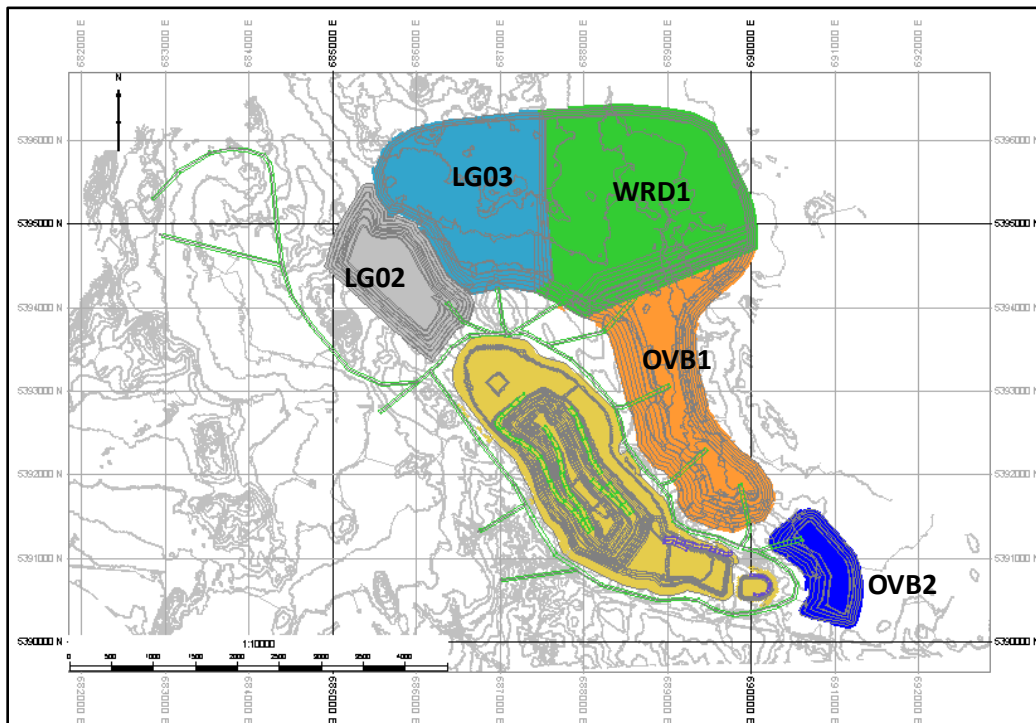


Figure 16-26 : Aménagement des haldes et des empilements – An 15

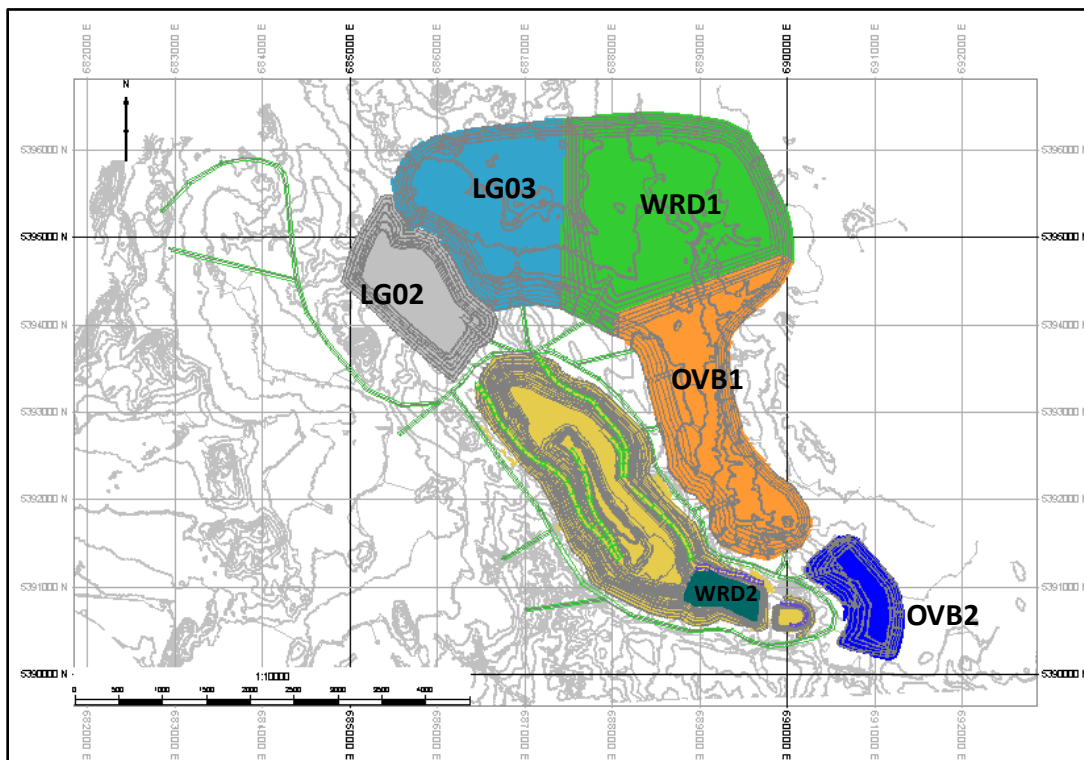


Figure 16-27 : Aménagement des haldes et des emplacements – An 19

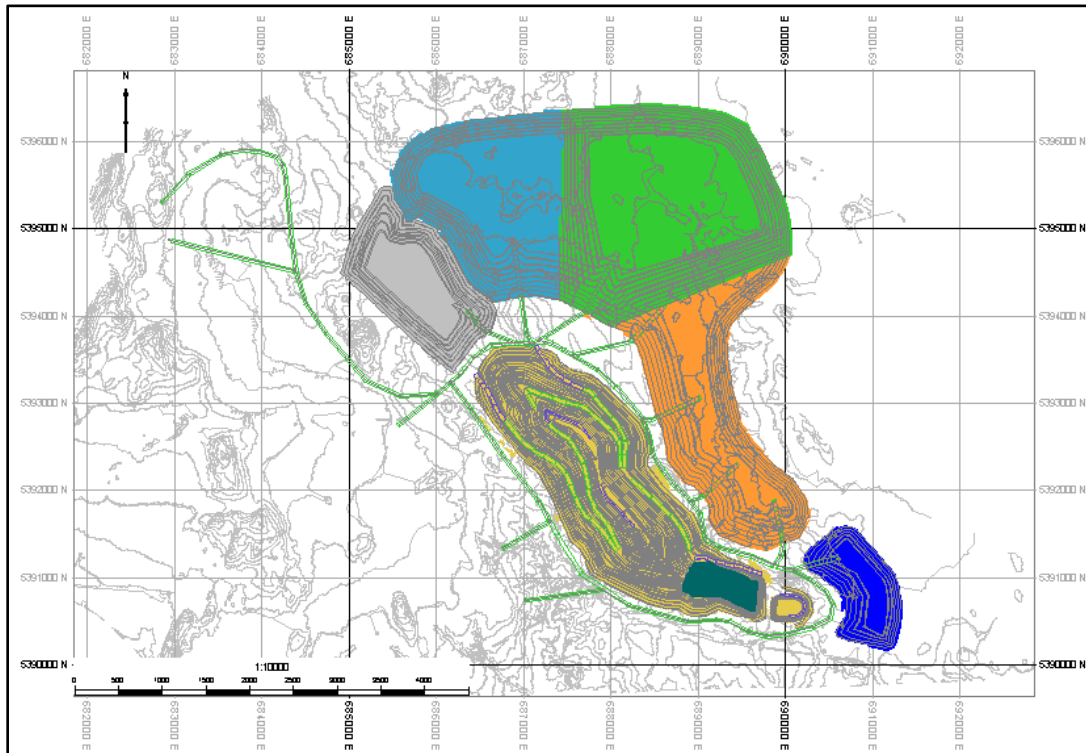


Figure 16-28 : Aménagement des haldes – An 24

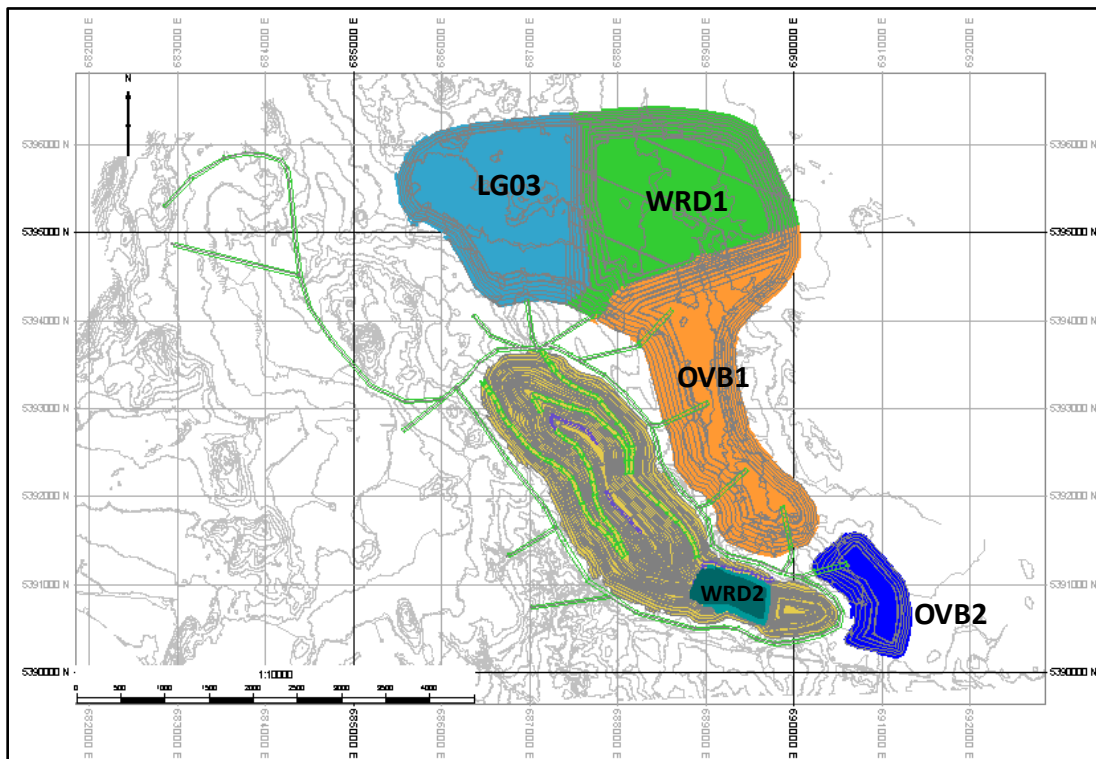
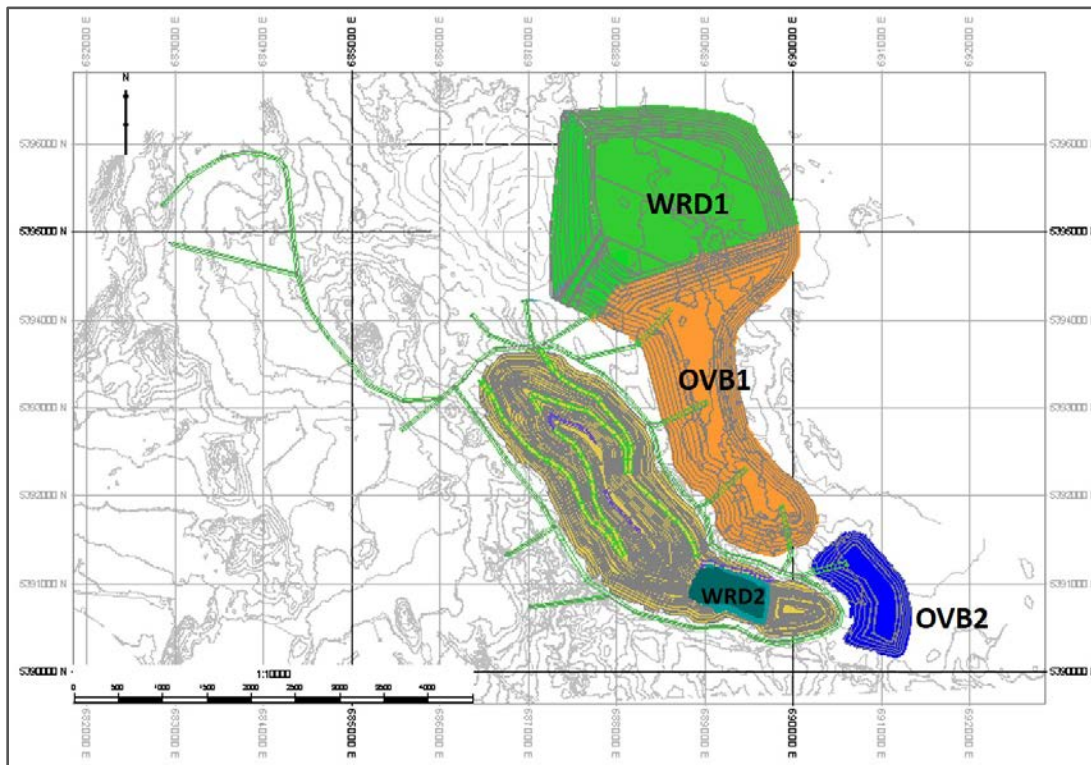


Figure 16-29 : Aménagement des haldes – An 31



16.3.7 Le parc à résidus

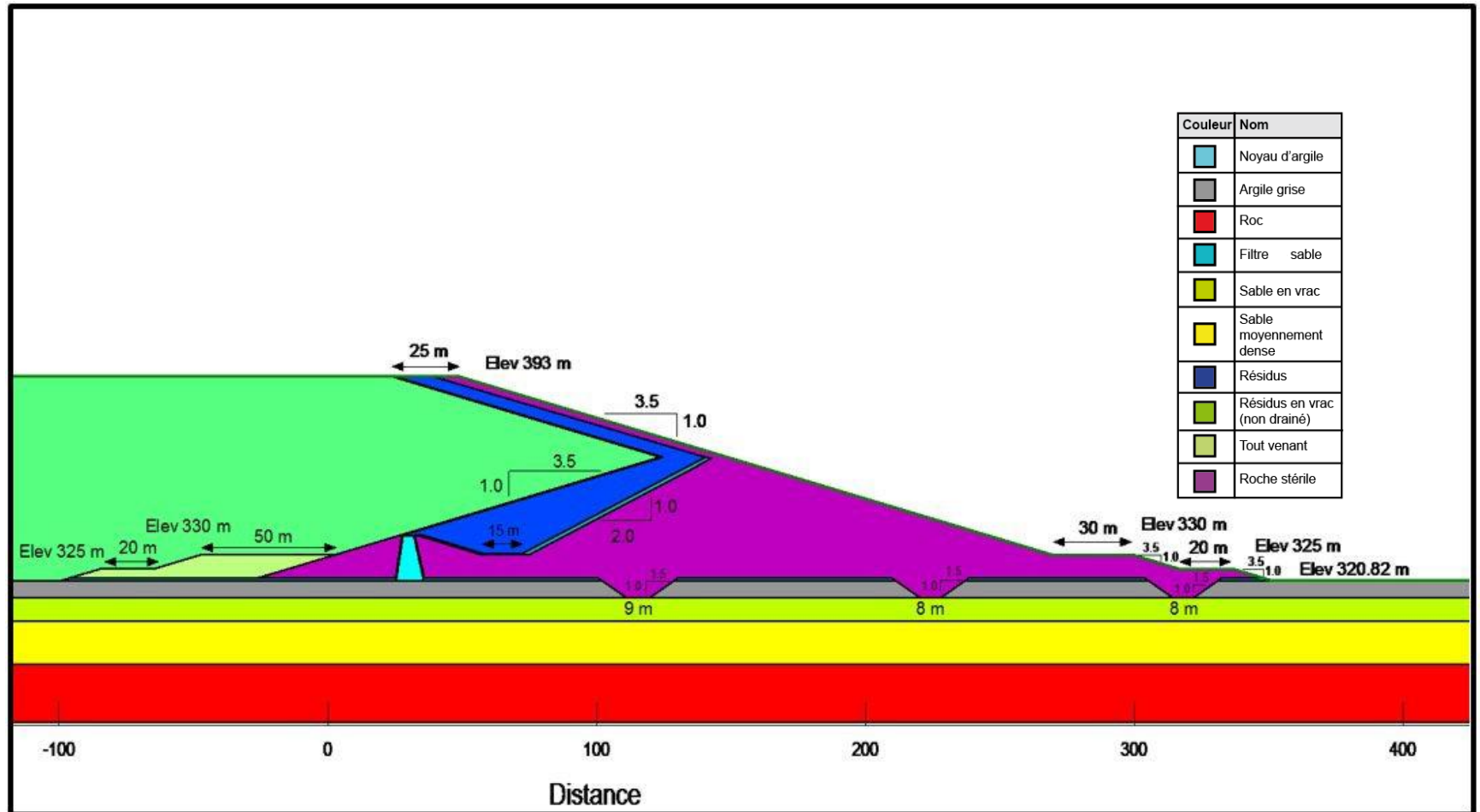
Le parc à résidus sera construit à partir de résidus miniers, de roche stérile, de sable et de gravier. Les digues de départ seront construites avec de l'argile, de la roche et du sable, au cours des premières années. Les rehaussements subséquents des digues seront construits principalement de résidus grossiers, de sable et de roche, la roche étant prédominante.

La construction des digues de départ se fera en deux phases : les digues de départ du parc à résidus nord seront construites à l'an 0, tandis que la digue sud sera construite à l'an 1. Les digues de départ se composeront d'un cœur d'argile de 4 m de large, avec une couche de filtration composée de sable et de gravier en amont et en aval du cœur d'argile, le tout recouvert d'une épaisse couche de roche. Les pentes des digues de départ seront construites à 3,5H : 1V, et des bermes de stabilité seront nécessaires sur les pentes en aval et en amont. Des clés de cisaillement devront être excavées pour certaines sections en amont des digues de départ, là où l'argile est épaisse. La crête des digues de départ au nord aura une élévation maximale de 337 m, tandis que la crête des digues de départ au sud du parc à résidus aura une élévation entre 332 m et 332,5 m.

Les digues du parc à résidus seront rehaussées annuellement sur les pentes en aval, avec des résidus et des roches stériles, de l'an 1 jusqu'à environ l'an 11. Ensuite, de l'an 12 à l'an 19, le rehaussement des digues se fera selon une méthode de construction en amont. Les bermes de stabilité et les clés de cisaillement requis devront être construites progressivement au fil des rehaussements. La pente en aval des digues du parc à résidus sera construite à 3,5H : 1V. Les figures 16-30 à 16-32 présentent des sections transversales typiques des digues Est et Sud, ainsi que du barrage retenant les eaux du bassin d'eaux recyclées du parc à résidus.

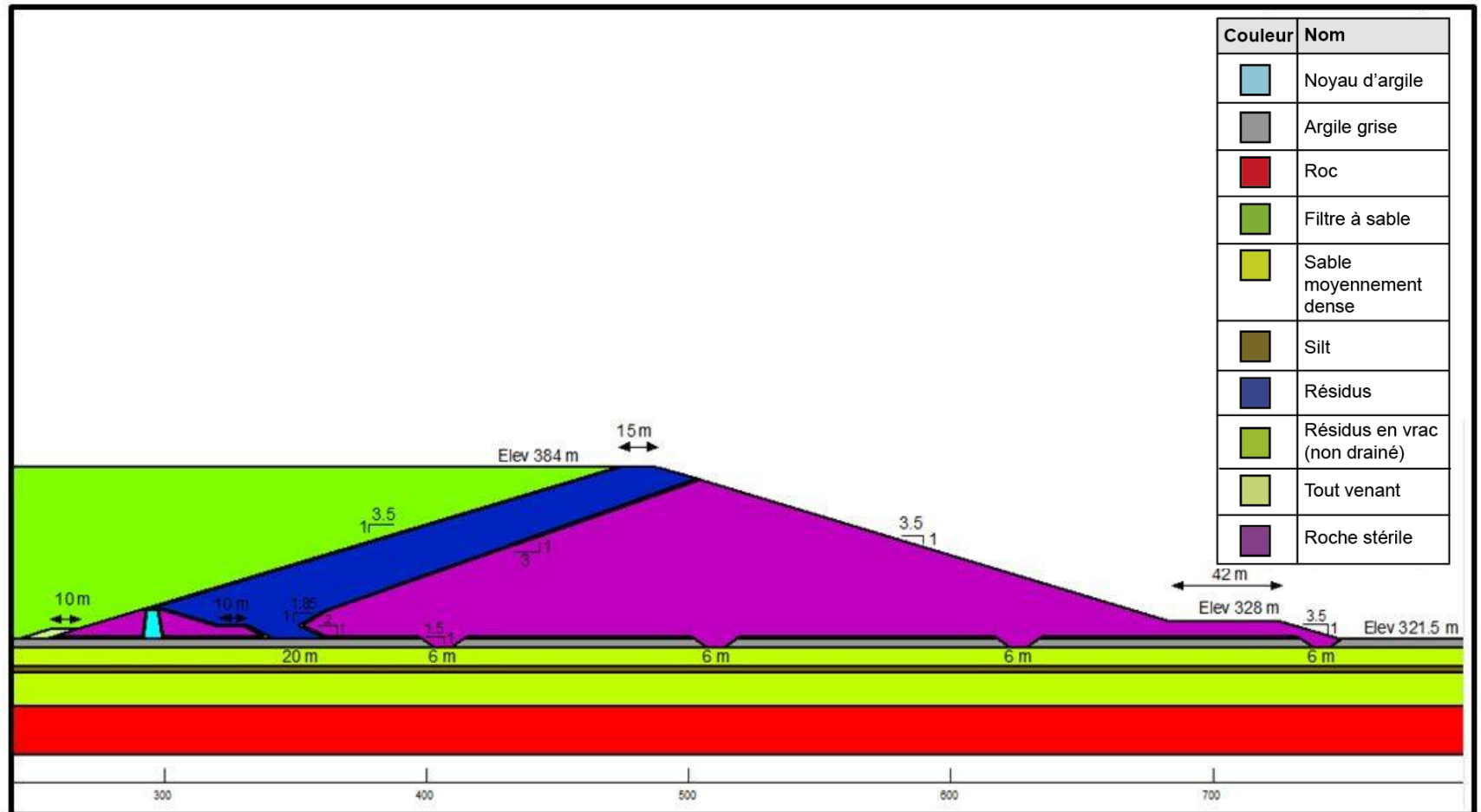
Les secteurs où les digues seront construites devront d'abord être déboisés et, au besoin, les souches et les racines devront être dégagés et les sols organiques extraits. Les sols organiques seront poussés en amont des digues de départ et seront incorporés avec la roche, où des bermes de stabilité temporaires sont requises en amont des digues périphériques. Le cœur en argile et la couche de filtration seront construits sur une période de six mois (durant les mois les plus chauds, lorsque l'argile est assez molle pour être manipulée) et les besoins en période de pointe dépasseront la production instantanée en provenance de la fosse, de telle sorte que l'empilement et le remaniement seront nécessaires. Les roches utilisées pour la construction du parc à résidus seront livrées sur une base de 12 mois et proviendront entièrement des opérations dans la fosse (aucun empilement nécessaire). Le parc à résidus servira à recueillir les résidus pendant les 19 premières années d'exploitation, après quoi les résidus miniers seront pompés directement dans la fosse à ciel ouvert excavée.

Figure 16-30 : Section transversale typique de la digue Est du parc à résidus



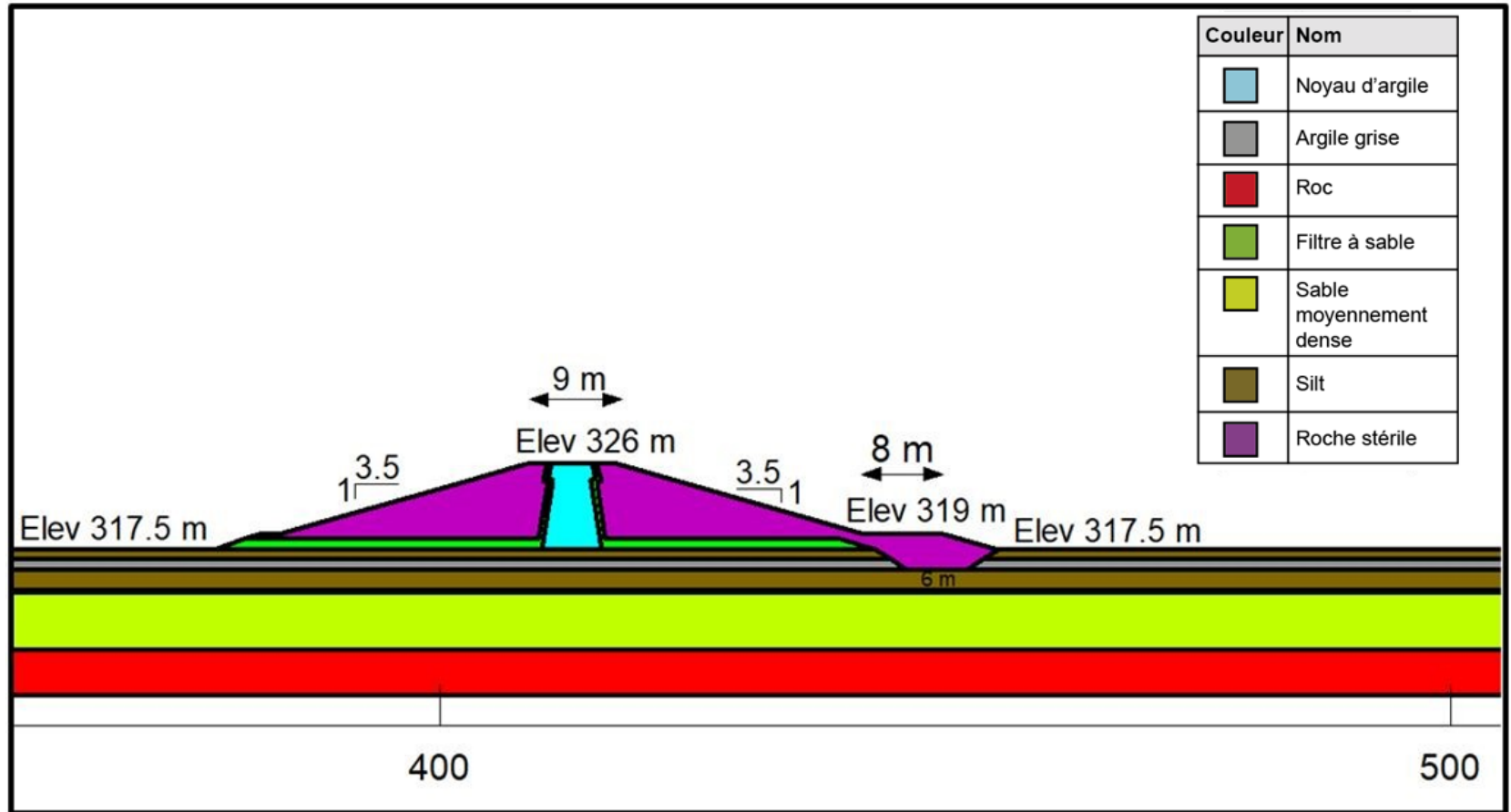
Source : Wood

Figure 16-31 : Section transversale typique de la digue Sud du parc à résidus



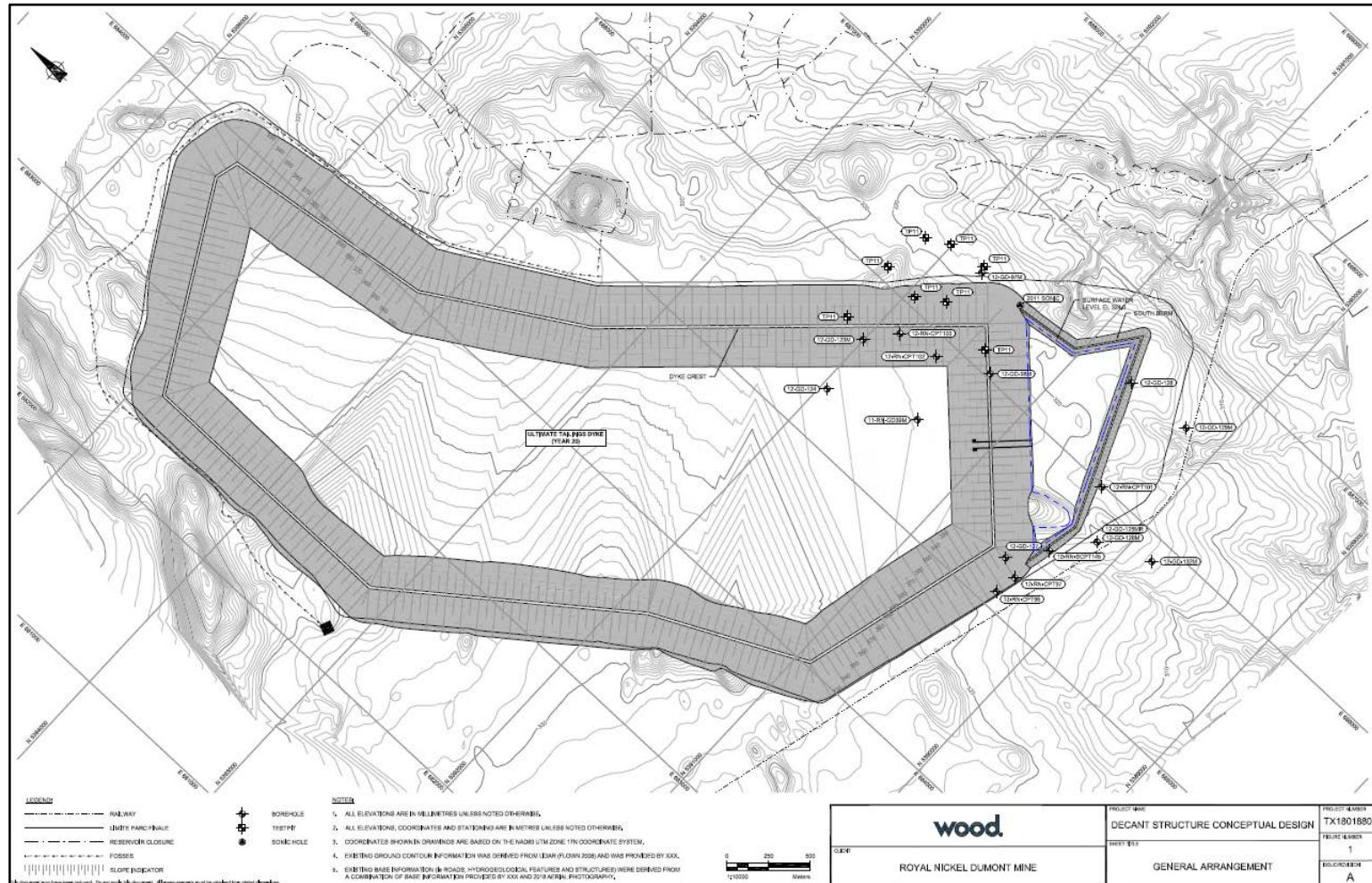
Source : Wood

Figure 16-32 : Section transversale typique du bassin d'eau recyclée du parc à résidus



Source : Wood

Figure 16-33 : Aménagement général du parc à résidus



Source : Wood

16.3.8 Routes de halage

L'exploitation de la fosse exigera la construction de 47,8 km de routes de halage, dont 12,4 km temporaires qui seront retirés lors de l'agrandissement de la fosse. Les 35,4 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 de 31 Mt de concassé au cours de la durée de vie de la mine.

À la surface, toutes les routes de halage principales auront une largeur de 37 m, ce qui convient aux camions de 290 t envisagés pour l'exploitation (les rampes équipées des infrastructures du système de trolley seront plus larges de 5 m afin de permettre l'installation de sous-stations pour le système de trolley). 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 – voir la figure 16-34 et la figure 16-35) :

- Les secteurs où la couche d'argile dépasse 7,5 m de profondeur seront excavés en utilisant une combinaison de rétrocaveuses de 90 t et de 150 t qui chargeront des camions articulés de 45 t. L'application nominale pour la plus petite excavatrice sera l'argile elle-même, tandis que l'excavatrice plus grande sera utilisée pour tout S&G ou roche dans le secteur immédiat. Les rétrocaveuses chargeront à partir du haut de la couche d'argile et il sera donc nécessaire de « blinder » la surface avec du concassé pour éviter que les rétrocaveuses ne s'enlisent. Aucun forage ni dynamitage ne sera nécessaire dans le mort-terrain, tandis que le roc sera foré à l'aide de foreuses à percussion pour y faire des trous d'un diamètre nominal de 115 mm sur des gradins d'une hauteur nominale de 5 m.
- Les secteurs où la couche d'argile est de 7,5 m d'épaisseur ou moins seront excavés en utilisant une excavatrice hydraulique de 300 t avec une configuration à pelle frontale. L'excavatrice chargera à partir de l'éponte inférieure en S&G et déposera tout l'argile, le S&G et la roche dans des camions de halage à châssis rigide de 90 t. Aucun forage ni dynamitage ne sera nécessaire dans le mort-terrain, tandis que le roc sera foré avec des foreuses à percussion pour y faire des trous d'un diamètre nominal de 115 mm sur des gradins d'une hauteur nominale de 5 m.
- Sous l'interface entre l'argile et le S&G, le S&G et le roc seront excavés sur des gradins de 10 m. Les secteurs principalement composés de S&G seront chargés par une excavatrice hydraulique de 600 t avec une configuration à pelle frontale, tandis que la roche sera principalement chargée par des pelles à câbles. La totalité du matériel excavé sera chargé dans des camions de halage de 290 t. Le roc sera foré à l'aide de foreuses rotatives pour y faire des trous d'un diamètre nominal de 270 mm.
- Sous l'interface entre le roc et le S&G, les gradins seront d'une hauteur de 15 m et la totalité du matériel rocheux excavé sera chargé par des pelles à câbles dans des camions de 290 t. Le roc sera foré à l'aide de foreuses rotatives pour y faire des trous d'un diamètre nominal de 311 mm.

Figure 16-34 : Flottes minières – Horizon argileux

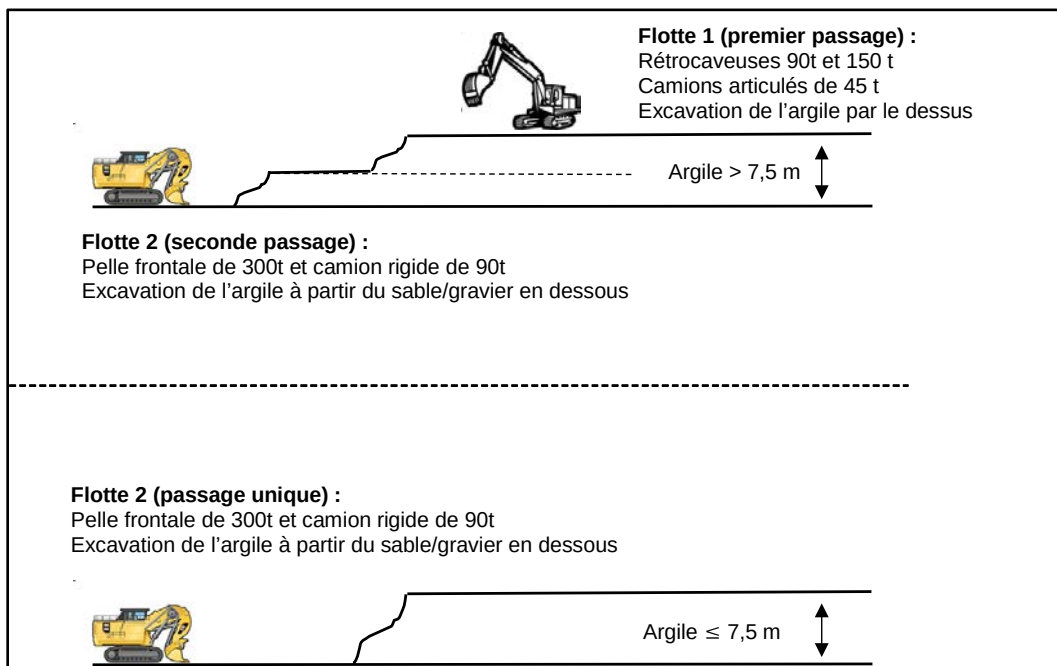
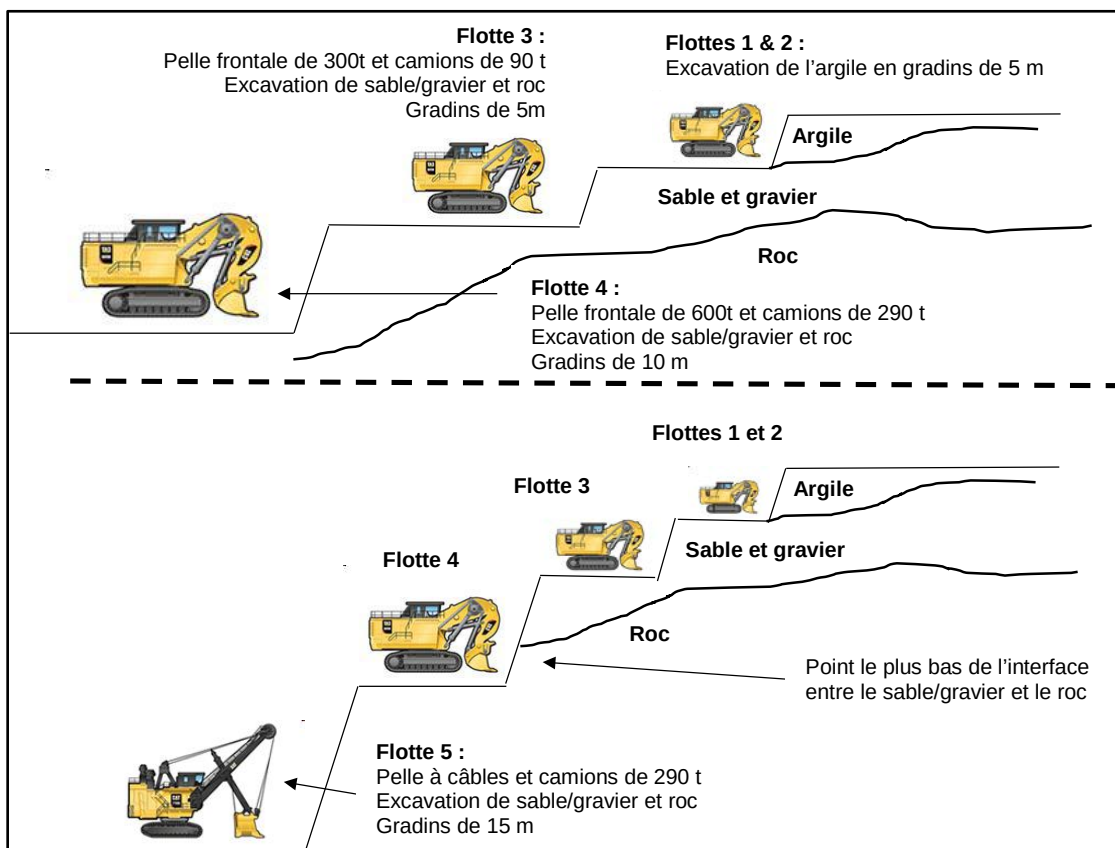


Figure 16-35 : Flottes minières – Sous l'horizon argileux



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.

Il a été supposé que la totalité de la flotte d'équipement minier sera achetée par le propriétaire. Norascon, un entrepreneur minier local avec expérience dans des environnements semblables, a été présélectionné pour contribuer aux opérations d'exploitation minière, spécifiquement pour effectuer les activités de décapage dans l'argile durant les 2 premières années de prédécapage avant que l'usine ne soit mise en service. Tous les autres équipements seront opérés 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.

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'œuvre s'élèveront à 297 personnes en moyenne au cours de la durée de vie du projet, atteignant un sommet de 598 personnes lorsque la fosse sera en activité, puis diminuant à une moyenne de 89 personnes lorsque les stocks de minerai à basse teneur seront réacheminés à l'usine. Les besoins en main-d'œuvre de l'entrepreneur minier s'élèveront à 91 personnes en moyenne au cours des périodes où le contrat est en vigueur.

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 multipliée par utilisation) pour l'équipement principal de production varie d'un maximum de 6 300 heures (pelles à câbles) à 6 000 heures (foreuses rotatives, excavatrices et camions de halage de 230 t) à 4 900 heures (foreuses à percussion diesel).

Les tableaux 16-6 résume les principales composantes de la flotte minière qui sera utilisée, tandis que les tableaux 16-7 et 16-8 résument, respectivement, la taille de la flotte minière par année pendant la durée de vie du projet lors de l'exploitation de la fosse et lors du traitement des stocks de minerai à basse teneur entreposé. 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.

Tableau 16-7 : Flotte d'équipement minier du projet Dumont

Processus	Équipement	Utilisation	Taille	Exemples
Forage	Foreuse à percussion	Roche au contact du S&G	trous de 115 mm	Sandvik DX800
	Foreuse rotative au diesel	Roche	trous de 270 mm / gradins de 10 m trous de 311 mm / gradins de 15 m	Cat MD 6310 Sandvik D90
	Marteau fond de trou	Prédécoupage	trous de 165 mm	Sandvik DI550
Chargement	Excavatrice de 90 t	Rétrocaveuse, argile, gradins de 5 m	godet de 6 m ³ (8 t)	Cat 390
	Excavatrice de 150 t	Rétrocaveuse, S&G + roche, gradins de 5 m	godet de 8 m ³ (15 t)	Cat 6015 Hitachi EX 1200 Komatsu PC 1250
	Excavatrice de 300 t	Chargeuse frontale, argile, S&G, roche (gradins de 5 m)	godet de 17 m ³ (30 t)	Cat 6030 Komatsu PC 3000
	Excavatrice de 600 t	Chargeuse frontale, S&G, roche (gradins de 10 m)	godet de 34 m ³ (60 t)	Cat 6060 Hitachi EX 5600 Komatsu PC 5500 Liebherr R9600
	Pelle à câbles électriques	S&G, roche (gradins de 15 m)	godet de 60 m ³ (100 t)	Cat 7495 P&H 4100
Transport	Camion à châssis articulé	Gradins de 5 m avec rétrocaveuse	charge utile de 40 t	Cat 745 Komatsu HM 400
	Camion de 90 t	Gradins de 5 m avec chargeuse frontale	charge utile de 90 t	Cat 777 Hitachi EH 1700 Komatsu HD 785
	Camion de 290 t	Gradins de 10 m et de 15 m	charge utile de 290 t	Cat 794 Hitachi EH5000 Komatsu 930E Liebherr T276
Équipement auxiliaire	Grande chargeuse frontale	Remaniement dans les camions de 290 t	charge utile de 30 t	Cat 994 Komatsu WA1200
	Chargeuse frontale moyenne	Remaniement dans les camions de 90 t	charge utile de 20t	Cat 992 Komatsu WA900
	Petite chargeuse frontale	Remaniement dans les camions articulés	charge utile de 10 t	Cat 988
	Grand bouteur	Support grande excavatrice et pelle à câbles	800 HP	Cat D11 Komatsu D475
	Bouteur moyen	Support excavatrice de 300 t	600 HP	Cat D10 Komatsu D375
	Petit bouteur	Support rétrocaveuses	300 HP	Cat D8
	Bouteur à roues	Nettoyage des routes	600 HP	Cat 844
	Grande niveleuse	Entretien des routes permanentes	lame de 18 pi	Cat 18M
	Petite niveleuse	Entretien des routes dans le mort-terrain	lame de 14 pi	Cat 14M
	Camion-citerne à eau	Suppression de la poussière	charge utile nominale de 90t	Cat 777 Komatsu HD 785

Tableau 16-8 : Flotte minière du projet Dumont par année pendant l’exploitation de la fosse

Évolution de la flotte durant les opérations minières																									
Équipement	An -2	An -1	An 1	An 2	An 3	An 4	An 5	An 6	An 7	An 8	An 9	An 10	An 11	An 12	An 13	An 14	An 15	An 16	An 17	An 18	An 19	An 20	An 21	An 22	An 23
Foreuse à percussion	1	1	1	1	0	1	1	0	1	1	1	1	0	0	0	0	0	0	0	0	0	1	0	0	0
Foreuse rotative	0	1	2	2	3	3	3	4	3	3	3	4	4	4	5	4	3	3	3	2	1	0	1	1	1
Foreuse de pré-découpage	0	0	0	0	0	0	0	0	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	0	0	0	0	0
Excavatrice 90 t	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	0	0	0	0	0
Excavatrice 150 t	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	0	0	1	0	0	0	0
Excavatrice 300 t	1	2	2	2	2	1	2	0	1	2	2	2	1	0	0	0	0	0	0	0	0	2	1	0	0
Excavatrice 600 t	0	1	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	1	1	2	2	1	1	0	0	0	0	1	1	1
Pelle à câbles	0	0	1	1	2	2	2	2	2	2	2	3	3	3	3	3	3	3	3	2	2	1	1	1	1
Camion articulé	15	16	3	14	2	14	11	2	9	20	19	2	2	2	2	2	2	2	1	1	2	0	0	0	0
Camion 90 t	6	15	12	16	10	9	11	3	6	17	17	17	7	3	4	3	4	4	4	4	3	6	3	1	2
Camion 290 t	0	2	11	17	20	24	24	28	25	25	29	36	40	45	45	34	42	45	45	31	16	5	7	9	11
Petit boteur	1	2	2	2	1	2	2	1	2	2	2	1	1	1	1	1	1	1	1	1	0	0	0	0	0
Boteur moyen	1	1	1	1	0	0	1	0	0	1	1	1	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
Grand boteur	0	1	2	2	2	2	2	2	2	2	2	3	2	2	3	3	2	3	3	2	1	0	0	0	0
Boteur sur roues	0	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1
Petite niveleuse	1	1	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
Grande niveleuse	1	1	2	2	2	2	2	2	2	3	3	3	3	3	3	2	3	3	3	2	1	1	1	1	1
Camion citerne	1	1	2	2	2	2	2	2	2	3	3	3	3	3	3	2	3	3	3	2	1	1	1	1	1
Petit chargeur frontal	1	1	0	1	0	1	1	0	1	1	1	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
Chargeur frontal moyen	0	0	0	0	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1
Grand chargeur frontal	0	0	0	0	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1

Tableau 16-9 : Flotte minière par année pendant le traitement des stocks de minerai à basse teneur

Évolution de la flotte pendant les opérations de reprise du minerai entreposé								
Équipement	An 24	An 25	An 26	An 27	An 28	An 29	An 30	An 31
Excavatrice 150 t	0	0	0	0	0	0	0	0
Excavatrice 300 t	0	0	0	0	0	0	0	0
Excavatrice 600 t	1	1	1	0	0	0	0	0
Pelle à câbles	1	1	1	1	1	1	1	1
Camion 90 t	1	2	2	1	1	1	1	1
Camion 290 t	9	11	8	7	7	7	7	7
Boteur sur roues	1	1	1	1	1	1	1	1
Grande niveleuse	1	1	1	1	1	1	1	1
Camion citerne	1	1	1	1	1	1	1	1
Chargeur frontal moyen	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. Les patrons de forage varieront d'environ 4 m (carrés) pour les gradins de 5 m, augmentant à des carrés de 8-9 m pour les gradins de 10 m et des carrés de 9-10 m pour les gradins de 15 m. Dans tous les cas, les dimensions plus petites sont pour le gabbro et le basalte, dont la densité est plus élevée, tandis que les dimensions plus grandes sont pour la péridotite et la dunite, à densité relative plus faible. Sur la durée de vie de la mine, une moyenne de 206 tonnes sera produite par mètre foré.

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 115 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 représentent 76 % 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 41,3 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 ces délais, globalement la productivité des foreuses rotatives est estimée à 26,4 m/h. À ce taux de productivité, le plan de production peut être respecté avec une flotte qui atteint une puissance maximale de cinq foreuses rotatives, auxquelles s'ajoute une seule foreuse à percussion. Le plan d'exploitation minière nécessitera un total de 311 000 heures d'activité pour les unités rotatives, ce qui pourra se faire sans avoir à acheter des unités de remplacement.

Les calculs de productivité tiennent compte de l'implantation d'un système GPS de guidage, de surveillance et de reconnaissance des roches de haute précision (HPGPS) pour la flotte de foreuses rotatives. Un des grands avantages de ce système est qu'il élimine la nécessité pour les arpenteurs de jalonner la position en X et Y des collets des trous de forage et de faire des vérifications subséquentes des trous forés. Les autres avantages du système comprennent notamment :

- Une détermination plus précise de l'élévation du collet, améliorant le contrôle dans l'éponte inférieure et minimisant le forage excédentaire.
- La reconnaissance des types de roches le long du trou permettra une cartographie plus détaillée des lithologies, ce qui améliorera la planification, y compris la conception des patrons de dynamitage pour réduire la dilution et les pertes de minerai aux contacts.

- La technologie assure un rendement plus régulier des foreuses, particulièrement lorsque les lithologies changent le long du trou. Ceci permet à son tour un meilleur respect des instructions de forage, peu importe l'expérience et le niveau de compétence du foreur.

Le système HPGPS de guidage, de surveillance et de reconnaissance des roches est aussi une composante essentielle advenant l'utilisation d'un système de forage autonome, une possibilité qui sera abordée au chapitre 24.

Le roc sera dynamité en utilisant de l'émulsion produite dans des installations sur place, exploitées par le fournisseur d'explosifs.

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 indiquent qu'avec 20 kg d'explosifs placés dans un trou de 15 m par 165 mm de diamètre, l'espacement entre les trous variera d'un minimum de 1,75 m dans le basalte jusqu'à un maximum de 2,7 m dans la dunite. Une moyenne pondérée de 2,37 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 270,2 km sur les 36 gradins qui seront exploités. Pour les 114 075 trous de prédécoupage qui en résultent, 1 758 km de forage seront nécessaires. Le prédécoupage doit commencer après la réalisation de la phase 4, lorsque les derniers murs initiaux seront érigés dans l'extension sud-est. Le nombre total de mètres de prédécoupage a été divisé également sur la durée résiduelle des activités d'extraction minière dans la fosse (il a été pris en compte que le prédécoupage sera terminé 6 mois avant le dernier dynamitage), ce qui donne un taux trimestriel de 2 377 trous ou 36,7 km.

Le forage de prédécoupage sera effectué à l'aide d'une seule foreuse à percussion équipée de marteaux fond de trou. Le taux de pénétration sera similaire à celui qui a été déterminé pour les foreuses à percussion. La foreuse de prédécoupage sera équipée du même système HPGPS de guidage, de surveillance et de reconnaissance des roches que les foreuses rotatives.

16.4.2.3 Chargement et transport

Tel qu'indiqué ci-dessus, plusieurs flottes d'équipement de chargement et de halage seront employées afin de s'assurer que les différents types de roches du projet Dumont seront extraits de la façon la plus productive. Les secteurs où l'épaisseur de l'argile est de plus de 7,5 m seront décapés en utilisant des rétrocaveuses de 90 t et de 150 t, tandis que les autres secteurs où l'extraction minière se fera par gradins d'une hauteur nominale de 5 m seront décapés à l'aide d'excavatrices de 300 t avec une configuration à pelle frontale. Les trois types d'excavatrices plus petites seront alimentés au diesel et chargeront, en tout, 7 % du tonnage de 2 080 Mt à sortir de la fosse, ou 6 % du tonnage total, ce qui inclut 511 Mt qui seront remaniées des haldes. Les excavatrices de 600 t, qui seront affectées principalement sur les gradins de 10 m et les haldes, seront alimentées à l'électricité et chargeront 22 % du tonnage total. Le reste, soit 72 % du matériel total à déplacer, sera chargé par des pelles à câbles, qui seront principalement affectées aux gradins de 15 m et aux haldes. Les critères employés pour calculer la productivité des différentes unités de chargement sont présentés au tableau 16-11.

Tableau 16-10 : Critères de conception au niveau du chargement – Excavatrices en fonction sur les gradins de 5 m

Paramètre	Unité	Argile ⁵	Sable et gravier + roche	
		Excavatrice de 90t	Excavatrice de 150t	Excavatrice de 300t
Charge utile moyenne par godet	tonnes	8	15	30
Charge utile moyenne par camion	tonnes	38	38	88
Passes théoriques par chargement	nombre	4,80	3,00	3,00
Passes additionnelles par chargement	nombre	0,25	0,25	0,25
Passes totales par chargement	nombre	5,05	3,25	3,25
Durée du cycle par godet	secondes	30	30	30
Temps de manœuvre	secondes	30	30	30
Délai total par chargement de camion	secondes	182	128	128
Heures-moteurs par année	heures	5 800	5 800	5 800
Temps non productif par année ¹	heures	1 400	1 400	1 800
Productivité théorique par unité	Mt/a	3,3	4,7	10,0

Remarque : 1. incluant les délais de dynamitage, les déplacements d'équipement et le temps d'attente des camions.

Tableau 16-11 : Critères de conception au niveau du chargement – Équipement en fonction sur les gradins de 10 m et de 15 m

Paramètre	Unité	Excavatrice de 600t	Pelle à câbles
Charge utile moyenne par godet	tonnes	61	100
Charge utile moyenne par camion	tonnes	285	285
Passes théoriques par chargement	nombre	4,60	3,00
Passes additionnelles par chargement	nombre	0,25	0,25
Passes totales par chargement	nombre	4,85	3,25
Durée du cycle par godet	secondes	30	30
Temps de manœuvre	secondes	30	30
Délai total par chargement de camion	secondes	176	128
Heures-moteurs par année	heures	5 800	6 300
Temps non productif par année ¹	heures	2 400	1 850
Productivité théorique par unité	Mt/a	20,0	36,0

Remarque : 1. incluant les délais de dynamitage, les déplacements d'équipement et le temps d'attente des camions

L'utilisation et la taille des flottes pour chacune des différentes unités de chargement sont décrites ci-dessous :

- Utilisation des excavatrices de 90 t = 36 k heures d'activité, flotte maximale = 1 unité
- Utilisation des excavatrices de 150 t = 50 k heures d'activité, flotte maximale = 1 unité
- Utilisation des excavatrices de 300 t = 102 k heures d'activité, flotte maximale = 2 unités
- Utilisation des excavatrices de 600 t = 134 k heures d'activité, flotte maximale = 2 unités

- Utilisation des pelles à câbles = 303 k heures d'activité, flotte maximale = 3 unités

Les heures d'activité sur la durée de vie de la mine qui seront accumulées par les différentes unités de chargement restent à l'intérieur des paramètres de durée de vie économique pour chaque catégorie de machinerie; il ne sera donc pas nécessaire d'acheter des unités de remplacement.

En raison des mauvaises conditions dans l'éponte inférieure qui seront présentes dans les secteurs d'argile plus épaisse, les deux excavatrices de 90 t et de 150 t chargeront des camions articulés dont la charge utile est de 40 t. L'excavatrice de 300 t sera en fonction dans les secteurs où les gradins de 5 m dans l'éponte inférieure sont situés dans le S&G et sera plus productive en chargeant des camions à châssis rigide de 90 t.

La taille optimale des camions que les excavatrices de 600 t et les pelles chargeront a fait l'objet d'une étude d'optimisation lors de l'avant-dernière itération LG. L'étude a conclu que la rentabilité du projet serait améliorée en augmentant la taille des camions de 230 t sélectionnés lors de l'ÉF de 2013 à 290 t. Bien que le rapport charge utile/tare des camions plus gros soit généralement inférieur et résulte en une vitesse de roulement plus lente en pente ascendante et/ou en une consommation de diesel accrue, ces points négatifs sont éliminés grâce à l'utilisation d'un système de trolley. Les camions plus gros présentent aussi l'avantage d'offrir une meilleure correspondance en termes de productivité pour les pelles à câbles et de réduire la main-d'œuvre requise.

Les systèmes de trolley sont une technologie éprouvée qui, lors des halages en pente ascendante, fournissent de l'énergie aux moteurs des roues des camions diesel-électriques à partir d'une ligne aérienne plutôt qu'un générateur à bord. Une description plus détaillée de cette technologie et de son application au projet Dumont est présentée à la section suivante sur les infrastructures minières.

Les critères employés pour calculer la productivité des différentes unités de halage sont présentés au tableau 16-12

Tableau 16-12 : Critères de conception pour le halage

Paramètre		40t ADT	90t	290t
Charge utile	tonnes	38	88	285
Temps de chargement ¹	min / charge	4,64	2,13	2,13
Temps de déchargement	min / charge	2	1	1
Temps d'attente	min / charge	2	2	2
Vitesse – à plat dans la fosse (à vide et chargé)	km/h	19	25	25
Vitesse – hors de la fosse (à vide et chargé)	km/h	26	35	35
Vitesse en montée conventionnelle, chargé	km/h	10	12	13
Vitesse en montée avec trolley, chargé	km/h	s/o	s/o	23
Vitesse en descente à vide	km/h	23	30	30
Durée moyenne par cycle ²	min / charge	31,9	23,6	30,3
Consommation moyenne de carburant ²	L/h	28	87	239
Productivité moyenne par unité ²	Mt/a	0,4	1,3	3,3

Remarques : 1 Le temps de chargement varie en fonction de l'unité de chargement. 2. Moyennes atteintes sur la durée de vie de la mine, en fonction du plan d'exploitation sélectionné.

Il a été supposé que les trois catégories de camions auraient une disponibilité et une utilisation moyennes de 85 % et de 80 % respectivement, ce qui donne un total de 5 960 heures d'activité

par unité annuellement. L'utilisation et la taille des flottes de chacune des catégories de camions seront les suivantes :

- Utilisation des camions articulés de 40 t = 705 k heures d'activité, flotte maximale = 20 unités
- Utilisation des camions de 90 t = 1 033 k heures d'activité, flotte maximale = 17 unités
- Utilisation des camions de 290 t = 3 883 k heures d'activité, flotte maximale = 45 unités

La taille maximale des flottes sera dictée par l'accroissement du taux d'extraction minière et l'allongement des distances de halage (principalement en raison des dimensions croissantes des haldes de stériles) qui surviendront entre les T46 et T54 de la durée d'exploitation de l'usine, qui correspondent aux années 14 à 16 sur la durée de vie globale du projet qui est de 33 ans (en incluant le prédécapage et le remaniement des stocks). Il sera donc possible de retirer les unités dont le nombre d'heures d'activité sera plus élevé dans les dernières années de vie du projet et de les remplacer par les unités achetées pour répondre à l'accroissement du taux d'extraction minière, de telle sorte qu'il ne sera pas nécessaire d'acheter des unités de remplacement.

L'efficacité des opérations de chargement et de halage sera maximisée via l'acquisition de différents systèmes technologiques, incluant :

- Un système de gestion de la flotte, qui assigne, suit et surveille la flotte d'équipement mobile. Les assignations sont mises à jour en continu afin de tenir compte du statut courant de tous les équipements et ainsi s'assurer que le plan est réalisé avec le minimum de ressources et de dépenses d'exploitation requises pour le faire.
- Un système de surveillance des pneus, qui implique le déploiement de senseurs dans les pneus des camions de halage, des chargeuses frontales et des bouteurs sur roues. Ces senseurs fournissent des données en temps réel sur la pression et la chaleur des pneus, qui peuvent être utilisées pour générer des assignations qui maximisent tant la sécurité que la durée de vie des pneus. Par exemple, un camion de halage dont les pneus approchent de la limite de température menant à une séparation thermique pourrait être réaffecté à un profil où une vitesse plus faible est requise, permettant ainsi aux pneus de rafraîchir.
- Un système HPGPS de guidage et de surveillance, similaire au système qui sera déployé sur les foreuses. Celui-ci permettra aux unités de chargement de charger plus près des limites X-Y-Z planifiées, réduisant ainsi la dilution et les pertes de minerai tout en améliorant les conditions dans l'éponte inférieure. Le système serait aussi employé pour l'équipement auxiliaire comme les bouteurs et les niveleuses, afin de s'assurer que les conditions dans l'éponte inférieure et les rampes soient maintenues aux standards les plus élevés. Par exemple, le système de gestion de la flotte pourrait identifier un tronçon de route où les camions de halage ralentissent. Un bouteur et/ou une niveleuse serait alors automatiquement envoyé à l'emplacement exact où des travaux de nivellement et/ou de remplissage sont requis pour remettre la route en état.
- Détection des dents des unités de chargement, qui utilise des caméras pour surveiller l'état des dents des godets et qui sonne l'alarme lorsqu'une dent vient à manquer. Ceci permet d'identifier le camion de halage dans lequel la dent brisée se trouve avant qu'il ne vienne au concasseur.
- Surveillance des charges utiles, qui donne aux opérateurs la masse livrée aux camions de halage godet par godet, afin de minimiser les surcharges et le sous-chargement. Ceci maximise à son tour l'utilisation des camions de halage tout en minimisant l'usure excessive du châssis, de la suspension et des pneus des 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. Les unités plus petites, de 35 t, seraient affectées au soutien des rétrocaveuses (par ex., Cat D8), les unités de 50 t aux excavatrices de 300 t (par ex., Cat D9), tandis que les grandes excavatrices et les pelles à câbles seraient assorties d'unités de 100 t (par ex., Cat D11).
- 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 0,25 boteur en opération pour chaque unité de chargement en opération. Des équipements de 35 t seront sélectionnés (par ex., Cat 844).
- Des niveleuses. Les exigences ont été estimées en fonction d'une relation empirique de 1 niveleuse par 20 camions. Deux catégories de niveleuses seraient employées : des unités munies d'une lame de 14 pi seraient d'abord utilisées par l'entrepreneur. La flotte du propriétaire utiliserait par la suite des unités plus grandes munies d'une lame de 18 pi.
- Des camions-citernes, pour abattre la poussière. Les exigences ont été estimées en fonction d'une relation empirique de 1 camion-citerne par 20 camions. Les camions-citernes seraient des camions de halage de 90 t modifiés.
- Des chargeuses frontales, pour les activités de construction et de nettoyage, y compris le chargement de la pierre dans les camions. Une petite chargeuse frontale munie d'un godet d'une capacité de 10 t serait utilisée pour soutenir les opérations dans l'argile, tandis qu'une unité plus grande, avec une charge utile de 20 t, serait disponible pour soutenir les autres opérations. Cette unité serait aussi utilisée pour charger la roche destinée aux routes dans les camions de 90 t. Une grande chargeuse frontale d'une charge utile de 35 t serait disponible comme unité de chargement supplémentaire au besoin.
- Des excavatrices utilitaires, pour des activités comme la construction, l'écaillage des parois élevées et pour briser les blocs surdimensionnés.

16.4.3 Infrastructures

16.4.3.1 Atelier

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 une relation empirique d'une baie de service par cinq camions de halage.

Au démarrage, l'atelier comptera six baies de service. À mesure que la flotte grandira pour répondre au taux de production plus élevé et aux distances de halage plus grandes, l'atelier sera agrandi à 10 baies de service.

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 de carburant a été estimée selon des principes de base, en fonction des taux de consommation pour les différentes pièces d'équipement qui seront en fonction et leur cycle de travail spécifique. La figure 16-36 illustre le fait que les camions de halage de 290 t devraient

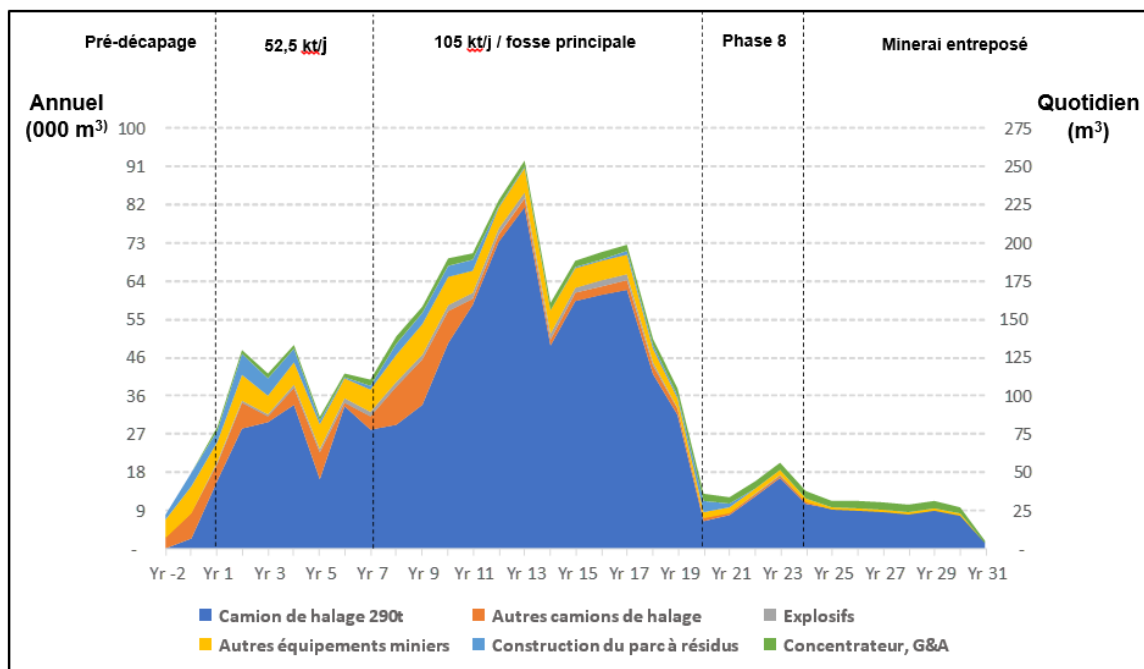
consommer 75 % des 1,23 Mm³ de carburant requis sur la durée de vie du projet. Dans l'éventualité où le système de trolley n'était pas implanté, la consommation de diesel des gros camions augmenterait de 45 % et la consommation de diesel sur la durée de vie du projet grimperait à un total de 1,65 Mm³. La consommation combinée des camions de halage plus petits et des autres équipements miniers, incluant ceux qui serviront à la construction du parc à résidus, comptera pour 20 % de la consommation totale, ou 0,24 Mm³. Une possibilité qui n'a pas été investiguée dans le cadre de cette étude est l'utilisation de véhicules à batteries électriques pour ces applications plutôt que des équipements miniers conventionnels au diesel. Le diesel est une composante clé des explosifs à base de nitrate d'ammonium et de diesel (ANFO) qui seront utilisés; 2 % de la consommation totale de carburant servira à ces fins. Le dernier 3 % sera utilisé par les plus petits véhicules en fonction à l'usine et dans les secteurs administratifs. Ces machines pourraient aussi être remplacées par des véhicules à batteries électriques.

La figure 16-36 illustre que la consommation moyenne quotidienne sera de 50 m³/j durant le prédécapage et augmentera jusqu'à 125 m³/j avant l'expansion de l'usine. Le parc de carburant a été conçu pour accommoder la demande maximale, avec une capacité initiale de 900 m³, fournissant 6 jours de capacité durant la période de consommation maximale juste avant l'expansion. Suite à l'expansion, la consommation quotidienne grimpera régulièrement jusqu'à un maximum de 250 m³/j à l'an 13. Le parc de carburant sera ainsi agrandi à 1 650 m³, pour fournir plus de six jours de réserve pour cette année de consommation maximale. Durant l'exploitation minière de la phase 8, la consommation diminuera, le maximum étant de 50 m³/j, puis chutera à un taux régulier de 30 m³/j après la fin des opérations dans la fosse.

L'équipement sera ravitaillé à un point de remplissage de diesel situé à côté du complexe de l'atelier mécanique. Un camion de transport de 90 t 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 16-36 : Consommation de diesel



Source : RNC.

16.4.3.3 Usine de fabrication d'explosifs

Le roc sera dynamité à l'aide d'explosifs à émulsion. Deux fournisseurs potentiels sont envisagés pour assurer l'approvisionnement en explosifs du projet, soit Dyno-Nobel ou Orica. Pendant les 15 premiers mois d'activité sur le site (durant le prédécapage), avant que l'usine d'explosifs soit construite sur le site, des produits finis d'explosifs en vrac seront obtenus de l'un des deux sites suivants :

- Orica – Usine située à la mine Canadian Malartic, à environ 90 km du site minier Dumont; ou
- Dyno-Nobel – Usine à North Bay, à environ 400 km du site minier Dumont.

La consommation quotidienne moyenne durant cette période sera de 7 tonnes, atteignant un sommet de 10 tonnes. Comme les explosifs seraient apportés sur le site dans des camions de livraison en vrac de 12,5 t, la circulation quotidienne serait un maximum de 1 camion. Des installations d'entreposage sur le site seront érigées pour recevoir le produit et un camion de repompage en vrac sera utilisé pour livrer le produit aux forages de production. Deux entrepôts d'explosifs seront aussi érigés pour entreposer les détonateurs et les relais.

Suivant la mise en service des installations sur le site, l'émulsion sera fabriquée sur place. L'ingrédient principal est une solution de nitrate d'ammonium (ANSOL), qui est une substance non explosive qui peut être livrée par wagon-citerne conventionnel dont la charge utile est de 90 t. Au taux de production maximal d'environ 360 kt/j de roche, la demande en explosifs sera de 90 tonnes par jour. Puisque le service sur l'embranchement de voie ferrée ne sera pas quotidien, le taux de livraison maximal serait de deux livraisons par semaine de 4 ou 5 wagons-citernes, l'excédent permettant de répondre aux besoins de pointe.

La technologie envisagée pour le projet Dumont ferait en sorte que les explosifs seraient fabriqués dans le camion de livraison en vrac servant à charger les trous, ce qui signifie que les matériaux entreposés sur le site ne seraient pas considérés comme des explosifs. Ceci permettrait de localiser les installations d'entreposage des explosifs à 270 m des autres bâtiments, réduisant ainsi l'empreinte des opérations en surface et la durée des cycles de transport pour les camions de livraison en vrac.

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. Basé sur les soumissions budgétaires fournies par Orica et Dyno-Nobel, le modèle financier suppose que les dépenses en immobilisations associées aux équipements et aux installations seront prises en charge par le fournisseur d'explosifs et récupérées sous la forme de frais de services appliqués lorsque le projet commencera à générer des flux de trésorerie. Le fournisseur d'explosifs sera responsable 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 7 000 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 forages de production seront bourrés de pierre concassée.
- Il a été calculé que 32,7 Mt de concassé seront requises au cours de la durée de vie du projet, comprenant :
 - 0,4 Mt de concassé utilisé pour le bourrage des forages de production.
 - 1,0 Mt de concassé servant à blinder les surfaces de chargement dans les secteurs où l'argile est plus épaisse et où les rétrocaveuses de 90 t et de 150 t chargeront des camions articulés.
 - 31,3 Mt de concassé pour le rechargement de la surface de roulement des routes de la fosse.

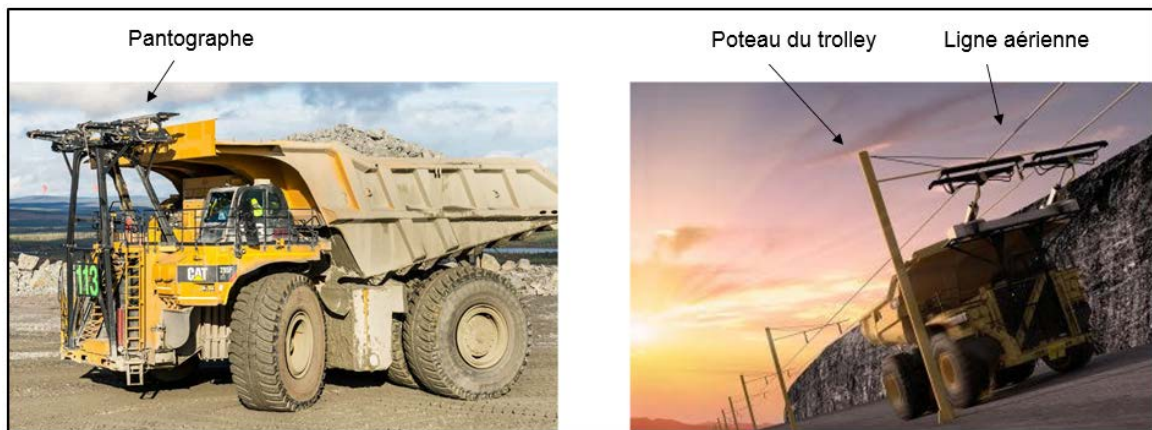
L'usine de concassage sera approvisionnée par des camions de halage de 90 t et la pierre concassée sera déposée dans des camions de halage de mêmes dimensions à l'aide d'une chargeuse frontale.

16.4.3.5 Système de trolley

Survol

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 système de contrôle du camion régule l'énergie en termes de volts et d'ampères, de telle sorte que les moteurs fournissent la vitesse et le couple désirés – à l'instar d'une transmission dans un camion muni d'un système d'entraînement mécanique. La vitesse du véhicule sur une pente est limitée par la puissance en chevaux-vapeurs du moteur diesel. Dans un système de trolley, deux pantographes sont montés sur le camion afin qu'il puisse tirer de l'électricité à partir de lignes aériennes. Les lignes sont soutenues par des poteaux rigides, et l'électricité est acheminée sur la ligne via une sous-station à courant direct (DC). D'autres mesures de contrôle seront ajoutées aux camions, afin que l'électricité provenant des lignes aériennes puisse être appliquée adéquatement aux moteurs des roues. La figure 16-37 présente une vue d'un camion équipé d'un système de trolley et des infrastructures associées à la mine Aitik de Boliden en Suède.

Figure 16-37 : Système de trolley à Aitik



Source : RNC.

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.

Les économies associées à l'utilisation d'un système de trolley peuvent être décrites comme suit :

- Économies en termes de coûts énergétiques – découlant du fait que l'énergie qui est fournie aux moteurs des roues provient d'une ligne aérienne raccordée au 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, avec des améliorations possibles de 74 % pour les types de camions qu'il est prévu d'utiliser au projet Dumont. Ceci permet de réaliser le plan d'exploitation minière avec un plus petit nombre de camions et une réduction associée de la main-d'œuvre. La réduction de la flotte de camions présente aussi l'avantage de réduire la congestion associée aux embouteillages lors des changements de quarts et autres interruptions.
- 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 systèmes 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.

Implantation d'un système de trolley au projet Dumont

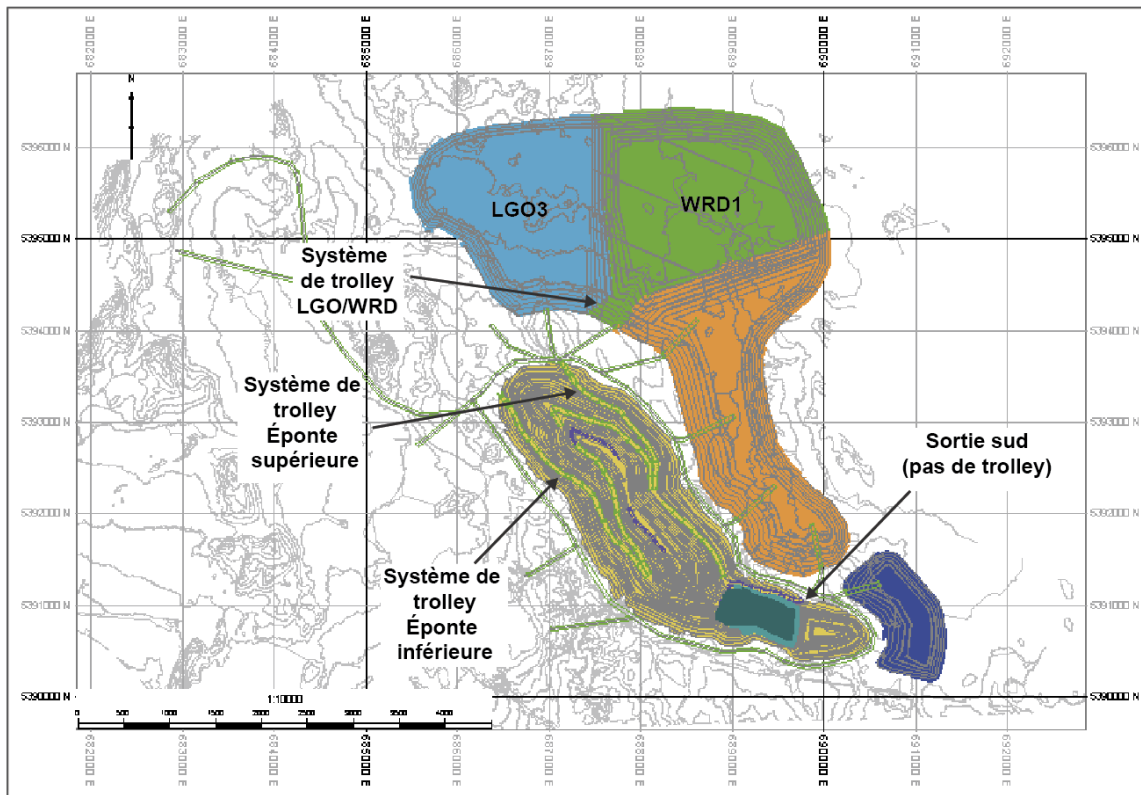
Le modèle de fosse actuel a été optimisé pour l'utilisation d'un système de trolley. Comparativement au modèle de 2013, il y a une sortie de moins dans la fosse, ce qui induit une densité de circulation plus élevée sur les rampes qui restent, avec une utilisation accrue (mesurée en tonnes x kilomètres) des infrastructures de trolley. Chacune des rampes a été évaluée pour atteindre les conditions optimales suivantes (voir figure 16-38) :

- La rampe principale de l'éponte supérieure sera munie d'un système de trolley à compter de l'an 3. La rampe sera prolongée jusqu'au gradin 26 (RL 660 m), soit deux gradins au-dessus de la profondeur finale à RL 630 m. Les 2,7 Mt qui seront extraites des deux derniers gradins ne justifient pas l'installation d'une ligne et donc la largeur de la rampe y sera réduite à 37 m. La longueur maximale du système est de 3,3 km.
- La rampe principale dans l'éponte inférieure sera munie d'un système de trolley à compter de l'an 5. La rampe se rendra jusqu'au gradin 33 (RL 585 m), soit six gradins au-dessus de la profondeur finale à RL 495 m. Bien que les 36 Mt qui seront extraites des derniers gradins justifieraient un prolongement partiel de la ligne, il a été jugé plus économique de réduire

la largeur de la rampe et l'extraction globale de stériles. La longueur maximale du système est de 5,0 km.

- WRD1 sera munie d'un système de trolley à compter de l'an 5. Le matériel destiné à LGO3 transitera également par cette rampe, qui atteindra une hauteur ultime de 70 m, pour un système d'une longueur maximale de 800 m. Lors du remaniement du minerai entreposé à LGO3, les camions vides en route vers le site de chargement continueront d'utiliser le système de trolley.
- L'implantation d'un système de trolley à la sortie de la fosse au sud atteint tout juste le seuil de rentabilité, ainsi il a été laissé sans système de trolley, avec une rampe moins large et des besoins de décapage moins importants.

Figure 16-38 : Rampes munies d'un système de trolley au projet Dumont



Source : RNC.

L'une des principales hypothèses de conception, basée sur l'expérience opérationnelle à Palabora ainsi qu'à Rossing et à Goldstrike, est que l'utilisation en régime normal de chaque rampe munie d'un système de trolley (mesurée en pourcentage de tonnes potentielles x km appareillé) serait de 90 %. Il a aussi été supposé que chaque nouveau tronçon dans la fosse prendrait 15 mois avant d'atteindre ce taux d'utilisation, la principale contrainte étant le temps requis pour ouvrir un gradin suffisamment afin que les roches expulsées lors du dynamitage ne puissent pas endommager le système. Pour les haldes, où il n'y aura pas de dynamitage, le temps requis pour atteindre l'utilisation en régime normal a été estimé à 9 mois. Sur la durée de vie de la mine, 60 % des tonnes totales par kilomètre en pente ascendante voyagé par les camions de 290 t se feront à l'aide du système de trolley. Les camions plus petits de 90 t et les camions articulés ne seront pas équipés pour utiliser le système de trolley.

L'enjeu le plus important devant être pris en considération pour que le trolley puisse être implanté avec succès au projet Dumont est l'impact du climat – en particulier le gel printanier – sur les conditions des routes. 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). La mine Aitik de Boliden en Suède, qui reçoit des quantités similaires de neige à celles du projet Dumont, a commencé à utiliser un système de trolley depuis le 4^e trimestre de 2018. 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.

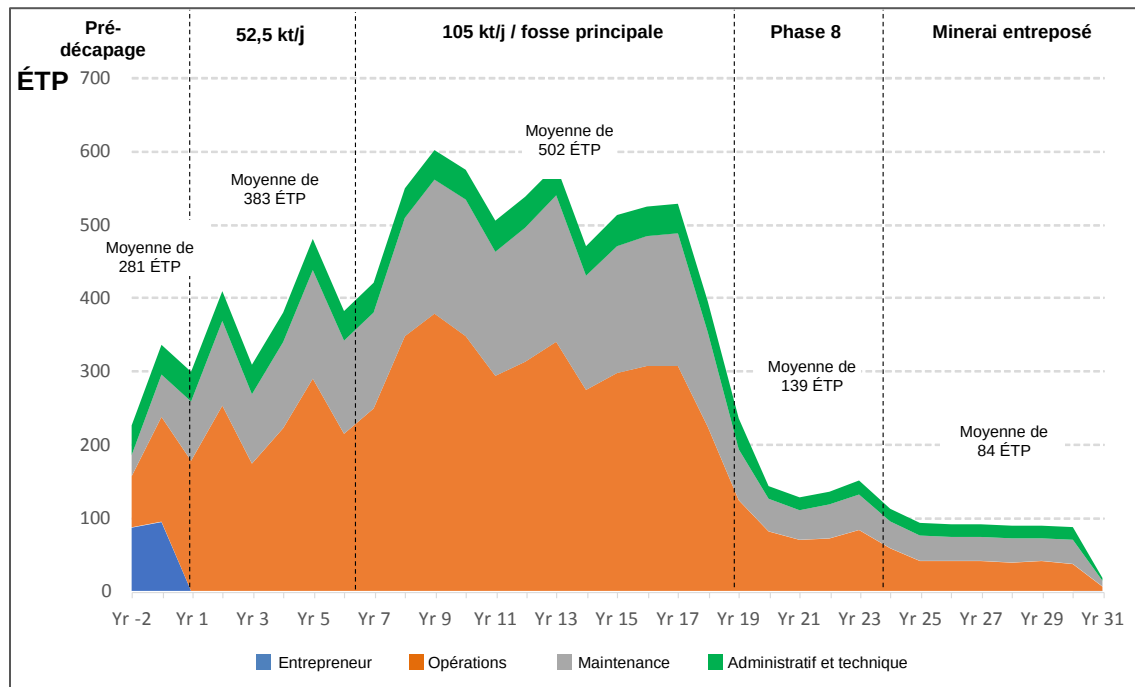
16.4.4 Main-d'œuvre

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 proposée. Le personnel affecté à la construction du parc à résidus, ainsi que les entrepreneurs, sont inclus dans les nombres indiqués.

Durant la période de prédécapage, l'effectif comptera en moyenne 281 personnes en équivalent temps plein (ÉTP), et ce nombre augmentera à 383 durant les premières années de production commerciale, lorsque le concentrateur fonctionnera à une capacité de 52,5 kt/j. Après l'expansion de l'usine à 105 kt/j, l'accroissement du taux d'extraction minière et l'augmentation des distances de halage font en sorte que l'effectif moyen grimpera à 502 ÉTP, avec un sommet à 602 ÉTP. Après la fermeture de la fosse principale et durant l'exploitation minière en phase 8, l'effectif sera de 139 ÉTP en moyenne. Lorsque les activités seront essentiellement consacrées au remaniement des stocks de minerai, l'effectif diminuera encore un peu, à 84 ÉTP.

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 tout-venant (ROM) livré aux concasseurs primaires pour produire du concentré nickélifère et des résidus. Le procédé proposé englobe les étapes suivantes :

- Concassage et broyage du minerai tout-venant;
- Déschlammage en hydrocyclones;
- Flottation de dégrossissage et de purification des schlamms;
- Flottation de dégrossissage, d'épuisement et de purification des sulfures nickélifères;
- Récupération magnétique des résidus de dégrossissage des sulfures et des résidus de purification des sulfures;
- Rebroyage du concentré magnétique; et
- Circuit de récupération de l'awaruite, comprenant 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 installations de traitement exploitées par des tiers.

Les résidus de la séparation magnétique et les résidus de dégrossissage de l'awaruite seront combinés dans l'épaississeur de résidus grossiers. La majeure partie des résidus grossiers épaissis sera acheminée au parc à résidus, tandis qu'une petite proportion sera mélangée aux résidus de flottation des schlamms pour aider à la sédimentation du matériel dans l'épaississeur des résidus de schlamms. Les résidus de schlamms épaissis seront aussi acheminés au parc à résidus via un pipeline dédié.

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 Critères de conception de l'usine

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

- Taux d'usinage nominal pour l'usine de départ de 52,5 kt/j;
- 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; 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 sélection de ces paramètres est décrite en détail ci-dessous.

17.3 Sommaire des critères de conception

L'approche globale consistait à concevoir des schémas d'usine de traitement robustes qui pourraient traiter une grande variété de minerais et de 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 dans le tableau 17-1

Tableau 17-1 : Sommaire des critères de conception de l'usine de traitement

Critère		Unités	Design 52,5 kt/j	Design 105 kt/j
Alimentation du concasseur		kt/j Mt/a	52,5 19,2	105 38,3
Disponibilité du concasseur		%	75	75
Débit du concasseur		t/h	2 917	5 833
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	0,22	0,22
		% magnétite	4,37	4,37
Récupération du métal (valeurs nominales)	Nickel global	%	60,5	60,5
Taux de filtration du concentré nickélifère		kg/m ² /h	450	450
Flux d'épaississement des concentrés		t/m ² /h	0,25	0,25
Flux d'épaississement des résidus	Schlamms	kg/m ² /h	0,5	0,5
	Résidus grossiers	kg/m ² /h	1,0	1,0
Densité de la sousverse de l'épaississeur de résidus	Schlamms	% w/w	35	35
	Résidus grossiers		55	55
Consommation de KAX20		g/t	98	98
Consommation de MIBC		g/t	112	112
Consommation de Cytec 65 (agent moussant)		g/t	2	2
Consommation de Calgon		g/t	254	254
Consommation de CMC		g/t	22	22
Consommation d'acide sulfurique (H ₂ SO ₄)		g/t	3 888	3 888
Consommation de floculant	Concentré	g/t	10	10
	Schlamms	g/t	60	60
	Résidus grossiers	g/t	30	30
Consommation de corps broyants pour le broyeur SAG		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 cette application. Ausenco considère que ce circuit est adéquat pour atteindre le taux de traitement nominal de 52,5 kt/j par usine pour le minerai de compétence nominale, et présente un potentiel de taux 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'usinage

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. Il sera nécessaire de réviser la conception de la phase 2 de l'usine une fois que la phase 1 sera en fonction 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).

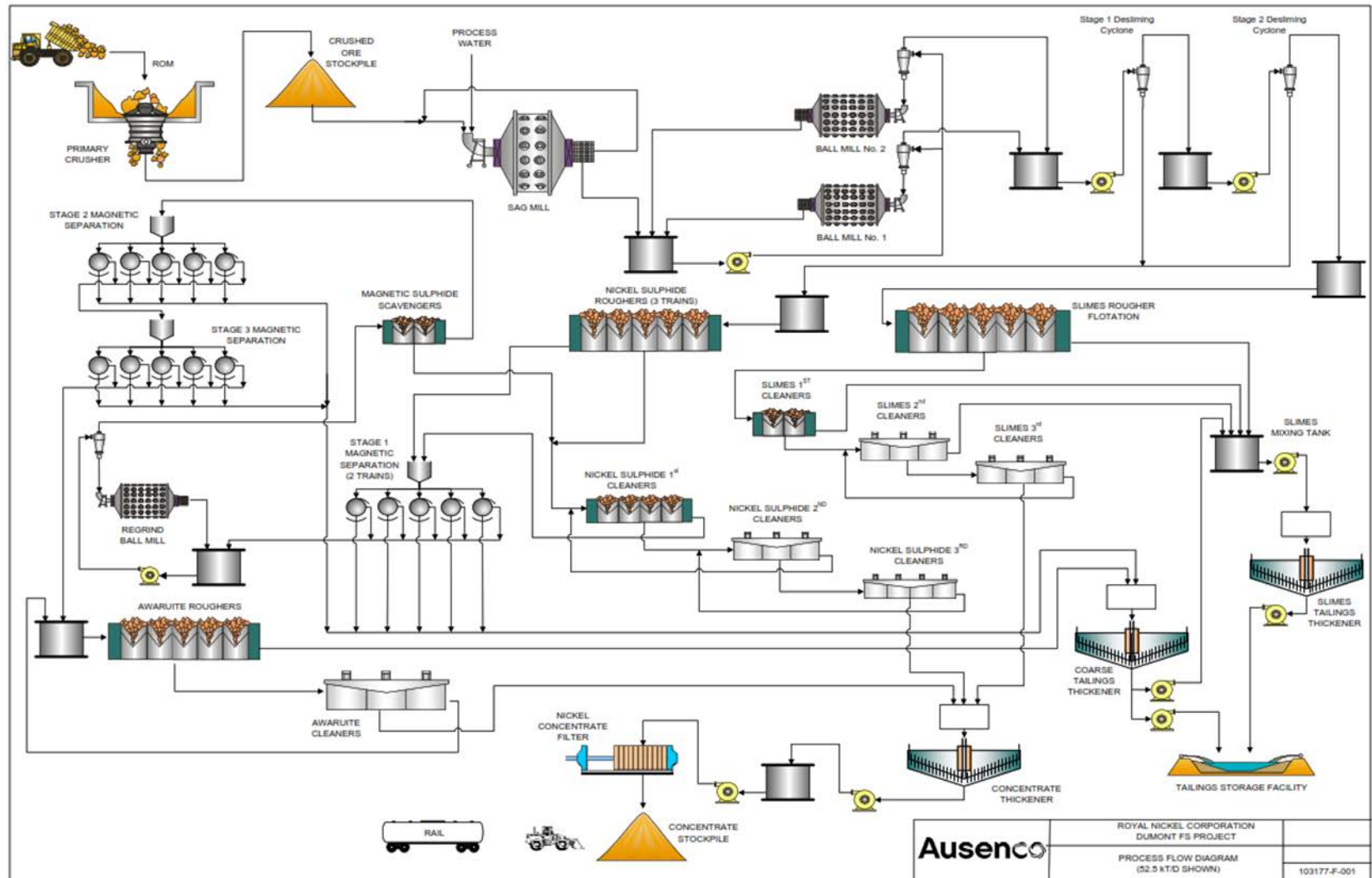
Les détails de la conception du schéma de traitement et la sélection des principaux équipements pour les usines de traitement sont décrits dans les sections qui suivent.

17.8 Sélection du procédé unitaire

La conception de l'usine de traitement est basée sur un schéma de traitement incluant des procédés de traitement unitaires 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 (P_{80}) 90 mm. Le minerai concassé est acheminé dans un convoyeur sacrificiel, qui alimente ensuite 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.

Figure 17-1 : Schéma de l'usine de traitement du projet Dumont



Source : Ausenco.

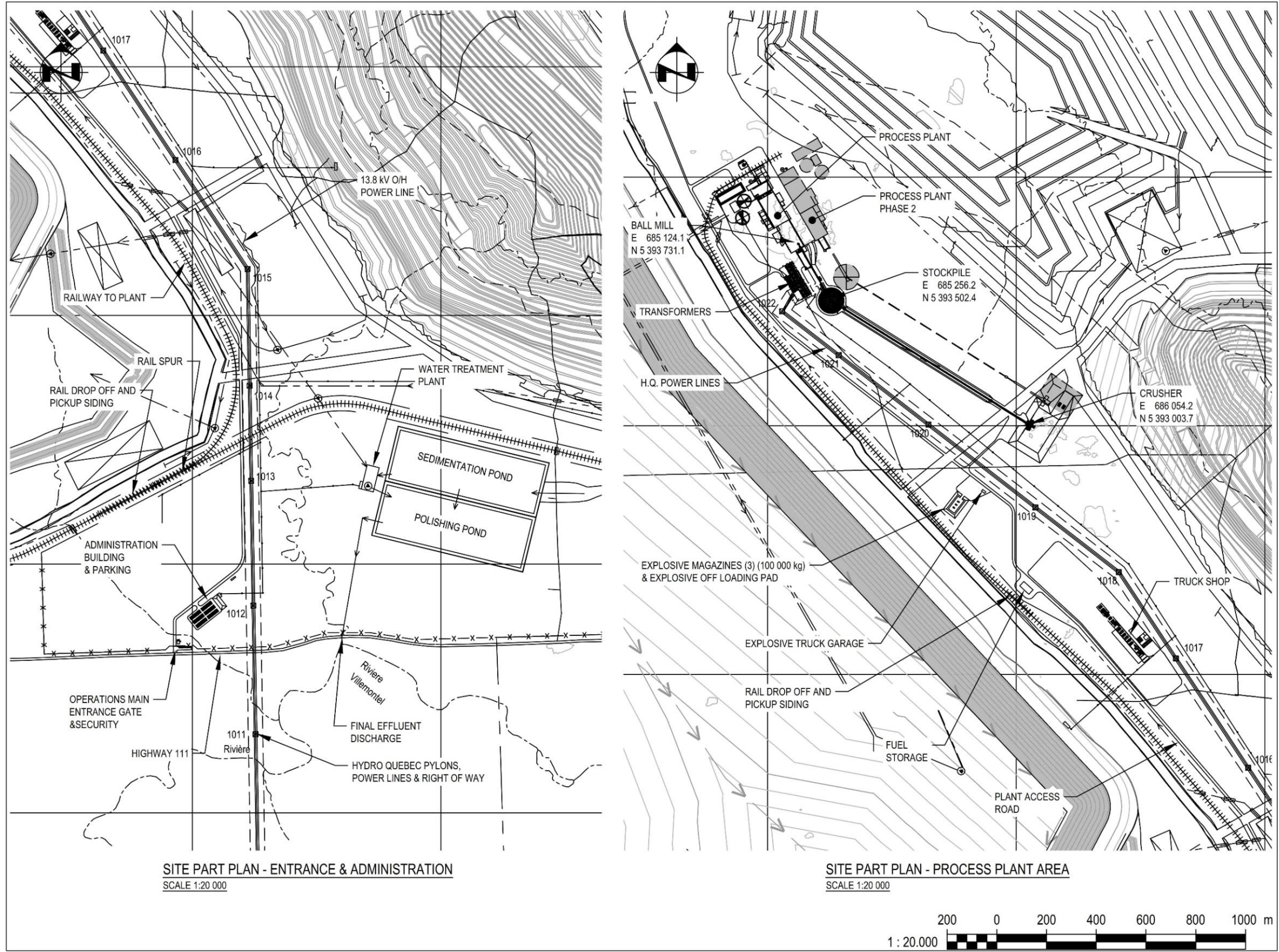
- Un broyeur SAG de 22 MW avec un diamètre de 11,6 m (38 pi), d'une longueur de broyage effective (EGL; *Effective Grinding Length*) de 6,7 m (22 pi), utilisant un trommel pour la classification et la recirculation des blocs trop gros.
- Deux broyeurs à boulets de 16 MW avec un diamètre de 7,9 m (26 pi), d'une EGL de 12,3 m (40,5 pi), en circuit fermé avec hydrocyclones, livrant un produit de taille nominale à 80 % passant (P80) 180 µm.
- Circuit de déschlammage en hydrocyclones en deux étapes, ciblant une récupération de masse globale aux schlamms d'environ 20 %. La 1^{re} étape vise à diviser la masse en fonction d'une granulométrie (P₈₀) dans la surverse d'environ 35 µm. La 2^e étape vise à diviser la masse en fonction d'une granulométrie (P₈₀) dans la surverse de 12 µm. Les hydrocyclones utilisés à chaque étape sont de 400 mm et 100 mm respectivement.
- Flottation de dégrossissage des schlamms en un train de onze cellules de flottation en réservoir avec air forcé de 300 m³ 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 m³, trois cellules de 5 m³ et trois cellules de 1,5 m³ 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 m³ 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 m³, six cellules de 20 m³ et six cellules de 5 m³ en réservoir avec air forcé afin d'assurer des temps de séjour de 45 minutes, 13 minutes et 10 minutes respectivement.
- Séparation magnétique (1^{re} étape) des rejets de flottation de dégrossissage des sulfures nickélifères et des rejets de flottation de purification de sulfures, constituée de deux trains de sept séparateurs magnétiques de faible intensité (SMFI) de 3,6 m de long, pour une récupération de masse nominale de 12 % du matériel de flottation de dégrossissage et de purification des sulfures issu du matériel d'alimentation de l'usine.
- 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 9,6 m (32 pi) fonctionnant en circuit fermé avec hydrocyclones, livrant un produit de taille nominale à 80 % (P₈₀) passant 41 µm.
- Flottation d'épuisement des sulfures magnétiques du minerai rebroyé, constituée de six cellules de flottation en réservoir avec air forcé de 200 m³, pour un temps de séjour de 62 minutes.
- Deux étapes de séparation magnétique (2^e et 3^e étapes) des rejets de flottation d'épuisement des sulfures magnétiques, comportant cinq séparateurs magnétiques SMFI de 3,6 m de long pour la 2^e étape et cinq séparateurs magnétiques SMFI de 3,6 m de long pour la 3^e étape, pour une récupération de masse nominale de 5,4 % du matériel entrant à l'usine par étape.
- Flottation de dégrossissage de l'awaruite constituée de cinq cellules de flottation en réservoir avec air forcé de 70 m³ par train afin d'assurer un temps de séjour de 70 minutes.
- Flottation de purification de l'awaruite constituée de quatre cellules de flottation en réservoir avec air forcé de 1.5 m³ afin d'assurer un temps de séjour de 21 minutes.
- Épaississement du concentré de nickel (combinaison du concentré de purification des schlamms, du concentré de purification des sulfures nickélifères et du concentré de purification de l'awaruite) dans un épaississeur à haut débit de 14 m de diamètre, suivi par

une étape d'assèchement dans un filtre-presse horizontal avec plaques filtrantes à membrane.

- Épaississement des rejets combinés de la séparation magnétique et du dégrossissage de l'awaruite dans un épaississeur à haut débit de 55 m de diamètre, jusqu'à une densité de sousverse de 55 % solides.
- Épaississement des résidus de schlamms, avec une petite proportion de résidus grossiers épaissis pour améliorer la sédimentation, dans un épaississeur à haut débit de 55 m de diamètre pour atteindre une densité dans la sousverse de 35 % solides.
- Un parc à résidus pour y déposer les résidus d'usinage, où les résidus produits durant les 19 premières années d'exploitation seront entreposés. Les résidus grossiers épaissis et les résidus de schlamms épaissis sont acheminés au parc à résidus via des pipelines dédiés.
- Installations pour le mélange des réactifs pour le KAX20 (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 des épaississeurs et par le parc à résidus. Les autres sources incluent 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, filtrée à l'aide de filtres à sable, pour l'alimentation en eau de refroidissement, en eau des pompes (« gland water »), en 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.

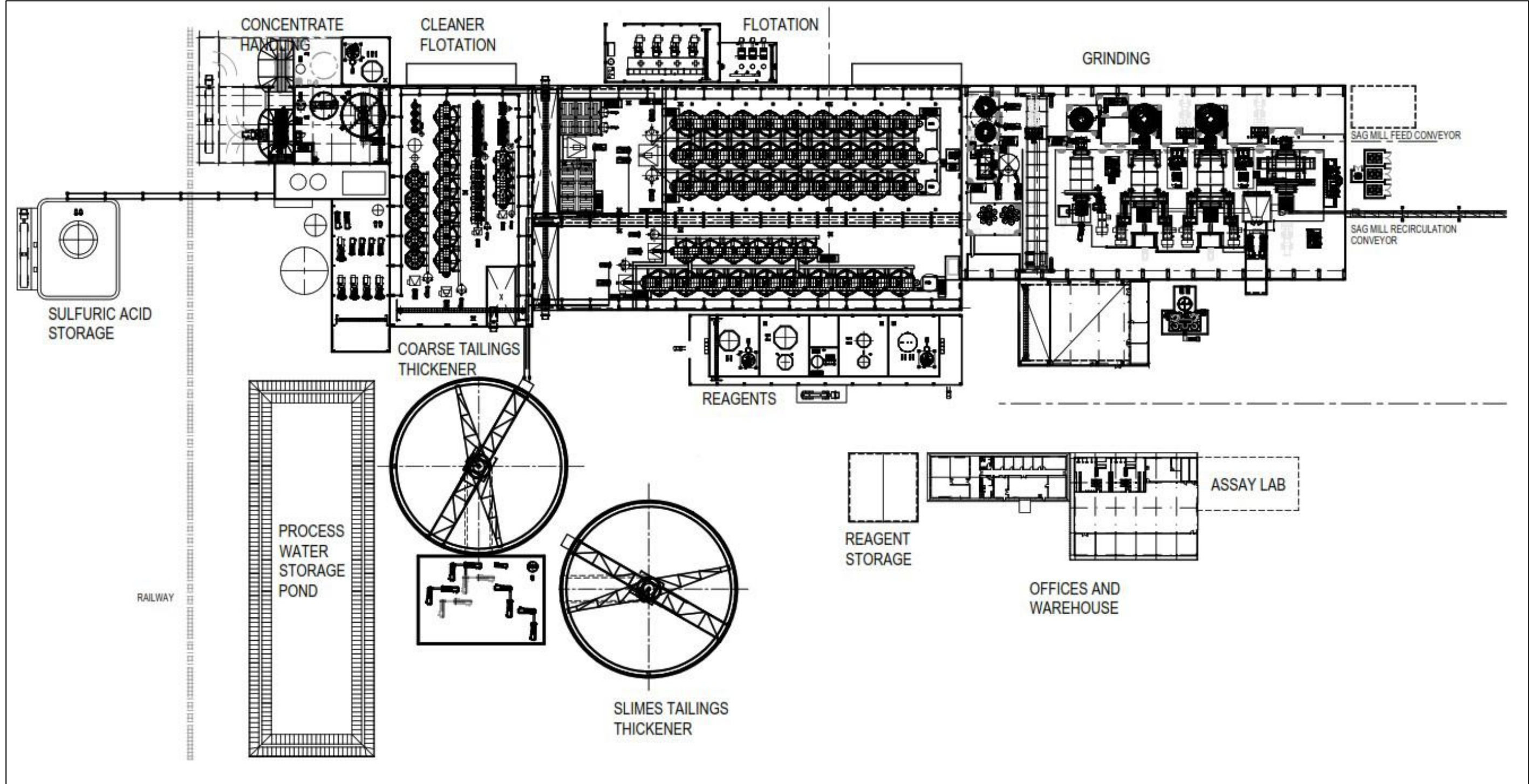
Le plan d'ensemble du secteur de l'usine de traitement et de l'usine elle-même sont présentés aux figures 17-2 et 17-3, respectivement.

Figure 17-2 : Vue d'ensemble du secteur de l'usine de traitement



Source : Ausenco.

Figure 17-3 : Vue de l'usine de traitement



Source : Ausenco.

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 1600 x 2900 avec ouverture au sommet 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 323 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. Un pont roulant sera installé dans le bâtiment pour la maintenance du concasseur. L'équipement auxiliaire de concassage inclut un brise-roches mobile et un système d'élimination des poussières. Des vaporisateurs d'eau sont utilisés pour abattre les poussières à l'entrée du concasseur, à la sortie du concasseur et au distributeur à courroie du concasseur.

Le concasseur giratoire concassera le minerai pour en faire un produit à 80 % passant 90 mm. La taille maximale des blocs d'alimentation du concasseur sera de 1,2 m; le matériel plus grossier sera brisé avec le 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 électroaimant autonettoyant à courroie, suivi d'un détecteur de métal, est installé au-dessus du convoyeur sacrificiel pour détecter et retirer toute ferraille en acier avant que le matériel ne soit déversé sur le convoyeur d'alimentation de l'aire de stockage.

L'aire de stockage de 98 m de diamètre et de 37 m de hauteur permettra d'assurer une capacité active d'au moins 12 h au taux nominal pour le broyeur SAG de 2 378 t/h de nouveau matériel; un taux 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 SAG en nouveau matériel pendant environ 60 heures, soit environ 150 kt. Dans l'éventualité où le circuit de concassage serait hors d'usage pendant une longue période, un buteur 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.

Afin de minimiser les émissions de poussières fugitives, l'aire de stockage sera couverte d'un dôme conique fait d'une structure et d'un recouvrement extérieur en acier galvanisé.

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 15,3 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 (BWi) 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 (DWi) de 4,8 kWh/t tel que mesuré dans le cadre des tests SMC (équivalent à un facteur $A \times b$ de 54,2 à un poids spécifique de 2,6); et
- 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 taux de traitement plus élevé lorsque du minerai moins compétent sera traité. Cependant, la sélection d'un percentile de conception supérieur à la moyenne est nécessaire afin de permettre d'atteindre le débit de traitement requis sur une base annualisée, puisque d'autres critères non liés à la comminution auront pour effet de limiter le débit de traitement, particulièrement dans le cas de minerais moins résistants.

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 (P_{80}) jusqu'à environ 150 μm au laboratoire. Pour atteindre le taux de récupération spécifié, RNC a établi la granulométrie de broyage primaire à P_{80} 180 μm . Cette granulométrie P_{80} 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 $A \times b$ des tests d'impact JK ou les valeurs DWi des tests SMC) et les indices de Bond (CWi, RWi, BWi). 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 BWi.

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 présentées 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 contingence de conception pour tenir compte de la précision des modèles, des calculs et des essais utilisés pour déterminer la puissance au pignon moyenne prévue.

La puissance motrice d'installation pour le broyeur SAG tient compte de provisions similaires, ainsi qu'une contingence supplémentaire pour permettre un ajustement des conditions de

fonctionnement du broyeur afin d'accommoder la variabilité du minerai. Ces provisions et contingences exigent une puissance d'installation de 22 000 kW.

Tableau 17-2 : Critères de conception du circuit de broyage

Critère		Unités	Design 52,5 kt/j	Design 105 kt/j
Débit (nominal)		t/h	2 378	4 755
Type de broyeur			SAG	SAG
Puissance requise		kW	17 357	34 714
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	28	28
	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	22 000	22 000
Type de broyeur			Ball	Ball
Taille des particules broyées	P ₈₀	µm	180	180
Puissance au pignon requise		kW	23 064	46 128
Nombre de broyeurs			2	4
Puissance au pignon requise par broyeur		kW	11 532	11 532
Vitesse de broyage		% Nc	75	75
Volume de la charge de boulets	Nominal	% vol	26	26
	Maximum (design)	% vol	35	35
Diamètre du broyeur	Interne	m	7,9	7,9
Longueur effective de broyage	EGL	m	12,3	12,3
Puissance motrice d'installation		kW	16 000	16 000

17.9.4 Circuit de redistribution vers les broyeurs SAG 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 SAG. Les distributeurs seront munis de régulateurs de vitesse.

Une bascule peseuse sur bande sera installée sur le convoyeur d'alimentation de chaque broyeur SAG pour peser le matériel qui entre au broyeur SAG afin de recueillir des données sur le taux d'alimentation pour le contrôle des distributeurs de matériel. Le minerai concassé redistribué sera acheminé au broyeur SAG à un taux contrôlé.

La décharge du broyeur SAG gravitera à travers un crible à trommel. Les blocs trop gros pour passer dans le trommel (« scats ») seront recyclés au convoyeur d'alimentation de l'usine. Un électroaimant autonettoyant à courroie retire les boulets brisés et usés et autres pièces de ferraille en acier du flux de blocs. Les blocs seront réintroduits sur le convoyeur d'alimentation du broyeur via les convoyeurs de recyclage des blocs. Le matériel passant au travers du trommel du broyeur SAG s'écoulera par gravité dans la trémie d'alimentation des cyclones.

Une charge circulante de galets de 15 % du taux d'alimentation de nouveau matériel a été intégrée comme critère de conception, basé sur l'expérience typique dans l'industrie pour le traitement de minerais de compétence similaire. Les convoyeurs ont été conçus pour accommoder des charges de pointe contenant jusqu'à 25 % de nouveau matériel.

Les boues de décharge du broyeur SAG 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 pignons 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.

Trois pompes de puisard verticales seront installées dans l'aire de broyage et une autre dans l'aire de stockage du minerai afin de faciliter le nettoyage des lieux.

17.9.5 Circuit de classification de l'usine

Le circuit de classification a été conçu pour une charge circulante nominale de 200 %. Il s'agit d'une valeur de conception typique pour un matériel de caractéristiques similaires et pour la granulométrie ciblée, qui est largement utilisée dans l'industrie pour les circuits avec broyeurs SAG et broyeurs à boulets. Pour éviter d'endommager les pompes d'alimentation des cyclones et les trains de cyclones, les boues de décharge du broyeur SAG passent d'abord par un trommel muni d'ouvertures de 12 mm x 55 mm afin de retenir les blocs et les corps broyants; la sousverse s'écoule dans la trémie d'alimentation des hydrocyclones.

Les boues de décharge du broyeur SAG et du broyeur à boulets seront combinées dans la trémie d'alimentation des hydrocyclones du broyeur à boulets et seront pompées vers deux groupes d'hydrocyclones de 650 mm de diamètre pour atteindre une surverse de P_{80} 180 μ m. Chaque groupe d'hydrocyclones sera alimenté via une pompe d'alimentation des hydrocyclones dédiée.

Le circuit de broyage exigera l'installation de deux groupes de quatorze hydrocyclones de 650 mm par groupe, dont douze seront en fonction et deux en attente. Un robinet vanne à guillotine sera installé 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.

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 retirera les schlamms de la surverse des broyeurs à boulets n°1 et n°2 se rapportant aux hydrocyclones, afin d'en retirer les particules fibreuses. Cette étape est cruciale pour obtenir des conditions optimales pour la cinétique de flottation du circuit de flottation des sulfures. Le circuit de déschlammage accomplit ceci avec deux étapes de traitement en hydrocyclones. Le circuit de déschlammage en deux étapes cible une récupération de masse globale aux schlamms d'environ 20 %, la première étape étant conçue pour atteindre une taille de particules (P_{80}) dans la surverse d'environ 35 μ m. La deuxième étape vise à diviser la masse de façon à obtenir une surverse avec un P_{80} de 12 μ m. Les hydrocyclones pour chaque étape ont des dimensions de 400 mm et 100 mm.

La surverse de la 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 de déschlammage.

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 180 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 a principalement pour but de récupérer le nickel qui se trouve sous forme de différents alliages, surtout sous forme d'awaruite, un alliage de nickel et de fer naturellement présent dans les roches du projet Dumont. Une étape subséquente de broyage secondaire et de récupération magnétique est requise pour améliorer la libération du nickel et pour atteindre un meilleur taux de rejet de la gangue. L'ajout d'une étape de flottation au produit du circuit de broyage secondaire permet de récupérer une quantité supplémentaire de sulfures nickélifères et d'obtenir un meilleur taux de rejet de la gangue.

17.10.1 Type et dimensions du circuit

Le circuit de flottation préconisé pour concentrer le minerai de Dumont comprend :

- 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;
- Broyage secondaire et épuisement des sulfures magnétiques;
- Séparation magnétique secondaire et tertiaire; et
- Flottation de dégrossissage et flottation de purification de l'awaruite.

Les concentrés de schlamms, de sulfures et d'awaruite sont tous combinés pour former le concentré final. Les rejets de dégrossissage des schlamms et les rejets de flottation de purification se rapportent à la cuve de mélange des résidus de schlamms. Combinés, les rejets de la séparation magnétique et les rejets de dégrossissage de l'awaruite seront acheminés à un épaisseur de résidus grossiers commun. 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
1 ^{re} purification des schlamms	10	3,3	33
2 ^e purification des schlamms	4	3,3	13
3 ^e purification des schlamms	3	3,3	10
Dégrossissage des sulfures	30	3,0	90
1 ^{re} purification des sulfures	15	3,0	45
2 ^e purification des sulfures	4	3,3	13
3 ^e purification des sulfures	3	3,3	10
Sulfures magnétiques	20	3,1	62
Dégrossissage de l'awaruite	20	3,5	70
Purification de l'awaruite	6	3,5	21

17.11 Configuration du circuit de flottation

17.11.1 Flottation des schlamms

La surverse des hydrocyclones de déschlammage de l'étape 2 sera acheminée par gravité à la cuve de conditionnement de dégrossissage des schlamms, où les réactifs de flottation seront ajoutés. Le circuit de flottation des schlamms est constitué de 10 cellules de flottation en réservoir de 300 m³. Les cellules seront en configuration simple avec un changement d'élévation entre chaque cellule. 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 de dégrossissage des schlamms seront pompés vers la cuve de mélange des résidus des schlamms.

La 1^{re} étape de purification des schlamms est constituée de trois cellules de flottation en réservoir de 70 m³ fonctionnant avec une configuration en circuit ouvert. Les rejets de flottation de la 1^{re} étape de purification des schlamms sont pompés jusqu'à la cuve de mélange des résidus des schlamms alors que le concentré est pompé vers la 2^e étape de flottation de purification des schlamms.

La 2^e étape de purification des schlamms est constituée de trois cellules de flottation en réservoir de 5 m³. 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. Les rejets de la 2^e étape de purification des schlamms s'écoulent par gravité jusqu'à la 1^{re} étape de purification. Le concentré de la 2^e étape de purification des schlamms est pompé vers la 3^e 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 KAX20 (PAX, collecteur), MIBC ou Cytec 65 (agent moussant) et Calgon (inhibiteur).

17.11.2 Flottation de dégrossissage des sulfures

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 simple avec un changement d'élévation et un contrôle de niveau entre chaque cellule. 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 dans l'une des deux trémies de concentré nickélifère de dégrossissage. Le concentré du 3^e train transitera par sa propre trémie, qui pompera le contenu aux trémies du 1^{er} et du 2^e train. Le concentré combiné sera ensuite pompé jusqu'au circuit de purification des sulfures nickélifères. 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 KAX20 (PAX, collecteur), MIBC ou Cytec 65 (agent moussant) et Calgon (inhibiteur).

17.11.3 Première étape de séparation magnétique

Un circuit de séparation magnétique à faible intensité (SMFI) est utilisé pour traiter les rejets des étapes de flottation de dégrossissage et de purification des sulfures nickélifères. Ce circuit a pour fonction de récupérer le nickel contenu dans les alliages magnétiques (principalement l'awaruite) qui peuvent se trouver dans les rejets de dégrossissage et de purification des sulfures.

Des essais de séparation magnétique ont permis d'établir les critères de conception en termes de récupération de masse et de la teneur approximative de nickel dans le concentré. Les autres paramètres sont basés sur des données de référence et sur les recommandations de vendeurs.

Les critères de conception sélectionnés sont résumés au tableau 17-4.

Tableau 17-4 : Sommaire des puissances nominales du circuit de récupération de concentré magnétique

Matériel d'alimentation de chaque étape de séparation magnétique	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
1 ^{re} étape : Rejets de dégrossissage et de la 1 ^{re} étape de purification des sulfures nickélifères	1 000	26	80	à contre-courant
2 ^e et 3 ^e étapes : Rejets de l'épuisement des sulfures magnétiques	1 000	26	80	à contre-courant

Les rejets de flottation de dégrossissage et de flottation de purification des sulfures de nickel seront pompés vers deux trains au moyen d'un distributeur d'alimentation, Chaque train se composant de sept séparateurs magnétiques à tambour simple (3,6 m de long et 1,2 m de diamètre). Le nombre de séparateurs sélectionné permettra d'accommoder les variations au niveau du débit et de la récupération magnétique.

Le concentré magnétique s'écoulera par gravité vers une trémie commune et sera pompé vers le circuit de broyage secondaire, plus spécifiquement vers la trémie d'alimentation des cyclones du circuit de broyage secondaire.

Les rejets de la 1^{re} étape de séparation magnétique s'écouleront par gravité vers une trémie commune pour les rejets (non magnétiques) des trois étapes de séparation magnétique puis seront pompés vers l'épaississeur de résidus grossiers.

17.11.4 Broyage secondaire du concentré magnétique

Un circuit fermé de broyage secondaire est utilisé pour broyer le flux de la 1^{re} étape de concentration magnétique. Le matériel à la sortie du broyeur secondaire passe d'abord par un trommel pour retenir les blocs. La sousverse est acheminée à la trémie d'alimentation des cyclones du circuit de broyage secondaire puis pompée vers un groupe de dix-sept (dont quinze sont en fonction et deux en réserve) hydrocyclones de 400 mm afin d'obtenir un produit d'une granulométrie nominale de 80 % passant (P_{80}) 41 μ m. La surverse des hydrocyclones se rapportera au circuit de flottation d'épuisement des sulfures magnétiques, tandis que la sousverse se rapportera au broyeur à boulets secondaire pour une nouvelle étape de broyage.

Le taux d'alimentation nominal en nouveau matériel du broyeur secondaire est de 285 t/h. Le broyeur a été conçu avec un indice BWi nominal de 21,6 kWh/t. Le circuit de classification du circuit de broyage secondaire a été conçu avec une charge circulante nominale de 400 %. En se basant sur ces critères, un seul broyeur à boulets de 8 000 kW a été sélectionné pour le broyage secondaire dans le cadre de la présente étude.

17.11.5 Flottation d'épuisement des sulfures magnétiques

L'étape de flottation d'épuisement des sulfures magnétiques est constituée d'un train de six cellules de flottation en réservoir de 200 m³. Les cellules seront en configuration simple avec un changement d'élévation et un contrôle de niveau entre chaque cellule. Les rejets d'épuisement des sulfures magnétiques seront pompés vers la 2^e étape de séparation magnétique, alors que le concentré de sulfures de nickel récupéré sera pompé vers le circuit de flottation de purification des sulfures de nickel.

Les réactifs ajoutés comprendront une combinaison de KAX20 (PAX, collecteur), MIBC et/ou Cytec 65 (agent moussant) et Calgon (inhibiteur).

17.11.6 2^e et 3^e étapes de séparation magnétique

Deux étapes de séparation magnétique à faible intensité dans le cadre du circuit de purification sont utilisées pour traiter les rejets de la 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 d'épuisement des sulfures. Ce circuit a pour but de récupérer les minéraux nickélifères magnétiques (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 d'abord pompés vers un train de cinq séparateurs magnétiques en tambour simple (3,6 m de long et 1,2 m de diamètre) au moyen d'un distributeur d'alimentation (2^e étape). Le concentré récupéré est ensuite pompé à un deuxième train de cinq séparateurs magnétiques en tambour simple (3,6 m de long par 1,2 m de diamètre) au moyen d'un distributeur d'alimentation (3^e étape). Le nombre de séparateurs magnétiques sélectionné permet d'accommoder les variations au niveau du débit et de la récupération de masse au produit magnétique.

Le concentré magnétique (3^e étape) sera pompé vers le circuit de flottation de l'awaruite. Les rejets (non magnétiques) des deux étapes de séparation magnétique s'écouleront par gravité vers une trémie commune pour les rejets des trois étapes de séparation magnétique. Les boues combinées seront pompées vers l'épaississeur de résidus grossiers.

17.11.7 Flottation de purification des sulfures nickélifères

Trois différents flux alimenteront la 1^{re} étape de flottation du circuit 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 nickélifères.

La 1^{re} étape de purification des sulfures comprend sept cellules de flottation en réservoir de 200 m³. Les rejets de la 1^{re} étape de flottation de purification des sulfures nickélifères sont pompés au circuit de broyage secondaire décrit ci-dessus, tandis que le concentré est pompé vers la 2^e étape de flottation de purification des sulfures nickélifères.

La 2^e étape de purification des sulfures nickélifères se compose de six cellules de flottation en réservoirs de 20 m³. La 3^e étape de purification des sulfures se compose de six cellules de flottation en réservoirs de 5 m³. Les 2^e et 3^e étapes sont configurées de telle sorte que les rejets de la 3^e étape de flottation de purification s'écouleront par gravité au départ de la 2^e étape de purification.

Les réactifs ajoutés comprendront une combinaison de CMC (inhibiteur), KAX 20 (PAX, collecteur), MIBC (agent moussant) et Calgon (inhibiteur).

17.11.8 Flottation de l'awaruite

Le concentré de la 3^e étape de séparation magnétique sera pompé au circuit de flottation de l'awaruite.

Le circuit de flottation de l'awaruite se compose d'une étape de flottation de dégrossissage (les rejets se rapportent à l'épaississeur de résidus grossiers) et d'une seule étape de flottation de purification (les rejets de purification de l'awaruite sont recirculés au départ de l'étape de dégrossissage de l'awaruite).

Avant le circuit de flottation de l'awaruite, le matériel d'alimentation est conditionné dans une série de cuves; les boues s'écoulent ensuite par surverse vers une deuxième cuve de conditionnement, où l'ajout de réactifs a lieu.

Les réactifs ajoutés comprendront une combinaison de KAX 20 (PAX, collecteur), MIBC et/ou Cytec 65 (agent moussant) et acide sulfurique (ajustement du pH).

L'étape de flottation de dégrossissage se compose de cinq cellules de flottation en réservoir de 70 m³. L'étape de flottation de purification de l'awaruite se compose de quatre cellules de flottation de 1,5 m³.

17.12 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. Un taux de sédimentation de 0,25 t/m²/h a été sélectionné comme critère de conception pour l'épaississeur de concentré nickélifère basé sur les résultats d'essais.

La cuve d'entreposage du concentré avant la filtration aura un volume actif de 720 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 sélectionné pour le concentré est un filtre-presse horizontal avec plaques filtrantes à membrane. Un échantillon de concentré de l'usine-pilote a été testé et les résultats ont servi à établir les critères de conception.

Le gâteau de filtration est entreposé et chargé dans des wagons au moyen d'une chargeuse frontale.

L'expansion de l'usine jusqu'à une capacité de 105 kt/j nécessitera l'ajout d'une autre cuve d'entreposage du concentré et d'un autre filtre-pressé horizontal avec plaques filtrantes à membrane.

17.13 Élimination des résidus

Dans le cadre de cette étude, l'aménagement privilégié comprend un épaisseur de résidus grossiers, une cuve de mélange des résidus de schlamms et un épaisseur de résidus de schlamms. La décharge de résidus épaissis provenant de chacun des épaisseurs sera acheminée au parc à résidus via des pipelines dédiés. L'eau sera récupérée de la surface du parc à résidus et recyclée à l'usine comme eau de traitement.

La conception de l'épaisseur de résidus grossiers est basée sur un taux de sédimentation de 1,0 t/m²/h, de telle sorte qu'un épaisseur à haut débit de 55 m a été sélectionné. Les boues d'alimentation de l'épaisseur sont une combinaison des résidus de séparation magnétique et des résidus de dégrossissage de l'awaruite, qui sont pompés jusqu'à l'épaisseur. Les boues seront épaissies jusqu'à une densité ciblée de 55 % w/w de solides.

La sousverse de l'épaisseur de résidus grossiers sera divisée en deux flux. Une pompe acheminera une petite proportion, environ 10 % w/w, à la cuve de mélange des résidus de schlamms. La majeure partie de la sousverse sera acheminée au parc à résidus. Il y aura deux trains de deux pompes en série pour la première année d'exploitation, qui augmenteront à deux trains de quatre pompes en série pour les années suivantes (pour un total de 8). L'épaisseur de résidus grossiers de la phase 2 nécessitera 8 pompes dès le démarrage. Les boues de résidus grossiers épaissies seront pompées vers le parc à résidus via un pipeline de 7,5 km. Les eaux de traitement dans la surverse de l'épaisseur de résidus grossiers s'écouleront par gravité jusqu'au bassin d'entreposage des eaux de traitement de l'usine.

Les résidus de flottation de dégrossissage et de purification des schlamms seront combinés à une petite proportion de résidus grossiers épaissis dans la cuve de mélange des résidus de schlamms afin de favoriser la sédimentation dans l'épaisseur de schlamms. Les schlamms mélangés seront pompés dans l'épaisseur de résidus de schlamms, qui a été conçu pour assurer un taux de sédimentation de 0,5 t/m²/h, résultant en la sélection d'un épaisseur à haut débit de 55 m. Les boues seront épaissies à une densité ciblée de 35 % w/w de solides. Les eaux de traitement de la surverse de l'épaisseur de schlamms s'écouleront par gravité jusqu'au bassin d'entreposage des eaux de traitement de l'usine.

Pour la phase 2, des pipelines supplémentaires seront requis pour les deux flux de résidus, grossiers et schlamms.

L'eau récupérée du parc à résidus 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.

17.14 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 20 flux suivants :

- Surverse combinée des hydrocyclones des broyeurs à boulets;
- Surverse des cyclones de la 2^e étape de déschlagage;
- Matériel d'alimentation de la flottation de dégrossissage des sulfures;
- Rejets de la flottation de dégrossissage des schlamms;

- Concentré de la flottation de purification des schlamms;
- Rejets de la flottation de purification des schlamms;
- Concentré de la flottation de dégrossissage des sulfures nickélifères;
- Rejets de la flottation de dégrossissage des sulfures nickélifères (trois flux, un par train);
- Rejets de la 1^{re} étape de flottation de purification des sulfures nickélifères;
- Concentré de la 3^e étape de flottation de purification des sulfures nickélifères;
- Concentré de la flottation d'épuisement des sulfures magnétiques;
- Concentré de la 3^e étape de séparation magnétique;
- Rejets (non magnétiques) combinés des étapes de séparation magnétique;
- Rejets de la flottation de dégrossissage de l'awaruite;
- Concentré de la flottation de purification de l'awaruite;
- Matériel d'alimentation combiné final de l'épaississeur de concentré;
- Matériel d'alimentation final de l'épaississeur de résidus de schlamms; et
- Matériel d'alimentation final de l'épaississeur de résidus grossiers.

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 boîte d'alimentation du filtre de concentré, soit vers la cuve de conditionnement du circuit de dégrossissage de l'awaruite.

17.15 Échantillonnage

Plusieurs échantillonneurs seront installés un peu partout dans l'usine afin de générer des analyses en continu et des échantillons composites par quart de travail des flux critiques du schéma de traitement. Deux types d'échantillonnage seront effectués : échantillonnage métallurgique et échantillonnage de contrôle des procédés.

Les échantillonneurs métallurgiques serviront à générer des échantillons composites par quart de travail, qui seront analysés pour la comptabilité métallurgique de l'usine. Les flux suivants sont équipés d'échantillonneurs métallurgiques :

- Surverse combinée des hydrocyclones des broyeurs à boulets;
- Matériel d'alimentation combiné final de l'épaississeur de concentré;
- Matériel d'alimentation final de l'épaississeur de résidus de schlamms; et
- Matériel d'alimentation final de l'épaississeur de résidus grossiers.

Ces quatre échantillonneurs permettront d'échantillonner le matériel d'alimentation et les produits à la sortie, afin d'établir un bilan précis des métaux dans l'usine. Les échantillonneurs métallurgiques seront soit des échantillonneurs transversaux, soit des échantillonneurs à riffles statiques. L'échantillonnage se fera en plusieurs étapes afin de prélever des sous-échantillons des flux de façon à produire un échantillon statistiquement valable à des fins de comptabilité métallurgique. La récupération de masse ciblée pour l'étape finale d'échantillonnage est de 15 L de boues pour le transport jusqu'au laboratoire de préparation et d'analyse des échantillons (tiers). Typiquement, un échantillon de contrôle des procédés sera aussi généré à l'avant-dernière étape d'échantillonnage.

Les échantillonneurs de contrôle des procédés seront typiquement soit des échantillonneurs à canalisation sous pression, soit des échantillonneurs à goulotte et serviront à générer des

échantillons pour assurer le contrôle des procédés à l'usine. Ces échantillons seront utilisés pour alimenter le système d'analyse en continu afin de générer des résultats d'analyse en temps réel permettant à l'équipe des opérations d'optimiser le circuit de flottation. Le système d'analyse en continu prélèvera également des sous-échantillons des flux d'échantillons de contrôle afin de générer des échantillons composites par quart de travail des autres flux de traitement qui ne sont pas requis pour la comptabilité métallurgique mais qui procurent des données importantes sur le fonctionnement de l'usine. Les flux de traitement suivants seront équipés d'échantillonneurs à canalisation ou à goulotte :

- Surverse des cyclones de la 2^e étape de déschlammage;
- Matériel d'alimentation de la flottation de dégrossissage des sulfures à partir du distributeur d'alimentation;
- Rejets de la flottation de dégrossissage des schlamms;
- Rejets de la flottation de purification des schlamms;
- Concentré de la flottation de dégrossissage des sulfures nickélifères;
- Rejets de la flottation de dégrossissage des sulfures nickélifères (trois flux, un par train);
- Rejets de la 1^{re} étape de flottation de purification des sulfures nickélifères;
- Concentré de la 3^e étape de flottation de purification des sulfures nickélifères;
- Concentré de la flottation d'épuisement des sulfures magnétiques;
- Concentré de la 3^e étape de séparation magnétique;
- Rejets (non magnétiques) combinés de la séparation magnétique;
- Rejets de la flottation de dégrossissage de l'awaruite.

17.16 Réactifs

Les réactifs utilisés dans le cadre du projet sont décrits ci-dessous.

Collecteur – Amylaxanthate de potassium (KAX20 (PAX)) – L'amyloxanthate de potassium est un collecteur de minéraux sulfurés et sera fourni dans des sacs d'expédition en vrac de 1 000 kg de réactif sec. Le KAX20 sera expédié par la route jusqu'au site où il sera déchargé par un chariot élévateur à fourches. Le KAX20 sera entreposé dans l'aire d'entreposage des réactifs de l'entrepôt et livré au secteur de mélange du KAX20. Les sacs d'expédition en vrac de KAX20 seront soulevés par le pont roulant commun de l'aire des réactifs 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 KAX20 au moyen d'une pompe. Le KAX20 est entreposé dans un réservoir journalier, d'où il est distribué à travers l'usine par un circuit de canalisations en boucle au moyen des pompes du circuit 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 des pompes de dosage dédiées.

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 des pompes de dosage dédiées.

Inhibiteur 1 – Calgon – Le Calgon (hexamétaphosphate de sodium) 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 le pont roulant commun de l'aire des réactifs 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 des pompes du circuit en boucle (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 le pont roulant commun de l'aire des réactifs 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 0,5 % 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 des pompes de dosage dédiées.

Ajustement du pH – Acide sulfurique (H_2SO_4) – L'acide sulfurique sera approvisionné par camion-citerne et déchargé dans un réservoir. Des réservoirs supplémentaires seront requis lors de l'expansion. Le réservoir aura une capacité pouvant accommoder 125 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 centrifuges.

Floculant – Magnafloc 342 – Un système de mélange, d'entreposage et de dosage de floculant situé dans l'aire de préparation des réactifs sera en place pour faciliter l'épaississement du concentré. À cet effet, du Magnafloc 342 sera fourni dans des sacs d'expédition en vrac de 25 kg sous forme de réactif sec. Le floculant sera chargé manuellement dans la trémie d'entreposage de floculant de concentré et transféré au moyen d'un distributeur à vis à la cuve de mélange de floculant de concentré où il sera dilué à une concentration de 0,25 % w/w. Le mélange dilué sera transféré au réservoir d'entreposage de floculant de concentré au moyen d'une pompe. Le floculant sera transféré 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.

Floculant – 913 VHM – Un système de mélange, d'entreposage et de dosage de floculant situé dans l'aire de préparation des réactifs sera en place pour faciliter l'épaississement des résidus grossiers. À cet effet, du 913 VHM sera fourni dans des sacs d'expédition en vrac de 750 kg sous forme de réactif sec. Les sacs en vrac seront soulevés par le pont roulant commun de l'aire des réactifs et déversés dans la trémie d'entreposage de floculant des résidus grossiers. Le floculant non consolidé est transféré au moyen d'un distributeur à vis à la cuve de mélange du floculant de résidus grossiers. 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 au réservoir d'entreposage de floculant de résidus grossiers au moyen d'une pompe. 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 grossiers.

Floculant – Magnafloc 333 – Un système de mélange, d'entreposage et de dosage de floculant situé dans l'aire de préparation des réactifs sera en place pour faciliter l'épaississement des résidus

de schlamms. À cet effet, du Magnafloc 333 sera fourni dans des sacs d'expédition en vrac de 750 kg sous forme de réactif sec. Les sacs en vrac seront soulevés par le pont roulant commun de l'aire des réactifs et déversés dans la trémie d'entreposage de floculant des résidus de schlamms. Le floculant non consolidé est transféré au moyen d'un distributeur à vis à la cuve de mélange de floculant des résidus de schlamms. 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 au réservoir d'entreposage de floculant au moyen d'une pompe. Le floculant sera transféré au moyen de pompes de dosage dans un mélangeur en ligne où la solution sera diluée à 0,025 % w/w et acheminée à l'épaississeur de résidus de schlamms.

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 SAG, les broyeurs à boulets et le broyeur secondaire.

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. Les soufflantes généreront de l'air à la pression la plus élevée requise pour les cellules de flottation. Des réducteurs de pression seront utilisés pour réduire la pression aux cellules de flottation qui nécessitent des pressions plus faibles. 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 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.

Un quatrième compresseur à air est dédié pour répondre aux besoins du filtre à pression du concentré. Il est équipé de ses propres séchoirs et récepteurs d'air dédiés.

Des valves permettront d'utiliser le compresseur de rechange de l'usine comme compresseur d'appoint pour le filtre au besoin.

17.18 Philosophie de contrôle des procédés

La philosophie de contrôle qui sera mise en œuvre au projet de nickel-cobalt de 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 cabines 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 nickélifère 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 SAG et à boulets, un circuit de flottation du nickel prévoyant le rebroyage, l'épaississement, la filtration et le stockage du concentré de nickel, un dispositif de chargement des wagons et des camions de transport, une installation vouée à l'épaississement 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. Le circuit de broyage de l'usine de traitement est situé sur le sous-sol rocheux afin de réduire les coûts et de tirer profit de la gravité lorsque cela sera possible.

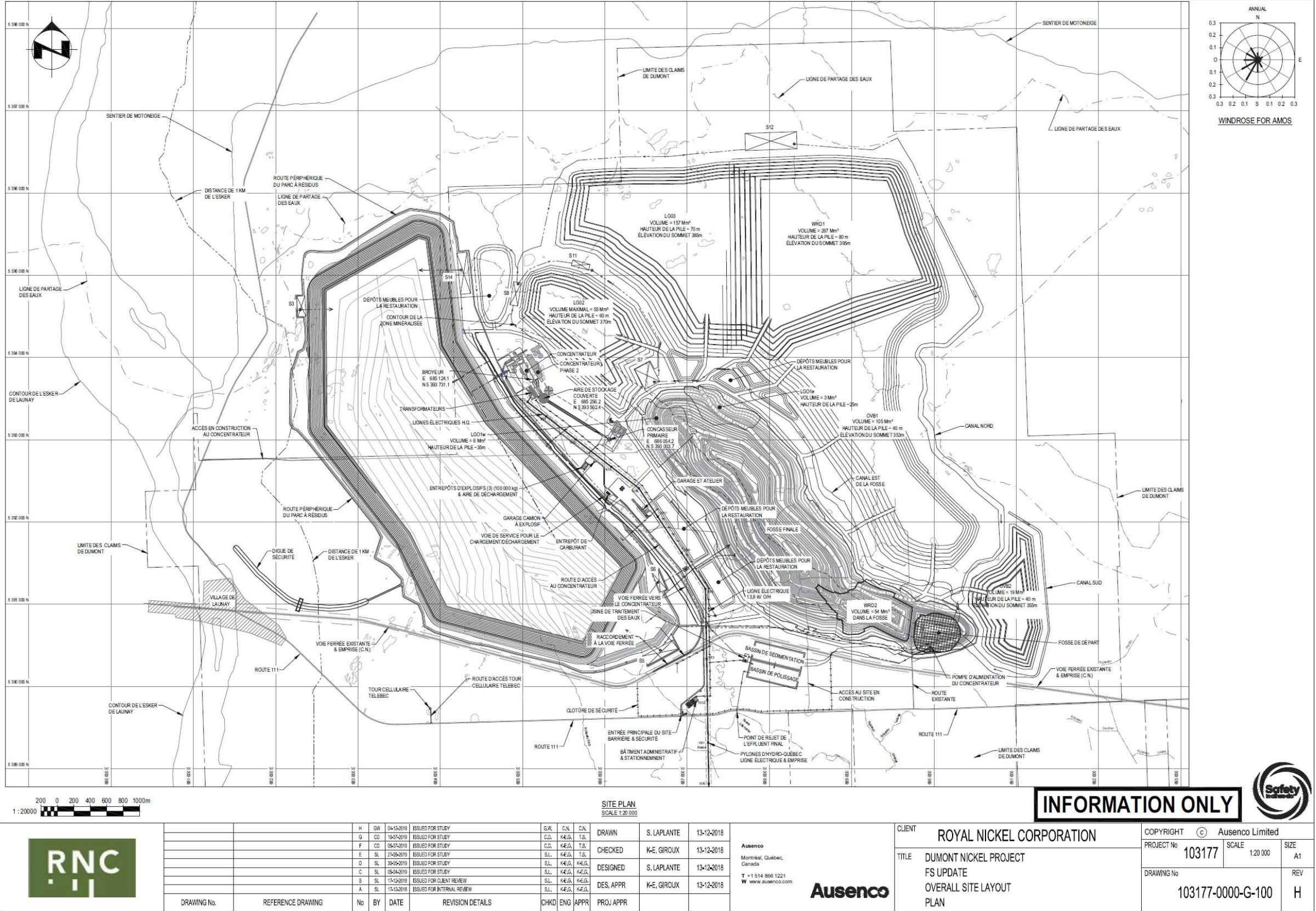
18.2 Alimentation électrique du site

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 pour la phase initiale et également pour la phase d'expansion. La nouvelle sous-station de 120 kV comprenant les six transformateurs principaux sera installée à proximité du convoyeur d'alimentation du broyeur SAG. Le circuit de tension moyenne (13,8 kV) assurera la distribution électrique primaire et alimentera les équipements énergivores, comme les broyeurs SAG 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

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 Gaz propane

L'utilisation de gaz propane est considérée pour le chauffage des bâtiments (usine de traitement et ateliers) dans le cadre de cette étude et est inclus dans les coûts d'exploitation, puisque les livraisons se feront par camion-citerne.

Pour l'approvisionnement futur, un pipeline de gaz naturel déjà en fonction passe à environ 25 km au sud de la propriété. Les coûts de construction et de raccordement pour acheminer le gaz naturel de cet emplacement et les coûts de conversion unitaires n'ont pas été inclus.

18.4 Voie ferrée

Une voie ferrée sera vraisemblablement mise en service. Elle mènera à l'usine de traitement. La longueur totale du circuit sera 6,0 km. Une voie passant près de l'atelier pour les camions miniers, à proximité du parc de carburant, sert au chargement/déchargement de carburant, tandis que la voie principale s'étend au nord de l'usine de traitement et sert au chargement du concentré. Une voie de chargement/déchargement des wagons est située au nord de l'entrée principale de sécurité, au nord-ouest de l'usine de traitement des eaux pour le chargement/déchargement des wagons servant à livrer des consommables à l'usine et pour le concentré de nickel.

18.5 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.

18.6 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'épuisement 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

concaissé 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 SAG. L'alimentation du broyeur SAG se fait à 90°, ce qui réduit la dimension du bâtiment destiné au broyage. Le bâtiment destiné au broyage comprend un broyeur SAG, 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 à la purification 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. Les deux épaississeurs de résidus, grossiers et schlamms, de 55 m de diamètre sont adjacents au bassin des eaux de traitement, du côté sud.

Au moment de l'agrandissement prévu au cours de la septième 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, un bâtiment destiné à la purification et au dégrossissage, un bassin de stockage des eaux de traitement et une aire d'épaississement des résidus (grossiers et schlamms). L'aire d'épaississement des concentrés se retrouvera entre les deux usines de traitement et n'aura pas besoin d'être agrandie.

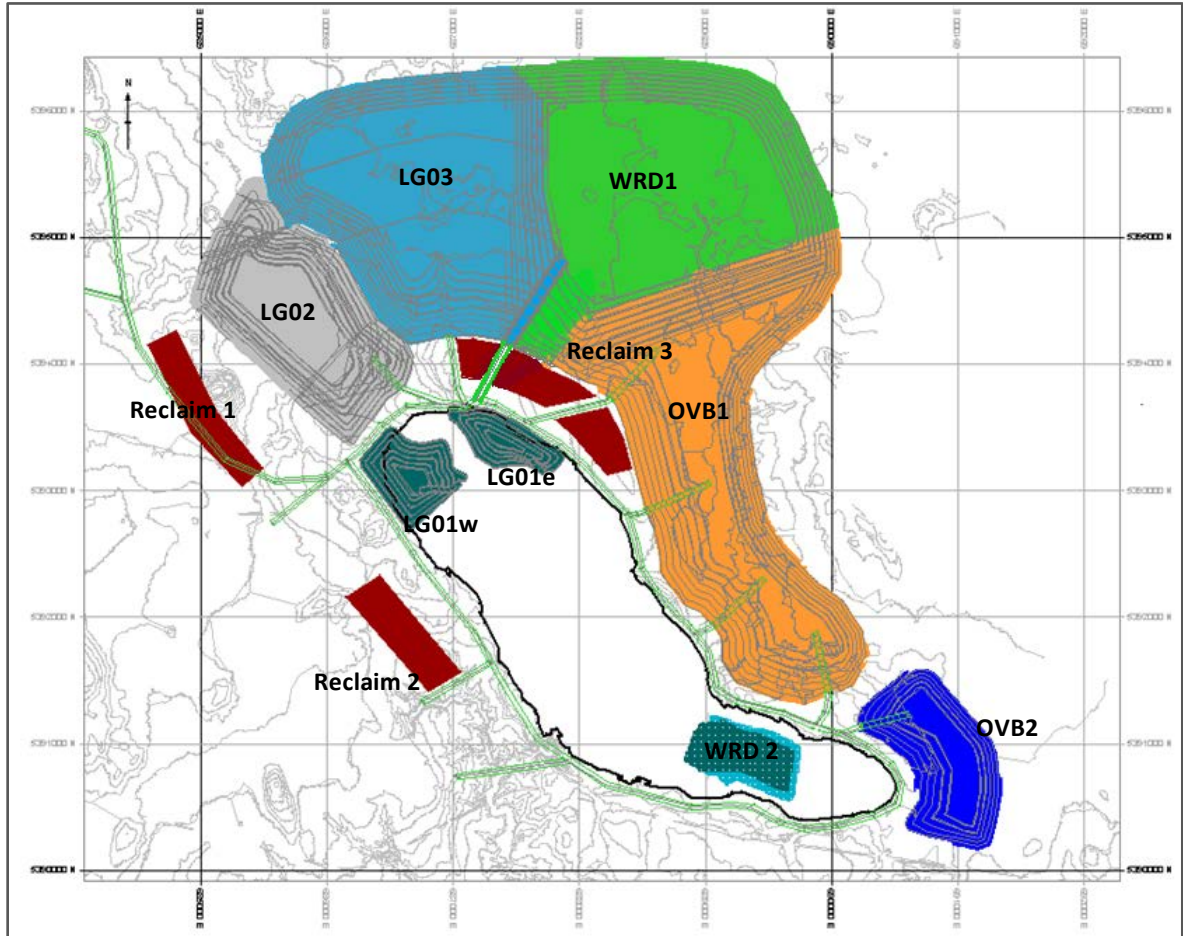
18.7 Empilements de roches stériles et de mort-terrain, haldes de minerai à basse teneur et empilements de matériaux réutilisables

L'exploitation à ciel ouvert générera 1 052 Mt de mort-terrain et de roche stérile ainsi que 511 Mt de minerai à basse teneur qui seront temporairement stockés. La roche stérile servira à la construction de diverses installations sur le site, notamment le parc à résidus et les routes de la mine. Le reste sera emmagasiné dans deux haldes de stériles (WRD1 et WRD2) et co-déposé avec le mort-terrain dans OVB1. 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 (OVB1 et OVB2). Le minerai à basse teneur sera transformé de façon intermittente ou emmagasiné dans trois haldes de minerai à basse teneur (LGO1, LGO2 et LGO3).

De plus, trois empilements de matériaux réutilisables contiendront le mort-terrain choisi pour servir plus tard de matériel de couverture au parc à résidus. Il est prévu que ces empilements seront épuisés, réalimentés et épuisés à nouveau plusieurs fois pendant la durée du projet.

La figure 18-2 montre l'emplacement des différents empilements. Il est à noter que les empilements ne coexisteront jamais tel que présenté dans la figure – par exemple, LGO1 sera entièrement vidé avant que le dépôt de stériles ne débute dans WRD2.

Figure 18-2 : Empilements de stériles, de matériaux réutilisables et de minerai à basse teneur du projet Dumont



18.7.1 Haldes de stériles

Le volume total de roches stériles, incluant un facteur de gonflement après compaction de 32 %, devrait s'établir à 417 Mm³. Ce matériel sera traité de la façon suivante :

- 68 Mm³ serviront à la construction des routes et des digues du parc à résidus, ainsi que de remblai pour les clés de cisaillement du parc à résidus.
- 28 Mm³ seront co-déposés avec le mort-terrain dans OVB1. Cette halde atteindra une hauteur maximale de 40 m et sera construite en 5 paliers de 5 m au départ, suivis de 2 paliers de 10 m.
- 54 Mm³ seront entreposés dans la halde de stériles WRD2 dans la fosse. Les premiers 39 Mm³ proviendront de la phase 7 de la fosse et rehausseront le niveau de la halde à

RL 1000 m, soit 1 m de moins que le point le plus bas du périmètre de la fosse, de façon à ne pas nuire au drainage du secteur nord suivant la fermeture de la fosse. Le reste proviendra de la phase 8, suivant la fin des activités dans la fosse principale, et mènera à une extension de l'empilement vers le nord-ouest.

- 267 Mm³ seront entreposés dans WRD1, qui atteindra une hauteur maximale de 80 m.

18.7.2 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 de mort-terrain le plus au nord (OVB1) atteindra une hauteur maximale de 40 m et accueillera 77 Mm³ d'argile et de S&G, ainsi que 28 Mm³ de roches stériles tel que décrit ci-dessus. L'empilement au sud-est (OVB2) aura une hauteur de 40 m et pourra contenir 19 Mm³ de matériel principalement composé de S&G.

De plus, 5 Mm³ de mort-terrain seront réutilisés comme matériel de couverture durant la restauration du site et seront temporairement entreposés dans trois empilements (empilements de matériaux réutilisables 1 à 3). Ces derniers auront une hauteur maximale de 10 m.

18.7.3 Haldes de minerai à basse teneur

Trois haldes, soit LGO1, LGO2 et LGO3, seront aménagées pour temporairement contenir du minerai à basse teneur sur une base régulière pendant l'exploitation minière dans la fosse. Le volume maximal de minerai à basse teneur qui devra être emmagasiné est estimé à 207 Mm³.

LGO1 sera situé à l'intérieur du périmètre final de la fosse et recueillera le minerai empilé dont la valeur est la plus élevée, durant les premières années de développement de la fosse. Cette halde sera entièrement vidée avant que l'exploitation minière ne se déplace dans ce secteur après l'an 7. La halde sera divisée en deux lobes (LGO1w et LGO1e) séparés par un ruisseau. Le lobe à l'est, plus petit, atteindra une hauteur maximale de 30 m et aura une capacité de 3 Mm³. Ce lobe ne sera requis que pendant une période de 12 mois, à l'an 3. Le lobe à l'ouest, plus grand, atteindra une hauteur maximale de 40 m et aura une capacité de 6 Mm³. Il sera privilégié pour l'empilement du minerai en raison de la plus courte distance de halage jusqu'au concasseur primaire.

LGO2 contiendra le minerai empilé de valeur intermédiaire et sera situé 211 m plus près du concasseur primaire que LGO1 (mais nécessitera en moyenne 765 m de halage de plus à partir de la fosse). Cet empilement atteindra une hauteur maximale de 60 m et aura une capacité maximale de 55 Mm³. L'empilement sera épuisé environ 2 ans avant la fin de l'exploitation minière de la phase 8.

LGO3 renfermera le minerai empilé dont la valeur est la plus basse, et le minerai empilé à cet endroit ne sera remanié que lorsque LGO2 aura été vidé. L'aménagement prévoit une hauteur maximale de 70 m, permettant d'y empiler jusqu'à 168 Mm³.

18.8 Parc à résidus

Le parc à résidus servira à entreposer les résidus pendant les 19 premières années d'exploitation.

Des digues de départ, composées d'argile, de roche et de sable, devront être construites dès les premières années. Des rehaussements subséquents des digues seront principalement construits avec des résidus grossiers, du sable et de la roche, la roche étant prédominante. La digue de départ au nord du parc à résidus sera d'abord construite à l'an 0, tandis que la digue de départ au sud sera construite à l'an 1. L'objectif visé en répartissant la construction des digues de départ sur 2 ans est de réduire le trafic et le bruit pour la population locale puisqu'il y aura des travaux de construction en cours pour d'autres infrastructures minières des côtés Est et Sud à l'an 0.

Les digues de départ du parc à résidus permettront d'entreposer les résidus produits durant les deux premières années d'exploitation, soit environ 27,5 Mm³ de résidus. Des rehaussements des

digues auront lieu annuellement de l'an 1 jusqu'à environ l'an 11, en utilisant une méthode de construction en aval. De l'an 12 à l'an 19, les rehaussements de digues se feront selon une méthode de construction en amont.

Le dépôt des résidus progressera du nord au sud, repoussant le bassin d'eau surnageante vers le sud à mesure que les résidus seront déposés. Deux (2) lignes de résidus (grossiers et mixtes) seront nécessaires. Les résidus grossiers seront déposés le long de la digue du périmètre afin de former une plage de résidus et fournir du matériel de construction pour les digues du périmètre, tandis que les résidus mixtes seront déposés au centre du parc à résidus. L'objectif visé en divisant les résidus est d'accélérer le taux de consolidation et d'assurer un drainage plus rapide des résidus grossiers, dont la perméabilité est plus élevée, pour les raisons suivantes :

- L'utilisation précoce des plages de résidus comme source d'emprunt pour la construction;
- La facilité de transporter les résidus par camion;
- Meilleure constructibilité afin de réduire le risque de générer des contraintes au niveau de la construction (par exemple l'incapacité de construire un rehaussement vs dépôt des résidus).

Durant les opérations, le bassin d'eau surnageante du parc à résidus sera maintenu au niveau le plus bas possible. L'objectif visé sera de minimiser le risque de débordement durant les opérations et de minimiser les impacts potentiels advenant une rupture des digues (dans l'éventualité peu probable qu'une telle situation survienne), l'épanchement de résidus et la zone inondée étant minimisés en raison du volume minimal d'eau emmagasiné dans le parc à résidus.

18.8.1 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 du projet	30 ans	
Exploitation dans la fosse principale	19 ans (début des 30 années)	RNC
Phase 8 d'exploitation et remaniement des stocks de minerai	11 ans (reste des 30 années)	
Production de résidus		
An 1	45,7 kt/j	
An 2 à An 6	52,2 kt/j	
An 7	71,8 kt/j	
An 8 à An 30	104,6 kt/j	
An 31	20,9 kt/j	
Capacité d'emmagasinage totale requise pour le parc à résidus	596 Mt	RNC
Poids	458,5 Mm ³	
Volume		
Capacité d'emmagasinage requise dans la fosse	428 Mt	RNC
Poids	329,2 Mm ³	
Volume		
Classification des digues ⁽¹⁾	Varie entre élevée et très élevée ⁽²⁾	SRK/WOOD
Séisme type maximum	1 : 5000 ans, AMS = 0,1 g	SRK/WOOD

Dégagement au-dessus du bassin surnageant	2,5 m ⁽³⁾	SRK
Crue de projet environnementale (EDF) ⁽⁴⁾	Fonte en 30 jours de la neige accumulée (1 : 100 ans) et averse de pluie de 24 heures (1 : 1000 ans)	SRK/WOOD
Crue de projet à l'égard des entrées d'eau (IDF)	Crue maximale probable (CMP)	WOOD
Facteur de sécurité de stabilité (FDS) ⁽⁵⁾ Statique, drainé Statique, non drainé Pseudostatique	1,5 1,5 1,1	SRK/WOOD
Limites de retrait Voie ferrée du CN Voie ferrée de l'usine Limite du bassin versant de l'Arctique Zone tampon de 1 km de l'esker	100 m 30 m 100 m 100 m	SRK/RNC

Remarques : 1. La classification des digues est basée sur l'édition 2007 des *Canadian Dam Safety Guidelines* (CDA 2013). 2 Les digues du parc à résidus ont été conçues selon deux classifications en fonction des conséquences de rupture correspondantes. 3. 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). 4. La crue de projet environnementale (EDF) doit être gérée sans déversement d'eau non traitée dans l'environnement. 5. Le facteur de sécurité minimal respecte les critères de l'édition 2007 des *Canadian Dam Safety Guidelines* (CDA 2013).

18.8.2 Sélection du site

Le choix du site du parc à résidus 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 qui est en concurrence directe avec les autres éléments de la mine au niveau de l'espace disponible, 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 dômes topographiques.

18.8.3 Préparation de la fondation sous les digues en périmètre

La base de données géotechniques pour le secteur du parc à résidus indique que les sols qui serviront typiquement de fondation au parc à résidus se composent généralement d'une épaisse

couche d'argile lacustre à grain fin, recouvrant une couche de sable et de gravier d'épaisseur variable. La couche d'argile est recouverte de sols organiques d'une épaisseur d'environ 1 mètre. L'argile grise de la couche lacustre présente une consistance variant de très molle à ferme et est présente dans certains secteurs du périmètre proposé pour les digues. La fondation devra être préparée en dégagant le secteur en entier. Ceci implique l'extraction et l'empilement des sols organiques. Une partie des sols organiques sera poussée en amont des digues de départ et sera utilisée avec la roche pour construire, là où ce sera jugé nécessaire, une berme de stabilité temporaire en amont des digues du périmètre.

Les analyses de stabilité indiquent que des clés de cisaillement seront requises à certains endroits lorsque les digues seront rehaussées. Pour mettre en place des clés de cisaillement, l'argile grise devra être excavée et remplacée par de la roche stérile provenant des opérations minières. Une section typique à travers une clé de cisaillement aura entre 3 et 6 m de profondeur et 8 m de largeur à la base, avec des pentes à 1,5H : 1V. Le secteur où des clés de cisaillement seront construites est illustré à la figure 18-2. Le matériel excavé dans ces secteurs sera déposé à l'intérieur du parc à résidus ou réutilisé lors des travaux de restauration du site.

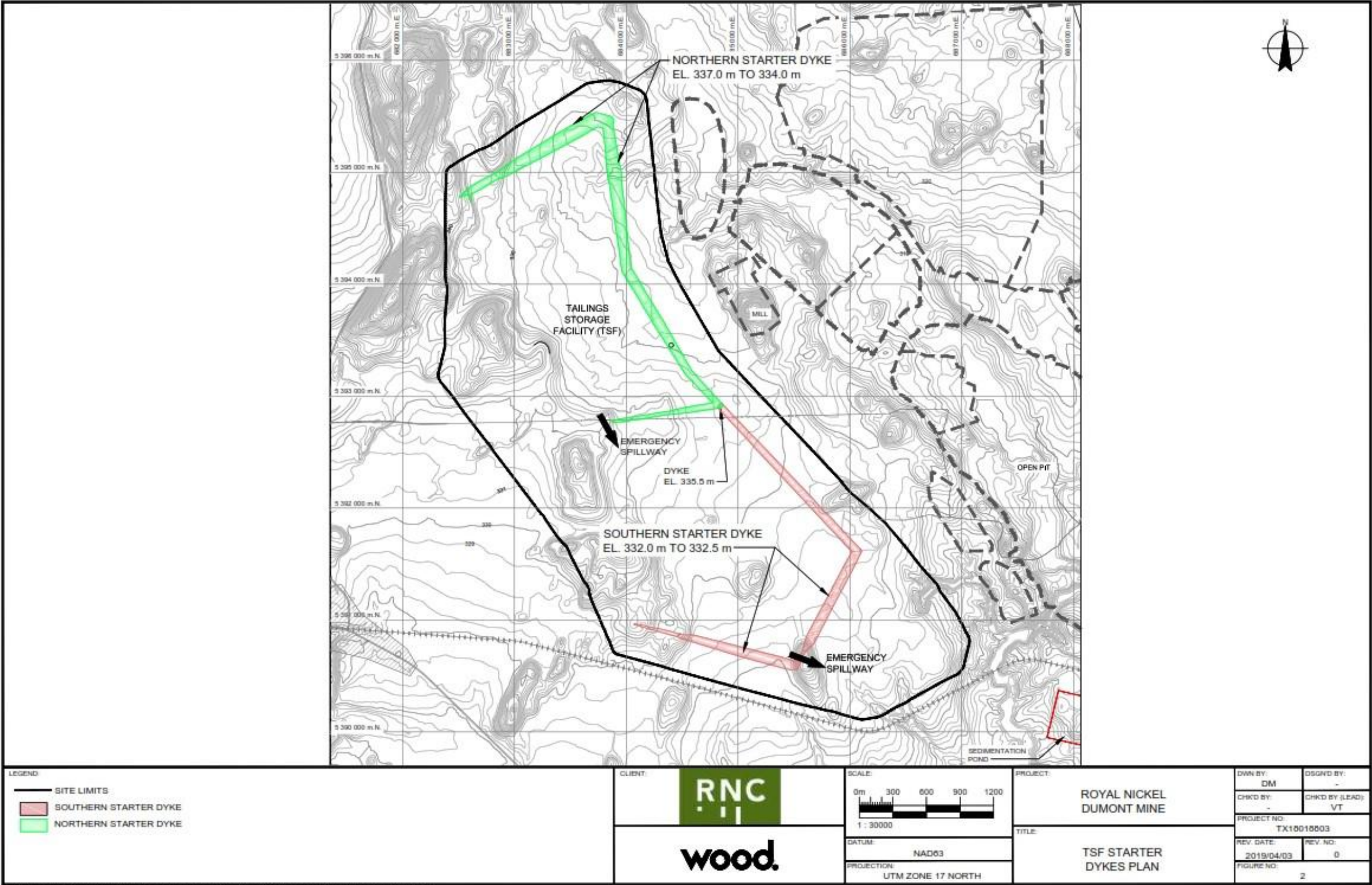
18.8.4 Conception de la digue de départ

Une vue en plan de la digue de départ du parc à résidus, qui sera construite à l'an 0 et à l'an 1, est présentée à la figure 18-3.

La digue de départ au nord du parc à résidus sera construite jusqu'à une élévation maximale de 337 m. Les deux pentes, en amont et en aval, seront construites à 3,5H : 1V, avec un noyau en argile vertical de 4 m de large qui rejoindra la couche d'argile sous-jacente et qui s'étendra jusqu'au sommet de la digue de départ. Une zone de filtration sera construite en amont et en aval du noyau en argile. Les analyses de stabilité ont démontré qu'une berme de stabilité devra être construite des deux côtés, en amont et en aval. Des clés de cisaillement seront requises dans certains secteurs des digues de départ, là où l'argile est plus épaisse.

La configuration de la digue de départ au sud sera similaire à celle de la digue de départ au nord, avec un noyau en argile, une zone de filtration et des clés de cisaillement. La crête de la digue de départ au sud du parc à résidus aura une élévation entre 332 m et 332,5 m.

Figure 18-3 : Conception de la digue de départ du parc à résidus



Source : Wood.

18.8.5 Rehaussements subséquents des digues et élévation finale

Tel qu'indiqué à la section 18.7.1, les digues seront rehaussées annuellement, principalement avec des résidus et des roches stériles, en utilisant une méthode de construction en aval de l'an 1 jusqu'à environ l'an 11. De l'an 12 à l'an 19, les digues seront rehaussées avec des résidus en utilisant une méthode de construction en amont. Les bermes de stabilité et les clés de cisaillement requises seront construites progressivement à mesure que les digues sont rehaussées. Les pentes en aval des digues du parc à résidus seront construites à 3,5H : 1V et les digues du périmètre sont conçues pour favoriser le suintement. Après le remplissage du parc à résidus, il n'y aura aucune accumulation d'eau au-dessus du parc à résidus et les résidus seront en grande partie drainés. Cela permettra de convertir le parc à résidus en une structure à plus faible risque ou possiblement de le reclasser, d'une aire d'accumulation de résidus en une structure de stériles miniers.

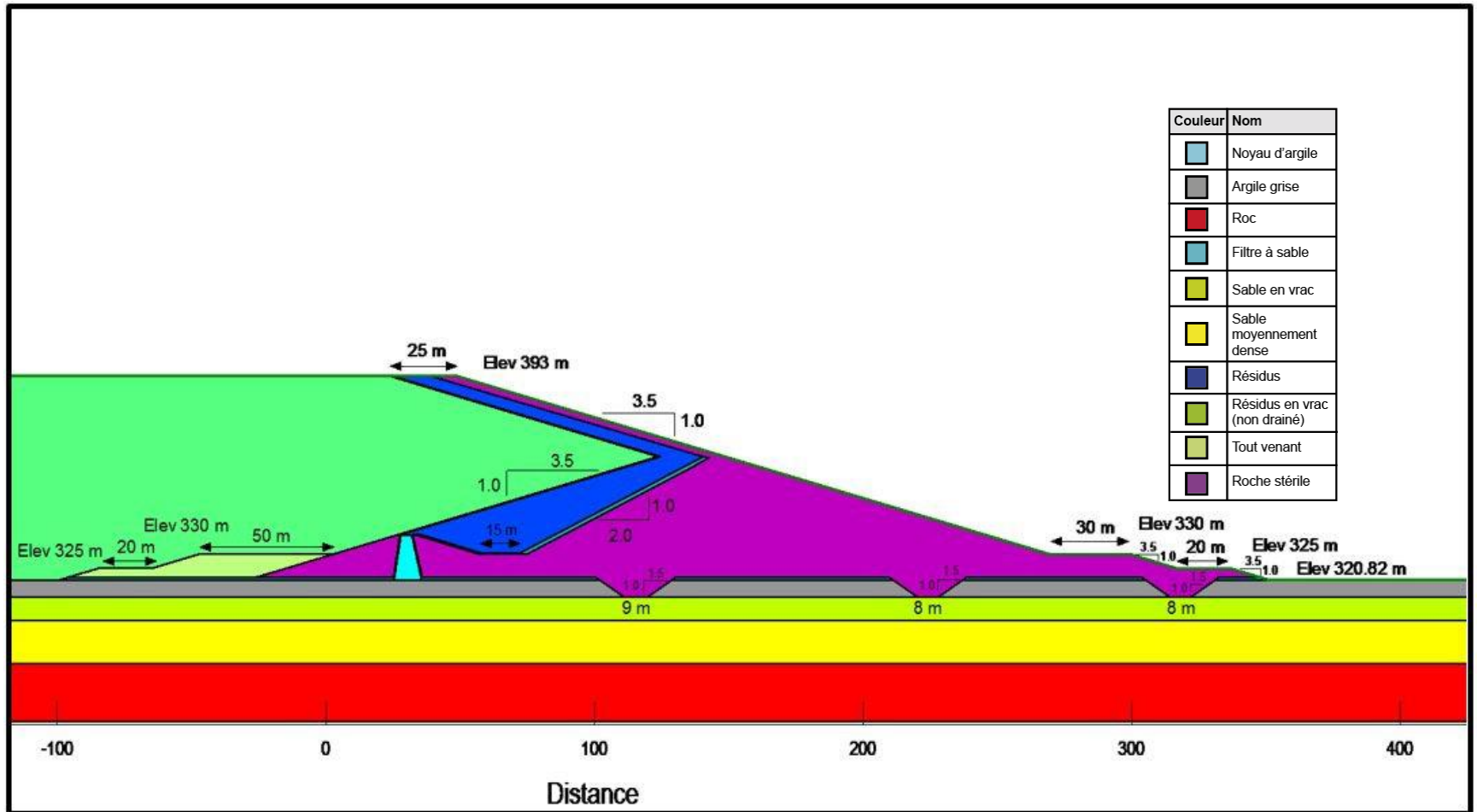
L'élévation finale de la crête des digues du périmètre sera de 392 m. Le volume total de matériel requis pour construire les digues du parc à résidus, incluant les digues du périmètre, le noyau, la zone de filtration, les bermes de stabilité et les clés de cisaillement sera de 95 Mm³. Ceci exclut les 7,5 Mm³ de sols excavés et l'excavation requise pour les clés de cisaillement. Des sections transversales typiques des digues du parc à résidus sont présentées aux figures 18-4 à 18-6. Une section transversale typique du bassin d'eau recyclée est présentée à la figure 18-6.

18.8.6 Rejet des résidus dans la fosse

18.8.6.1 Généralités

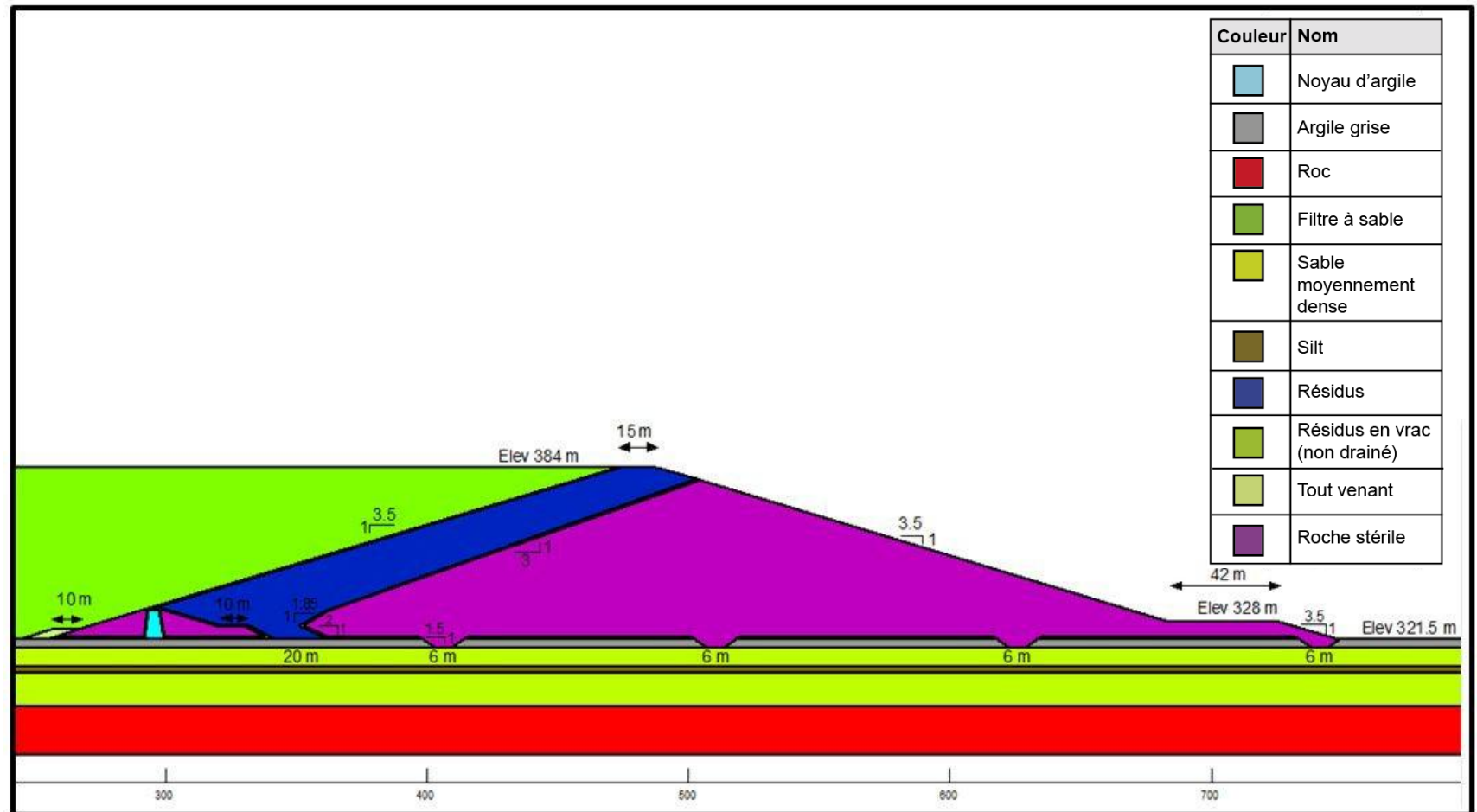
Lorsque l'exploitation de la fosse cessera, l'usine de traitement continuera à transformer les stocks de minerai pendant 12 ans. Environ 428 Mt de résidus seront déposées dans la fosse pour y être emmagasinées de façon permanente.

Figure 18-4 : Section transversale typique de la digue Est du parc à résidus



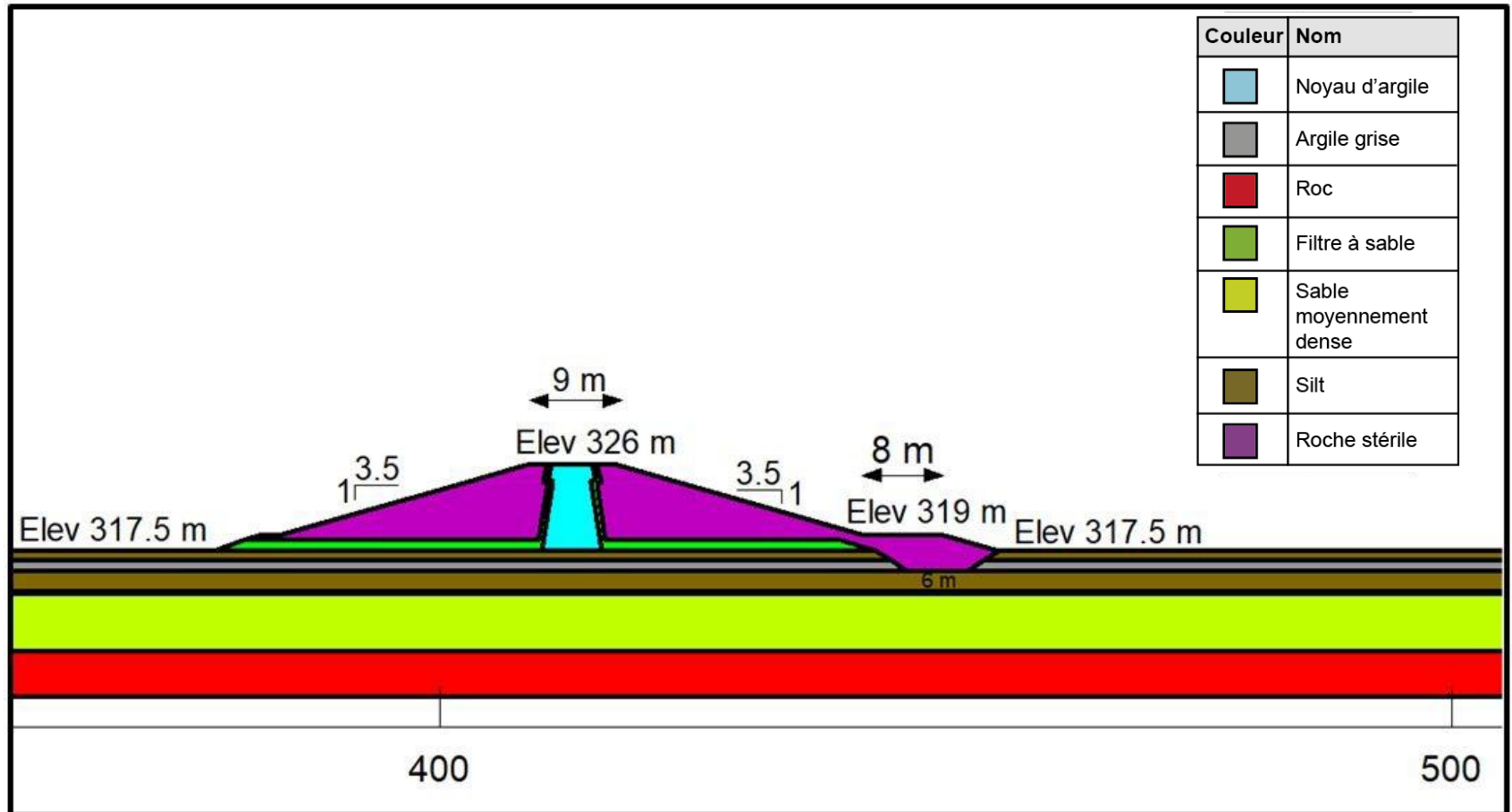
Source : Wood

Figure 18-5 : Section transversale typique de la digue Sud du parc à résidus



Source : Wood

Figure 18-6 : Section transversale typique du bassin d'eau recyclée du parc à résidus



Source : Wood

18.8.6.2 Opérations

Les résidus 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'emmagasiner de la fosse est grandement supérieure au volume requis pour contenir les résidus.

À la fin de l'exploitation minière, la fosse se remplira avec les précipitations directes et les eaux de ruissellement, et l'excès d'eau se déversera dans la rivière Villemontel. La figure 16-23 montre une section typique à la fin de l'usinage (à l'an 31 environ). Par ailleurs, s'il y a des inquiétudes au niveau de la qualité de l'eau, l'eau de la fosse pourra être pompée au besoin et traitée avant d'être rejetée dans la rivière.

18.8.7 Gestion de l'eau

18.8.7.1 Généralités

Le plan de gestion de l'eau du parc à résidus dépend largement des facteurs suivants :

- Le bassin d'eau surnageante au sein du parc à résidus sera séparé des digues du périmètre par une plage de résidus miniers, à l'exception de la digue au sud-est, où l'eau viendra s'accumuler contre la digue. Tel que mentionné à la section 18.7.1, le bassin d'eau surnageante sera maintenu au niveau le plus bas possible afin de minimiser les risques de débordement durant les opérations, et de minimiser les impacts potentiels dans l'éventualité peu probable d'une rupture de digue. L'eau surnageante du bassin sera transférée, probablement au moyen d'un système de siphon, au bassin d'eau recyclée et servira à alimenter l'usine en eau recyclée.
- Les taux d'infiltration des digues du périmètre du parc à résidus devraient être assez élevés, compte tenu du fait que les digues du périmètre ont été conçues pour favoriser le suintement.
- Des évacuateurs d'urgence seront construits pour le parc à résidus et pour le bassin d'eau recyclée; ces derniers pourront accommoder en toute sécurité la crue maximale probable (CMP). Pour le parc à résidus, l'évacuateur d'urgence est requis jusqu'à l'an 10; il sera situé à proximité du siphon et se déversera vers le bassin d'eau recyclée. À compter de l'an 10, la revanche minimale entre le niveau d'eau maximal et la crête la plus basse des digues (à l'emplacement du siphon) sera de plus de 1,3 m, augmentant donc la capacité de stockage des eaux à l'intérieur du parc à résidus. L'évacuateur d'urgence sera alors remplacé par des siphons supplémentaires permettant d'évacuer la CMP. L'évacuateur d'urgence du bassin d'eau recyclée se déversera vers la fosse.

18.8.7.2 Bassin d'eau et retour d'eau

Pendant l'exploitation de la fosse, les résidus grossiers seront déposés autour du périmètre des digues, en utilisant une méthode conventionnelle par points de décharge afin de créer une plage de résidus qui gardera le bassin d'eau surnageante loin des digues du périmètre. Le flux de résidus mixtes sera déposé au centre du parc à résidus, tel que mentionné à la section 18.7.1.

L'eau recyclable sera prélevée grâce à une barge flottante, un pipeline et un système de siphons.

18.8.7.3 Captage des eaux d'infiltration

Au sein de l'emprise du parc à résidus se trouvent plusieurs secteurs 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 interstitielles provenant des résidus s'infiltrent dans les eaux souterraines naturelles.

Un réseau de fossés menant à quatre puisards de récupération des eaux d'infiltration sera établi autour du périmètre externe du parc à résidus. Des pompes seront installées à chacun des puisards afin de retourner cette eau à l'intérieur du parc à résidus et ainsi empêcher les eaux d'infiltration de s'échapper dans l'environnement. 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 varient d'une profondeur de 1,0 m à 2,0 m, la largeur de leur base sera de 1,0 m à 2,0 m, et la pente de leurs côtés sera de 2,5H : 1V. Le profil des fossés de récupération des eaux d'infiltration a été conçu de façon à minimiser l'excavation jusqu'à la profondeur requise, mais la profondeur d'excavation finale varie en fonction de la topographie du terrain. La disposition des installations de captage des eaux d'infiltration est illustrée à la figure 18-7.

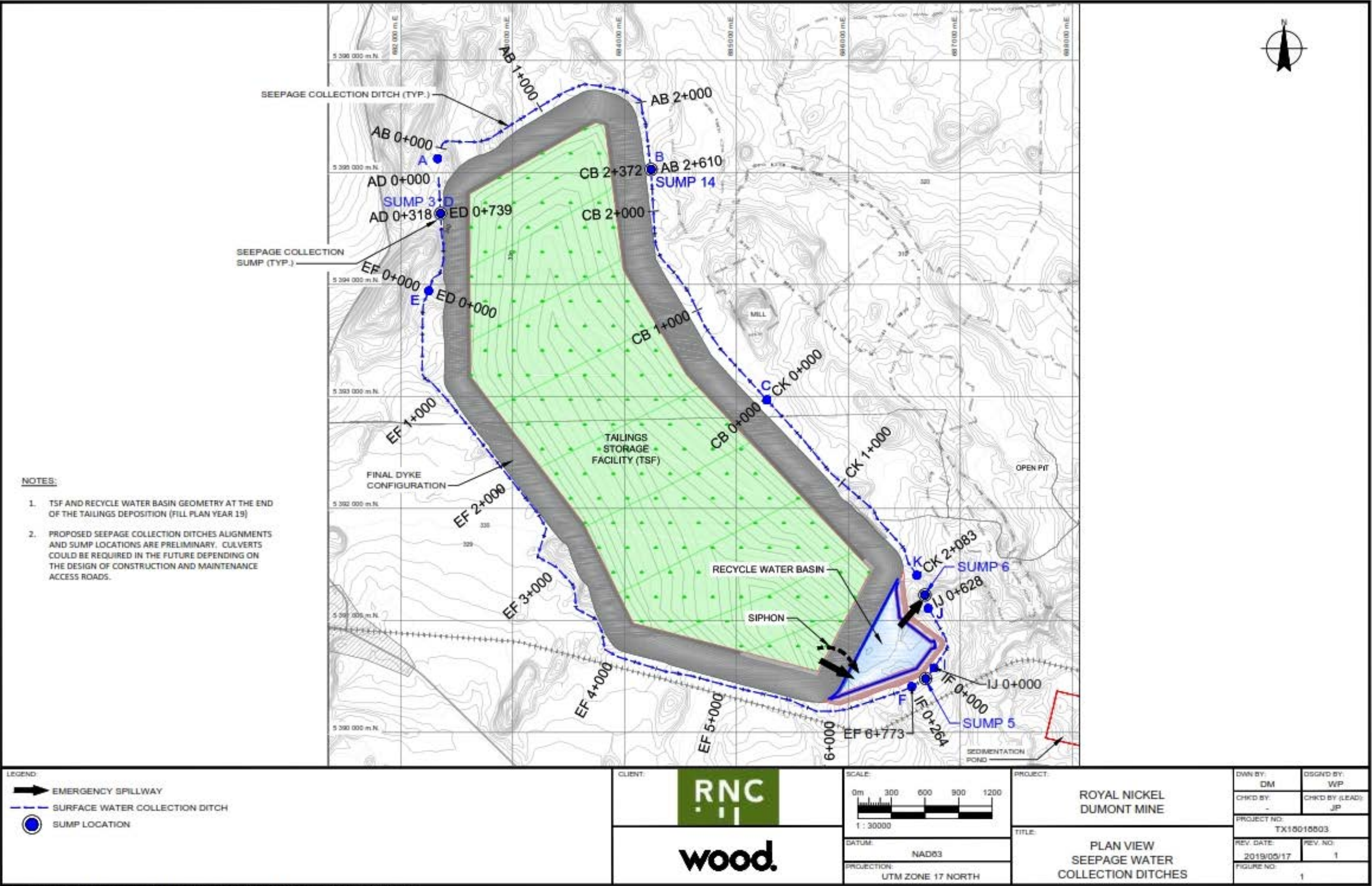
18.8.8 Système de transport des résidus

Le système de transport des résidus permettra de transférer les deux flux distincts de résidus, grossiers et schlamms, 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. Les résidus grossiers seront déversés le long du périmètre du parc à résidus de façon à contribuer à la construction des digues. Le pipeline de résidus grossiers se composera initialement d'un conduit de polyéthylène de haute densité (PEHD) d'un diamètre nominal de 630 mm d'environ 4 km de long. À l'an 2, ces installations seront agrandies et consisteront en deux conduites de PEHD d'un diamètre nominal de 550 à 630 mm de 7,5 km de long. Une section en acier au carbone sera ajoutée à la sortie de la pompe, lorsque la pression provoquée par la hauteur des digues sera trop importante pour le PEHD (à l'an 10 environ). Au départ, ce conduit transportera 2 041 m³ de résidus grossiers 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 conduits transporteront un total combiné de 4 082 m³/h de résidus grossiers au parc à résidus. Les résidus de schlamms seront déversés au centre du parc à résidus. Le pipeline initial pour les résidus de schlamms sera en PEHD d'un diamètre nominal de 710 mm d'une longueur d'environ 4,5 km. À l'an 2, un deuxième pipeline d'environ 3 km de long, constitué d'une conduite en PEHD d'un diamètre nominal de 710 mm, sera installé. Ce pipeline transportera initialement 1 656 m³/h de résidus de schlamms au parc à résidus. Une deuxième ligne de même dimension et de même longueur sera installée adjacente au premier pipeline afin de répondre aux besoins accrus découlant de l'expansion à 105 kt/j durant la sixième année d'exploitation. Les deux pipelines transporteront un total combiné de 3 312 m³/h de résidus de schlamms au parc à résidus. Les deux pompes de la sousverse des épaississeurs de résidus seront sous l'alimentation de secours, afin d'empêcher les conduites de geler en cas de panne électrique.

18.8.9 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 1 886 m³/h d'eau pompée du parc ou du bassin d'eau recyclée vers le bassin d'eau de traitement, lors de l'exploitation initiale de 52,5 kt/j. Le système comprendra deux pompes sur barge et un conduit de PEHD d'un diamètre nominal de 600 mm 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 3 772 m³/h. Pour prévenir le gel, le chauffage des conduits ne sera requis qu'aux points le plus bas.

Figure 18-7 : Vue en plan du système de collecte des eaux d'infiltration du parc à résidus



Source : SRK.

18.8.10 Fermeture

La restauration du parc à résidus débutera à la fin de l'an 19. La surface du parc à résidus sera refaçonée et le bassin d'eau surnageante sera éliminé. Une couche de sol d'au moins 0,5 m d'épaisseur sera établie sur les côtés des digues du périmètre du parc à résidus et une couche d'au moins 0,15 m d'épaisseur recouvrira la surface des résidus.

Des rigoles de drainage seront façonnées à la surface du parc à résidus afin d'acheminer les eaux de ruissellement naturelles vers les fossés de captage des eaux d'infiltration et les puisards au pied des digues du parc à résidus. Après la fermeture du parc à résidus, la qualité de l'eau dans les puisards fera l'objet d'un suivi et l'eau sera pompée dans la fosse durant le remplissage de la fosse, jusqu'à ce que la qualité de l'eau respecte les critères pour les effluents. Lorsque la qualité de l'eau sera jugée acceptable, là où ce sera possible, les canaux seront redirigés vers la fosse. Un canal d'écoulement artificiel sera construit afin de contrôler le niveau d'eau dans la fosse et acheminer l'eau excédentaire dans la rivière Villemontel. Les empilements de résidus miniers et de roches stériles dans la fosse seront recouverts en permanence d'une couche d'eau passive.

Les sols requis pour la réhabilitation du parc à résidus seront empilés dans deux haldes à proximité et proviendront du décapage de la fosse et du parc à résidus.

18.9 Atelier d'entretien des camions 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, à l'an 2, 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 installations seront progressivement agrandies en ajoutant deux autres postes d'entretien à l'an 8 pour atteindre un nombre de 12. 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.

18.10 Laboratoire d'essais

Un secteur a été réservé pour des roulottes et/ou un bâtiment qui seront installés à la charge du fournisseur de services analytiques. L'emplacement proposé, au sud des bâtiments abritant les bureaux et l'entrepôt, a été réservé à cet effet. Les coûts de construction d'un bâtiment et les frais de location d'une ou de plusieurs roulottes n'ont pas été inclus. Les coûts pour le bâtiment ou les roulottes sont intégrés aux coûts d'exploitation pour le traitement des échantillons par le fournisseur de services analytiques. 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.

18.10.1 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.

18.10.2 Traitement des eaux usées domestiques

L'usine de traitement des eaux usées domestiques 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.

18.11 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 du parc à résidus ou de la fosse (durant la phase de dépôt des résidus dans la fosse). Le diamètre et la longueur du conduit de PEHD 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 de 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.

18.11.1 Eau brute

L'eau brute est récupérée principalement de la fosse de départ ou de la fosse principale (durant la phase de dépôt des résidus dans la fosse) 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

18.11.2 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.

18.11.3 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.

18.12 Approvisionnement, entreposage et distribution du carburant

Lors de la phase initiale à 52,5 kt/j, la consommation 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 la cédule 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.

18.13 Transport et expédition

La zone de chargement du concentré sera située à l'extrémité nord de l'usine de traitement. Une capacité de deux jours de production de concentré peut être entreposée dans le bâtiment couvert qui abrite l'aire de déchargement du filtre, avant d'être chargée dans des wagons à l'embranchement de voie ferrée servant au chargement de concentré situé adjacent au bâtiment de traitement du concentré. Le concentré de nickel 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 CF 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.

Une aire de chargement accessible par camion à l'extrémité nord du bâtiment de traitement du concentré, agrémentée de portes roulantes à l'entrée est et à l'entrée ouest, a aussi été prévue. Les camions pourront être chargés par CF tout en restant abrités à l'intérieur du bâtiment.

La production maximale de concentré de nickel pendant la phase initiale sera de 145 kt/a (en fonction d'une capacité nominale de traitement de 16 t/h et d'une disponibilité d'opération de 92 %) et grimpera à 177 kt/a en phase 2, avec une production maximale de 230 kt/a. Basé sur un taux prévu de six chargements par semaine, cela signifie que sept wagons de 99 tonnes seront chargés par jour durant la phase 2 pour être expédiés. Une chargeuse frontale régulière (p. ex. : CAT 980) peut charger 300 t/h. Cela signifie que seulement deux à trois heures de fonctionnement seront nécessaires six jours par semaine pour charger les 7 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 sera 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.

18.14 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.

18.15 Sécurité du site

Toute personne qui accèdera au site minier et à l'usine devra passer par le poste de garde de l'entrée principale. La voie d'accès au site, qui sépare celui-ci de la route 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 venant 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.

18.16 Communications

18.16.1 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-feux 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.

18.16.2 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.

18.16.3 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.

18.17 Système de gestion des eaux de ruissellement

18.17.1 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, tout en maximisant l'utilisation d'eau recyclée du parc à résidus;
- faciliter l'extraction du gisement en limitant le volume d'eau qui se déverse dans la fosse et en évacuant 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, laquelle aurait une incidence sur la qualité des cours d'eau si elle y était déversée; et
- 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 divise en cinq phases :

- Phase 1 — construction
- Phase 2 — faible production de minerai
- Phase 3 — forte production de minerai
- Phase 4 — usinage des stocks de minerai à basse teneur
- Phase 5 — fermeture

Chaque phase prévoit des structures de dérivation, des fossés, 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 (l'eau s'écoulant des résidus) à mesure que l'ensemble de la superficie et l'empreinte de la mine augmentent.

18.17.2 Dérivation des eaux de contact

Les eaux de ruissellement de 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.

L'exploitation du gisement nécessitera de rediriger les deux embranchements, est et ouest, du ruisseau sans nom pour contourner l'empreinte finale de la fosse. Ces aires de drainage comportent deux ruisseaux qui ne sont pas très larges, de telle sorte que les eaux pourront être redirigées par un système de pompes et de conduits ou par l'entremise d'une canalisation s'écoulant librement.

Les embranchements est et ouest du ruisseau sans nom seront remplacés par trois canalisations principales qui achemineront les eaux de surface vers l'extrémité la fosse de départ (extrémité sud-est de la fosse séparée par un pilier de la fosse principale). Deux canaux seront situés à l'est des haldes de roches stériles et des empilements de mort-terrain. Elles sont désignées comme les canaux nord et sud de la halde de roches stériles, et recueilleront les eaux de ruissellement des haldes pour empêcher que ces eaux chargées de sédiments se déversent dans le bassin versant de l'Arctique. Le troisième canal sera située entre la bordure est de la fosse et la bordure ouest des haldes de roches stériles et des piles de mort-terrain. Il est désigné comme le canal est de la fosse.

Au total, 11 puisards seront aménagés dans les secteurs à faible élévation qui se trouvent dans l'Aire de captage des eaux des embranchements est et ouest du ruisseau sans nom, où l'écoulement de l'eau par gravité est impossible. Chaque puisard recueillera les eaux de ruissellement de 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'un de trois canaux principaux pour être acheminées jusqu'à la fosse de départ.

Les eaux de contact emmagasinées dans la fosse de départ pourront être pompées au concentrateur afin de s'en servir aux fins de réutilisation ou comme source d'eau brute. Les eaux de la fosse seront aussi pompées dans la fosse de départ au moyen d'un séparateur d'hydrocarbures.

À compter de l'an 19, toute l'eau sera redirigée dans la fosse principale pour accélérer le remplissage et la réhabilitation de l'excavation.

18.17.3 Dérivation des eaux de contact affectées

L'eau libérée des résidus et les eaux de ruissellement en surface qui entrent en contact avec les résidus sont considérées comme des « eaux de contact affectées ». Ces eaux comprennent des eaux de ruissellement et des eaux d'infiltration des digues du parc à résidus recueillies par un réseau de canaux et de quatre puisards situés autour du parc à résidus. Elles seront repompées dans le parc à résidus. Le concentrateur réutilisera autant d'eau que possible en provenance du parc à résidus pour minimiser le traitement des eaux de contact affectées. Les eaux de contact affectées excédentaires seront pompées à l'usine de traitement des eaux pour être traitées, puis acheminées au bassin de polissage dont l'effluent se déverse dans la rivière Villemontel.

18.17.4 Bassin de sédimentation

Le bassin de sédimentation est situé au sud du parc à résidus et aux fins de la modélisation, a été considéré comme ayant une capacité d'environ 1 Mm³. L'eau excédentaire de ce bassin se rapporte soit à l'usine de traitement des eaux (si une étape de traitement est nécessaire), soit à la rivière Villemontel. Le bassin de sédimentation sera établi tôt pendant la période de construction, afin de capter et de traiter les eaux de ruissellement chargées de matières en suspension (MES) dans les secteurs perturbés durant la phase de construction.

Le bassin de sédimentation reçoit également l'eau excédentaire provenant du secteur de la fosse durant la construction, de la fosse de départ avant que l'usinage des stocks de minerai à basse teneur ne débute, l'eau du puisard n°9 durant la construction, les eaux de ruissellement locales et les précipitations directes. Le bassin permet la sédimentation des particules solides en suspension

(MES) jusqu'à une concentration acceptable. De plus, un système de barbotage au CO₂ sera installé à proximité du bassin de sédimentation afin de réduire le pH de l'eau avant qu'elle ne soit déversée dans le bassin de polissage, qui ultimement se déverse dans la rivière Villemontel.

Le bassin de sédimentation a été conçu pour une période de retour de 1 : 10 années et pour une valeur limite de sédiment de 0,01 mm. Afin de minimiser l'empreinte du bassin sur la zone d'exploitation plus basse, la profondeur du bassin a été fixée à 6 m et son ratio longueur-largeur sera de 3 pour 1. Le bassin est situé au sud de la voie ferrée et de la fosse, et au nord du complexe administratif.

18.17.5 Installations de gestion des résidus (parc à résidus et bassin d'eau recyclée)

Les installations de gestion des résidus, qui englobent le parc à résidus et le bassin d'eau recyclée, joueront trois 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 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 d'eau recyclée servira de réservoir d'eau actif durant les opérations, afin de répondre à la demande du concentrateur (c'est-à-dire entreposer temporairement l'eau accumulée durant les périodes de précipitations pour une utilisation subséquente au concentrateur durant l'hiver). Enfin, ces installations offriront une capacité de stockage suffisante pour gérer la crue de projet environnementale (définie comme étant la « crue de projet » dans la directive 019 du gouvernement du Québec) ou l'eau excédentaire qui dépasse la capacité de traitement et qui sera acheminée à l'usine de traitement des eaux entre les mois d'avril et de novembre.

Les eaux libérées des résidus miniers constitueront la plus grande part de l'eau du parc à résidus. La majorité de l'eau du parc servira à alimenter le concentrateur en eau recirculée. L'eau excédentaire sera traitée à l'usine de traitement des eaux. Les autres sources d'eau dans le parc à résidus sont les eaux de ruissellement locales, les eaux pompées des puisards autour du parc 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 parc à résidus sera géré de façon à ce que le bassin d'eau surnageante puisse être maintenu au niveau le plus bas possible afin d'assurer la sédimentation des particules de résidus miniers. Il a été supposé, aux fins de la modélisation, que le volume minimal requis pour la sédimentation est de 1 Mm³, ce qui serait suffisant pour assurer un temps de séjour d'environ 5 jours en se basant sur la quantité d'eau anticipée qui sera libérée des résidus.

Des procédures opérationnelles seront mises en œuvre afin de s'assurer que :

- Avant la crue printanière, l'eau entreposée dans le parc à résidus et le bassin d'eau recyclée soit maintenue au niveau le plus bas possible afin de gérer la crue printanière.
- Avant le gel hivernal, la quantité d'eau entreposée dans le bassin d'eau recyclée soit suffisante pour compenser l'eau provenant des résidus qui ne sera pas disponible durant l'hiver, afin de répondre à la demande en eau recyclée du concentrateur.

La revanche minimale, tant pour le parc à résidus que pour le bassin d'eau recyclée, sera de 1,5 mètre entre la crête des digues et le niveau de la crue de projet environnementale.

Les eaux excédentaires du parc à résidus et du bassin d'eau recyclée seront pompées jusqu'à l'usine de traitement des eaux avant d'être déversées dans la rivière Villemontel via le bassin de polissage.

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 réalisées pour les conditions rencontrées en exploitation et post-exploitation. Diverses simulations ont aussi été réalisées 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 pour le parc à résidus n'empêchera pas le respect des objectifs de protection des eaux souterraines au niveau des récepteurs potentiels, tel que décrit dans la directive 019 (Golder, 2013b).

La section 18.7.7 fournit davantage d'information sur la gestion des eaux dans le parc à résidus.

18.17.6 Système de collecte des eaux de ruissellement générées par les haldes de stériles

Les résultats d'analyses géochimiques préliminaires indiquent que les empilements de roches stériles et de minerai à basse teneur ne seront pas acidogènes et que leurs eaux de ruissellement ne nécessiteront aucun traitement avant d'être libérées dans l'environnement. Des canaux seront construits le long des limites extérieures des empilements 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 canaux dirigeront les eaux de ruissellement vers la fosse de départ, soit le canal de la halde de stériles nord et le canal de la halde de stériles sud. À l'ouest des haldes de roches stériles et des empilements de mort-terrain, le canal est de la fosse dirigera aussi les eaux de ruissellement vers la fosse de départ.

La taille et la forme des piles de minerai à basse teneur (MBT) situées au nord de la fosse évolueront avec le temps. Trois puisards capteront les eaux de ruissellement autour de ces zones et les déverseront dans le canal est de la fosse. Ces eaux rejoindront la fosse de départ.

Il a été présumé que les eaux de pluie qui s'infiltreront dans les empilements aboutiront ultimement dans la fosse de départ, et que l'eau excédentaire de la fosse de départ sera pompée jusqu'au bassin de sédimentation.

18.17.7 Traitement des eaux

Un système de barbotage au CO₂ sera adjacent au bassin de sédimentation pour traiter au besoin les eaux de contact à pH élevé. Le système de barbotage est constitué d'un réservoir de CO₂ 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 le bassin de polissage.

Les eaux de contact affectées excédentaires du parc à résidus seront dirigées vers l'usine de traitement des eaux. Il sera nécessaire de traiter les eaux advenant des concentrations élevées en arsenic possibles, ainsi que pour d'autres métaux potentiels. L'usine de traitement des eaux sera en fonction d'avril à novembre, et permettra de gérer le niveau d'eau du bassin du parc à résidus afin de le maintenir au plus bas niveau opérationnel requis, ainsi que pour gérer une crue de projet. Le taux de traitement a été optimisé en fonction du bilan hydrique afin de prévenir les déversements incontrôlés d'eaux de contact affectées non traitées dans la rivière Villemontel. L'usine fonctionnera à une capacité de 0,7 m³/s.

18.17.8 Bassin de polissage

Un bassin de polissage est situé à l'est du tronçon inférieur du ruisseau sans nom, parallèlement au bassin de sédimentation. Ce bassin a, aux fins de la modélisation, une capacité d'environ 1 Mm³.

Le bassin de polissage recevra les eaux traitées à l'usine de traitement des eaux et l'eau du bassin de sédimentation. La qualité de l'eau sera testée pour s'assurer qu'elle respecte les critères de l'effluent avant qu'elle ne soit déversée dans la rivière Villemontel.

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 (mai 2019) de Red Door Research, la consommation mondiale de nickel devrait augmenter de 5,0 % en 2019 pour atteindre 2,33 Mt, puis de 4,6 % par année pour atteindre 2,96 Mt en 2023, puis de 4,4 % par année par la suite jusqu'à un niveau de 4,00 Mt en 2030. Les deux principaux secteurs de consommation, soit l'acier inoxydable et les autres applications, devraient connaître une croissance dans l'avenir, le secteur des autres applications étant principalement soutenu par la croissance rapide de la demande en nickel pour les batteries au lithium-ion.

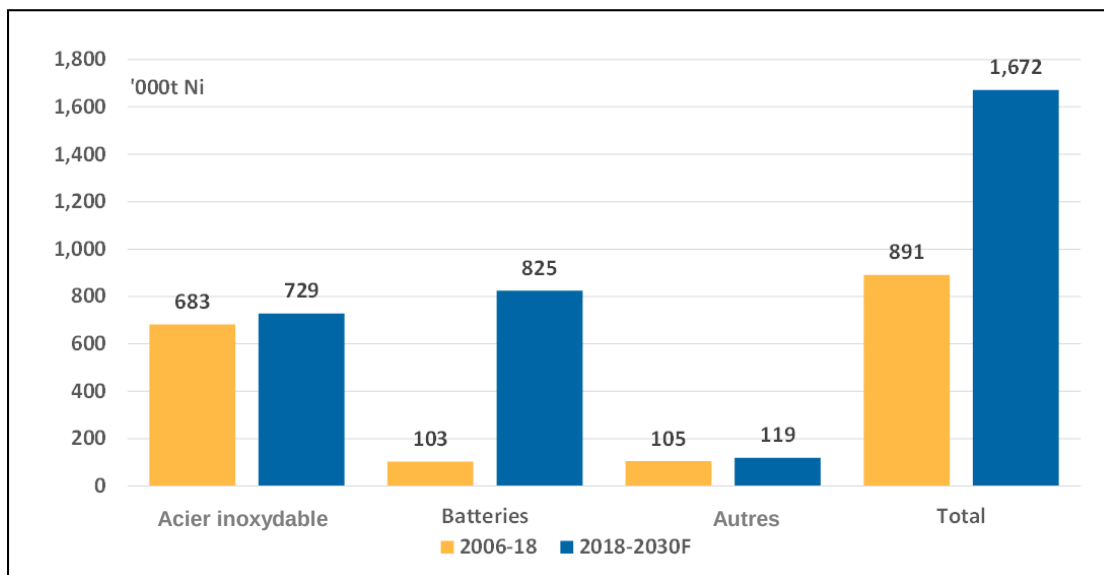
En 2018, l'acier inoxydable représentait 70 % de la consommation mondiale totale de nickel. La demande primaire en nickel pour l'acier inoxydable devrait augmenter de 2,4 Mt d'ici 2030, en raison d'une croissance dans la production d'acier inoxydable fondu de 4,4 % par année jusqu'en 2023 pour atteindre 63,5 Mt, avec une croissance par la suite de 3,4 % par année jusqu'en 2030 pour atteindre 80,2 Mt. La majeure partie de cette croissance sera soutenue par l'expansion continue de l'industrie chinoise de l'acier inoxydable.

Le secteur qui connaît la plus forte croissance dans le marché du nickel ces dernières années et dans un avenir prévisible touche l'utilisation du nickel dans les batteries au lithium-ion pour le marché florissant des véhicules électriques. Influencé par les politiques gouvernementales (visant à bannir la vente de véhicules munis de moteurs à combustion interne au cours des prochaines décennies) et les inquiétudes environnementales, la transition du parc automobile existant des moteurs à combustion interne aux véhicules hybrides et éventuellement aux véhicules entièrement électriques (VÉ) est désormais bien amorcée.

Les VÉ n'occupent toujours qu'une petite part du marché des véhicules et ne comptaient en 2018 que 5 millions de véhicules, soit seulement 2,2 % des ventes de véhicules dans le monde, mais le taux de croissance de 2014 à 2018 s'établit à près de 60 % par année. Avec des taux de croissance des ventes, selon les consensus, de 25 à 35 % par année, la part des VÉ augmentera progressivement, et les prévisions indiquent que la part du marché mondial des véhicules électriques sera de 10 à 20 % d'ici 2025 et de 30 à 50 % d'ici 2030.

Selon Red Door Research, le taux de croissance annuel prévu pour l'utilisation du nickel est de 17,9 % par année pour tous les types de batteries, pour atteindre 958 kt par année d'ici 2030. Notons que le taux de croissance uniquement pour les batteries au lithium-ion pour les véhicules (qui représentent environ 50 % du nickel utilisé par le marché des batteries en 2018) est plus de deux fois ce taux global.

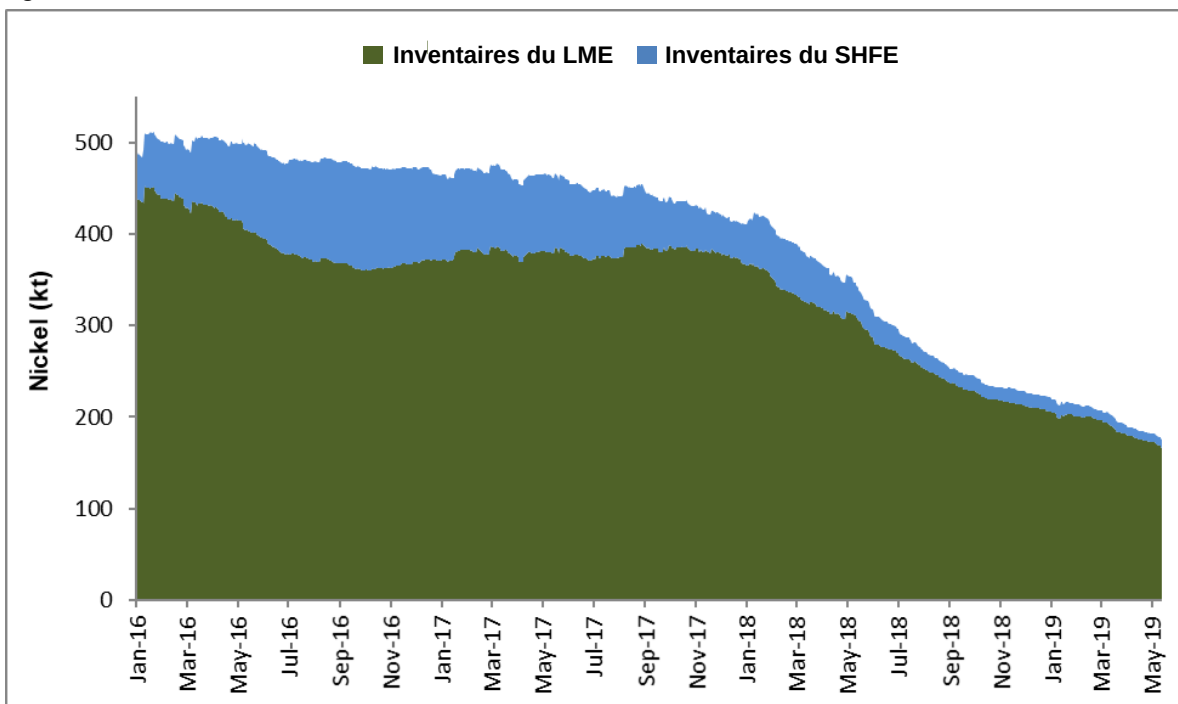
Figure 19-1 : Facteurs de croissance de la consommation de nickel : l'acier inoxydable et les batteries



Source : Red Door Research, INSG.

Toujours selon Red Door, des déficits sont à prévoir entre l'offre et la demande, à des taux réduits toutefois comparativement aux importants déficits que l'on a connus récemment. Les inventaires sur les marchés devraient retourner à des niveaux plus normaux d'ici la fin de 2020 et potentiellement chuter à des niveaux critiques en 2022/2023, appliquant ainsi une forte pression à la hausse sur les prix.

Figure 19-2 : Niveaux des inventaires de nickel sur les marchés LME et SHFE



Source : Red Door Research, INSG.

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 du projet Dumont en se basant sur les prévisions en date d'avril 2019. Comme la période d'exploitation du projet correspond à la période des prévisions à long terme, un seul prix pour le nickel a été utilisé pour toutes les années de production. 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

Long terme		
Nickel	\$ US/lb	7,75 \$
Cobalt	\$ US/lb	25,00 \$
Platine	\$ US/oz	1 000 \$
Palladium	\$ US/oz	1 000 \$

Une hypothèse de 7,75 \$ par livre de nickel a été utilisée comme prix à long terme dans le cadre de l'étude, un niveau similaire à la moyenne des prix à long terme prévus par deux des principaux analystes du secteur.

Les hypothèses pour les prix du platine et du palladium, à 1 000 \$ l'once, étaient similaires à la moyenne des prix à long terme prévus tel que publié le 15 avril 2019 par Consensus Economics Inc., qui étaient de 1 272 \$ par once pour le platine et de 1 088 \$ par once pour le palladium. L'hypothèse de prix pour le cobalt, à 25 \$ par livre, était similaire à la moyenne des prix à long terme prévus par un des principaux analystes indépendants spécialisés dans l'industrie du cobalt. Les sensibilités à toutes ces hypothèses de prix sont présentées au chapitre 22.

19.3 Mise en marché du concentré

Le concentré du projet Dumont, qui aura une teneur moyenne de 29 % nickel sur la durée de vie du projet, est particulièrement bien adapté pour servir de matériel d'alimentation de haute qualité pour les producteurs de ferronickel ou de fonte de première fusion nickélifère (FPFN) par le biais d'un procédé de grillage. La teneur élevée en nickel du concentré signifie qu'une quantité moindre d'électricité, d'agents réducteurs (coke) et d'énergie est requise pour le traitement, ce qui se solde par des coûts plus faibles et un pourcentage payable plus élevé comparativement à l'alternative traditionnelle par fusion et affinage. CRU, une grande firme offrant des services-conseils, des analyses et des prix pour les marchés des mines, des métaux et des engrais, a préparé une étude sur la valeur à l'utilisation et une analyse des marchés qui s'est penchée sur l'usinage à forfait, en Asie, d'une variété de concentrés de nickel dont la teneur en nickel variait de 14 % à 29 %, pour arriver à un produit final de ferronickel. L'étude démontre que la payabilité nette utilisant cette approche pour tous les concentrés était considérablement plus élevée que les modalités actuelles du marché en tenant compte de l'estimation de CRU quant au prix du nickel à long terme, les primes accordées aux produits, et les coûts d'usinage. Pour un concentré à 29 % nickel, qui est la teneur attendue pour le concentré qui sera produit au projet Dumont, le taux de nickel payable dans le concentré a été estimé à 94 %, soit 25 % de plus que le haut de la fourchette, estimé à 70-75 %, offert actuellement sur les marchés pour les concentrés de sulfures nickélifères.

CRU a considéré un scénario en vertu duquel les usines asiatiques traiteraient le concentré de nickel sur une base forfaitaire. Cela signifie que le producteur de concentré resterait propriétaire du produit de ferronickel et ne ferait que payer l'usine pour couvrir les coûts d'usinage, plus une marge.

Les coûts d'usinage ont été établis en estimant les coûts d'exploitation et les marges d'un producteur typique de FPFN en utilisant le modèle des coûts pour le nickel de CRU et les coûts d'exploitation et les marges estimatives d'une installation typique de grillage. CRU a ajusté les

coûts du producteur de FPFN en supposant que la teneur plus élevée en nickel du concentré signifie que des quantités moindres d'électricité, d'agents réducteurs et d'énergie seraient nécessaires dans le four pour chaque tonne de nickel produite. Ils ont postulé que cette relation était linéaire et que les autres coûts restaient constants. Une marge additionnelle, pour ajouter un incitatif à l'utilisation de concentré de nickel plutôt que le matériel d'alimentation habituel, a ensuite été appliquée à ces coûts. Compte tenu des marges assez minces actuelles et prévues de certains producteurs de FPFN, un paiement incitatif relativement mineur serait suffisant pour encourager ces producteurs de FPFN à utiliser un concentré de nickel comme matériel d'alimentation plutôt que le matériel latéritique qu'ils utilisent actuellement.

La viabilité technique de l'utilisation du concentré de sulfures nickélifères grillé a été démontrée avec succès. Après avoir d'abord réussi à démontrer le potentiel du concentré de nickel grillé comme alternative à plus grande valeur que la fusion et l'affinage conventionnels en 2011, RNC a travaillé avec le Groupe Tsingshan (« Tsingshan »), à compter de 2012, afin de valider le concept. En 2014, Tsingshan a démarré la construction de la première usine à utiliser directement du concentré de sulfures nickélifères dans le cadre du procédé de fabrication de l'acier inoxydable, et a depuis construit une autre usine qui utilise l'approche faisant intervenir du concentré de nickel grillé. De plus, Tsingshan a signé une entente d'écoulement avec Western Areas Ltd vers la fin de l'année 2016.

Par ailleurs, les travaux de RNC avec une grande firme de courtage japonaise indiquent que les usines de grillage en Asie seraient en mesure de traiter le produit à un coût d'environ 30 \$/tonne. Si l'on combine ces données avec le coût de conversion moyen dans le cadre de la production intégrée de FPFN/acier inoxydable, qui est d'environ 80 \$ à 90 \$/tonne (selon Wood Mackenzie), le coût de conversion implicite est d'environ 110-120 \$/tonne de concentré (ce qui équivaut à environ 400 \$ par tonne de nickel contenu pour un concentré à 29 % nickel, soit environ 3 % du prix récent sur le LME de 11 900 \$ par tonne). Ceci se compare très avantageusement au 25-30 % de la valeur du concentré qui est estimée être capturée présentement par les fonderies/affineries traditionnelles.

Aux fins de la mise à jour de l'ÉF, une payabilité prudente de 91,5 % a été postulée.

19.4 Options au niveau des fonderies

Avec le grillage, aucun paiement ne sera obtenu pour le cobalt et les ÉGP contenus dans le concentré. À des prix plus élevés pour le cobalt et les ÉGP, il pourrait être plus rentable de traiter le concentré ou une partie du concentré par fusion et affinage conventionnels, ou par d'autres procédés permettant l'utilisation du nickel et du cobalt par l'industrie des batteries. RNC continue d'évaluer ses options et de discuter avec des partenaires potentiels pour évaluer les différentes alternatives commerciales pour le traitement du concentré.

Il existe plusieurs fonderies de nickel dans le monde. Des profils succincts des fonderies les plus probables sont présentés ci-dessous.

19.4.1 Glencore

La fonderie Glencore 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 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. Ainsi, il devrait être possible de traiter le concentré du projet Dumont à la fonderie de Falconbridge sans dépasser les limites établies pour le MgO.

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 du projet 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 douze 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 qui visaient à étoffer l'étude d'impact environnemental et social en 2011 et 2012. RNC a engagé des consultants au cours des 5 dernières années afin d'optimiser le projet et des données supplémentaires ont donc été recueillies entre 2013 et 2018. Le tableau 20-1 résume la provenance des éléments biophysiques et sociaux mentionnés dans ce rapport

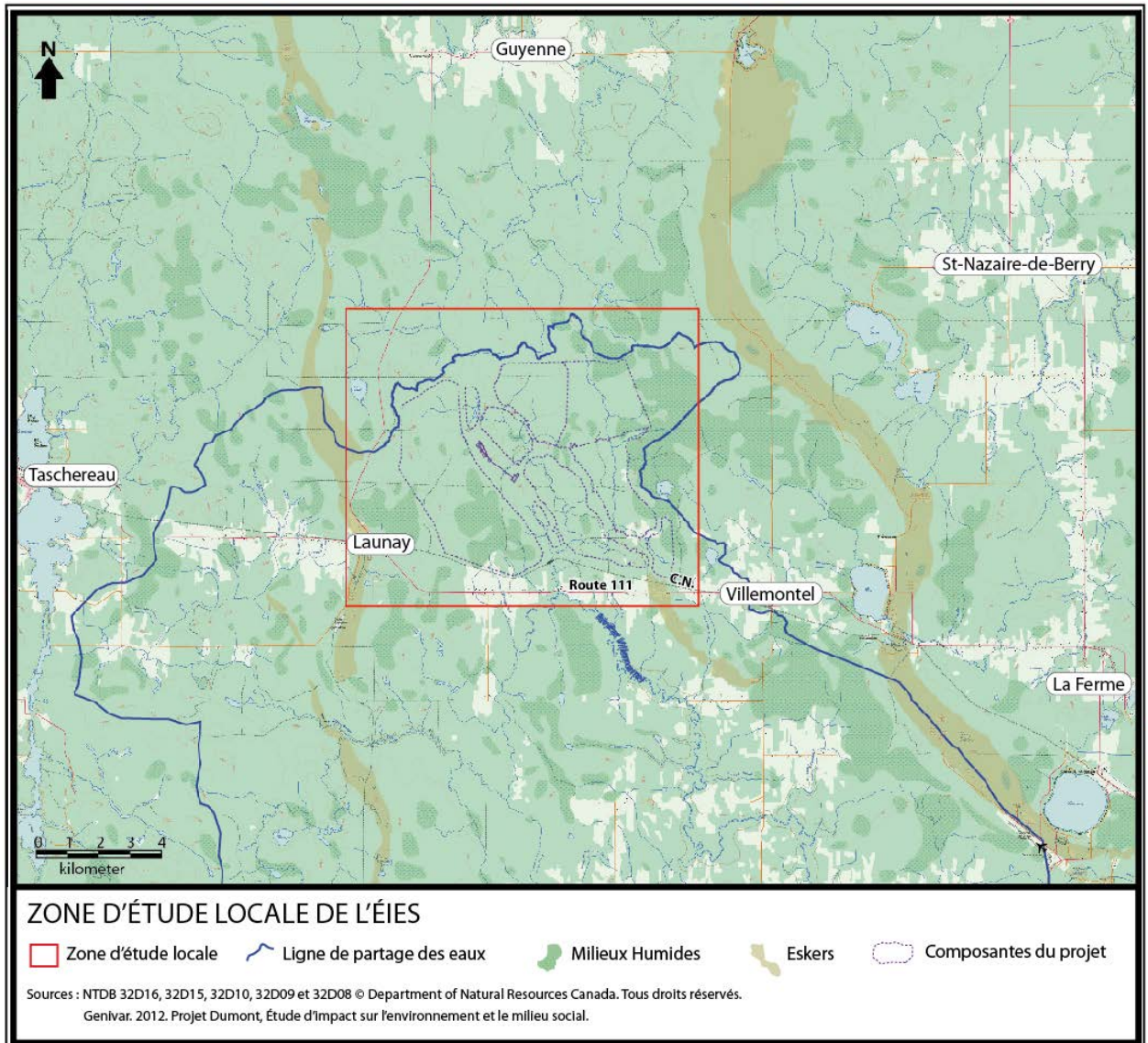
Tableau 20-1 : Études utilisées pour décrire les éléments biophysiques et sociaux mentionnés dans l'étude de faisabilité et jusqu'en 2018

Type d'étude	2007	2008	2009	2011	2012	2013	2014	2015	2016	2017	2018
Climat				√	√	√	√	√	√	√	√
Qualité de l'air							√	√	√	√	
Hydrologie et levé bathymétrique				√	√	√	√	√	√		
Qualité de l'eau et des sédiments	√	√	√	√		√	√				
Qualité des eaux souterraines				√	√	√					
Caractérisation des sols					√	√					
Plantes rares et protégées	√			√							
Géochimie environnementale				√	√	√					
Végétation et milieux humides		√		√			√				
Faune	√	√	√								
Petits mammifères				√							
Poissons	√	√	√	√	√		√				
Invertébrés benthiques	√	√	√								
Oiseaux		√		√				√			
Reptiles et amphibiens				√		√		√			
Bruit ambiant				√		√					
Infrastructures								√			
Archéologie		√				√					
Parties prenantes et population				√	√		√	√	√	√	√

Remarque : Les références sont précisées aux sections 20.1 à 20.4 et 20.7. **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 cm 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. Une deuxième station météorologique (station Lacroix) aménagée en décembre 2014 enregistre des données à chaque année et montre des résultats similaires. Ces données n'ont fait l'objet d'aucune analyse détaillée.

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.

De 2011 à 2016, des données hydrologiques ont été récoltées à propos de la vitesse du courant, des variations des niveaux d'eau et du débit de la rivière Villemontel et des ruisseaux sans nom 1 et 2.

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 l'empreinte de la fosse projetée.

Les eaux souterraines des aquifères dans le socle rocheux et des aquifères dans les dépôts meubles, autres que les eaux souterraines provenant des eskers, sont considérées comme des formations hydrogéologiques de catégorie II (la catégorie I étant de la plus haute importance et la catégorie III de moindre importance); elles sont utilisées localement pour fournir de l'eau à quelques propriétés privées le long de la route 111.

Toutefois, l'esker de Saint-Mathieu-Berry (hors de la zone d'étude et de l'autre côté de la limite du bassin versant), 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.

Selon l'étude d'évaluation des impacts environnementaux, 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/an à 1,1 m/an dans les dépôts meubles, et de 7,8 m/an à 15,3 m/an dans le substrat rocheux à proximité de la surface. Le débit ne dépasse pas 0,06 m/an 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 étaient 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) durant la campagne d'échantillonnage. Elles étaient riches en carbone organique, que l'on a trouvé principalement sous forme dissoute, à des concentrations variant entre 4 et 28 mg/L. La turbidité était 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 ont été séparées 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 étaient plus dures et leur concentration en ions majeurs plus élevée, ce qui se traduisait par une conductance spécifique environ deux fois plus élevée.

Parmi les substances nutritives, les concentrations en phosphore total étaient quelquefois très élevées (jusqu'à 0,10 mg/L). Elles dépassent fréquemment les critères proposés par le Conseil canadien des ministres de l'Environnement (CCME) et le MELCC 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 étaient particulièrement élevées. Elles dépassaient généralement le critère de protection de la vie aquatique (effet chronique), du MELCC, 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. Les concentrations en fer dépassaient régulièrement le critère de toxicité chronique pour la vie aquatique.

En 2013, des résultats similaires ont été obtenus. Dans tous les échantillons, les concentrations en aluminium dépassaient le critère de toxicité chronique pour la vie aquatique. Les concentrations en arsenic, en cuivre et en fer dépassaient les critères du CCME dans deux stations d'échantillonnage. Les concentrations en plomb dépassaient le critère de toxicité chronique pour la vie aquatique dans 4 des 5 stations d'échantillonnage.

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 passés sur la propriété Dumont 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 avait aucune preuve que celle-ci ait pu être contaminé par des activités antérieures. Un programme de caractérisation des sols a été planifié en 2013 pour évaluer les conditions initiales avant que le projet soit mis en œuvre. Tous les échantillons ont montré des concentrations en métaux sous le critère « A », à l'exception de trois échantillons classés de niveau « A-B » en raison de concentrations élevées en étain et/ou en chrome.

La caractérisation géochimique du mort-terrain qui sera manipulé et empilé a été réalisée en 2012. Les résultats sont présentés à la section 20.7 du présent chapitre.

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 de bois récentes ont fragmenté plusieurs milieux naturels.

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. Ensemble, elles forment une diversité d'habitats naturels intéressants. 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 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. Une cartographie précise a été réalisée en 2014 afin d'élaborer un plan de compensation pour les pertes de milieux humides qui seront engendrées par le projet Dumont (voir section 20.5.3.1).

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 ministère des Ressources naturelles et de la Faune du Québec (MRNF, aujourd'hui le MFFP) (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 MFFP, 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 (aujourd'hui le MFFP) 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 du parc à résidus projeté, 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, le meunier noir, l'épinoche à cinq épines et l'omisco 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.

En 2014, un levé a été effectué en vue de choisir des sites potentiels pour compenser les habitats de poissons perturbés en lien avec le projet Dumont; un plan de compensation a été élaboré et approuvé par le MELCC (voir section 20.5.3.2).

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.

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 couleuvres rayées ont été aperçues pendant les travaux sur le terrain.

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 été menée 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 provincial, 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. Un levé exhaustif a été effectué en 2013, confirmant l'absence ou la présence extrêmement rare de l'espèce (Génivar 2013).

20.2.3 Oiseaux

Des recensements réalisés sur le terrain en 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. Le quiscale rouilleux est en situation précaire, tandis que le moucherolle à côtés olive et l'engoulevent d'Amérique sont considérés menacés en vertu de la Loi fédérale sur les espèces en péril. En 2015, ces trois espèces ont été recensées durant la période de reproduction. Sept enregistrements ont été faits, un provenant d'un moucherolle à côtés olive et six d'engoulevents d'Amérique. L'étude conclut que les trois espèces ne sont pas abondantes dans la zone d'étude, et que l'empreinte du projet n'affecterait pas leurs populations respectives (WSP Canada Inc. 2015).

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) d'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 24 400 habitants (MAMH, 2019). 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 2016	12 823	538	218	538	963	136	1 223	8 164 361
Population totale de 15 ans et plus en 2016	84 %	78,5 %	88,6 %	69,2 %	81,3 %	85,2 %	82,8 %	83,7 %
Superficie en 2016 (km ²)	430,3	577	258,5	1	250,7	720,8	197,1	1 356 625
Densité de population par km ² en 2016	29,8	0,9	0,84	538	3,8	0,2	6,2	6,0
Moyenne d'âge de la population en 2016 (ans)	42,7	37,6	44,8	30,8	42,3	43,3	41,8	41,9
Taux d'emploi en 2016	60,6 %	62,8 %	67,6 %	41,7 %	46,4 %	51,9 %	60,2 %	59,5 %
Taux de chômage	7,4 %	15,4 %	8,7 %	16,7 %	14,3 %	13,3 %	12,5 %	7,2 %
Population totale de 15 ans et plus sans certificat, diplôme ou grade en 2016	26,4 %	49,2 %	33,3 %	51,4 %	32,7 %	57,1 %	25 %	19,9 %
Revenu moyen en 2015 – ménages privés (\$)	43 425	35 111	N.D.	26 314	34 769	N.D.	47 455	42 546
Habitations nécessitant des rénovations majeures – % du nombre total d'habitations privées habitées en 2006	7,9 %	17,1 %	18,2 %	34,4 %	14,1 %	N.D.	5,2 %	6,4 %

Sources : Statistique Canada, Recensement de la population 2016 — Profils des communautés.

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 218 habitants et 118 habitations privées (Statistiques Canada, 2016). Son territoire se compose en grande partie de terres publiques (terres de la Couronne). Les limites 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 dévitalisation 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. Un accord permanent de collaboration et de partenariat a été signé le 15 décembre 2015. Cet accord sera mis en œuvre lorsque la construction du projet débutera.

20.3.1.3 Trécession (Villemontel)

Le canton de Trécession, qui compte 1 223 habitants et 558 habitations privées, regroupe deux villages : Villemontel, situé à environ 3 km des limites du projet Dumont, et un autre nommé La Ferme, qui est plus éloigné. Plusieurs types d'activités – agricoles, forestières, récréatives et culturelles – se déroulent dans ce canton dont la population est en croissance.

Le 13 octobre 2013, RNC et la municipalité de Trécession 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 Trécession pour favoriser le développement de la collectivité ainsi que l'avancement du projet Dumont. Un accord permanent de collaboration et de partenariat a été signé le 18 décembre 2015. Cet accord sera mis en œuvre lorsque la construction du projet débutera.

20.3.1.4 Territoire non organisé du lac Chicobi (Guyenne)

Le village de Guyenne, qui compte 136 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. L'activité économique est principalement liée à l'agriculture et à l'exploitation forestière. Le lac Chicobi se trouve dans ce secteur et on y retrouve des chalets et un camp d'été.

20.3.1.5 Berry

Le site du projet chevauche le coin sud-ouest de la municipalité de Berry. Cette municipalité compte 538 citoyens et 264 habitations privées, 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 963 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. En effet, Taschereau est situé à la limite septentrionale du Parc national d'Aigüebelle. On y trouve de l'hébergement et des restaurants, et la municipalité tire profit de son emplacement à proximité du lac Lois.

20.3.1.7 Pikogan (Première Nation Abitibiwinini)

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. 1 075 personnes sont membres enregistrés de la Première nation Abitibiwinini; 610 d'entre eux habitent Pikogan (selon le Registre des Indiens de 2017 — Affaires autochtones et Développement du Nord du Canada). La population est formée de Cris et d'Algonquins. Le conseil de bande Abitibiwinini, 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 le Conseil de la Première Nation algonquine d'Abitibiwinini (« PNA ») ont signé un protocole d'entente. Par la suite, une entente sur les répercussions et les avantages (« ERA ») à l'égard du projet nickélique Dumont a été signée le 2 mai 2017, entre la PNA et la

coentreprise Dumont. L'ERA encadre la relation avec la PNA et prévoit la mise en œuvre d'engagements relatifs aux répercussions et aux avantages 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 nickélique Dumont sont majoritairement publiques. Les droits principalement octroyés par le gouvernement provincial à l'égard de ce territoire se rapportent à l'activité forestière. 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 soumise à une convention de gestion forestière adoptée par la MRC d'Abitibi.

Selon le MERN, il y a cinq baux consentis à des camps de chasse et deux zones de piégeage enregistrées à l'intérieur des limites du projet Dumont. RNC a conclu des ententes de prise en charge des baux avec les détenteurs enregistrés des camps de chasse. Des discussions sont en cours avec l'association de trappeurs de la région et les autorités gouvernementales afin de retirer l'empreinte du projet Dumont des lignes de piégeage enregistrées.

20.3.2.2 Terrains privés

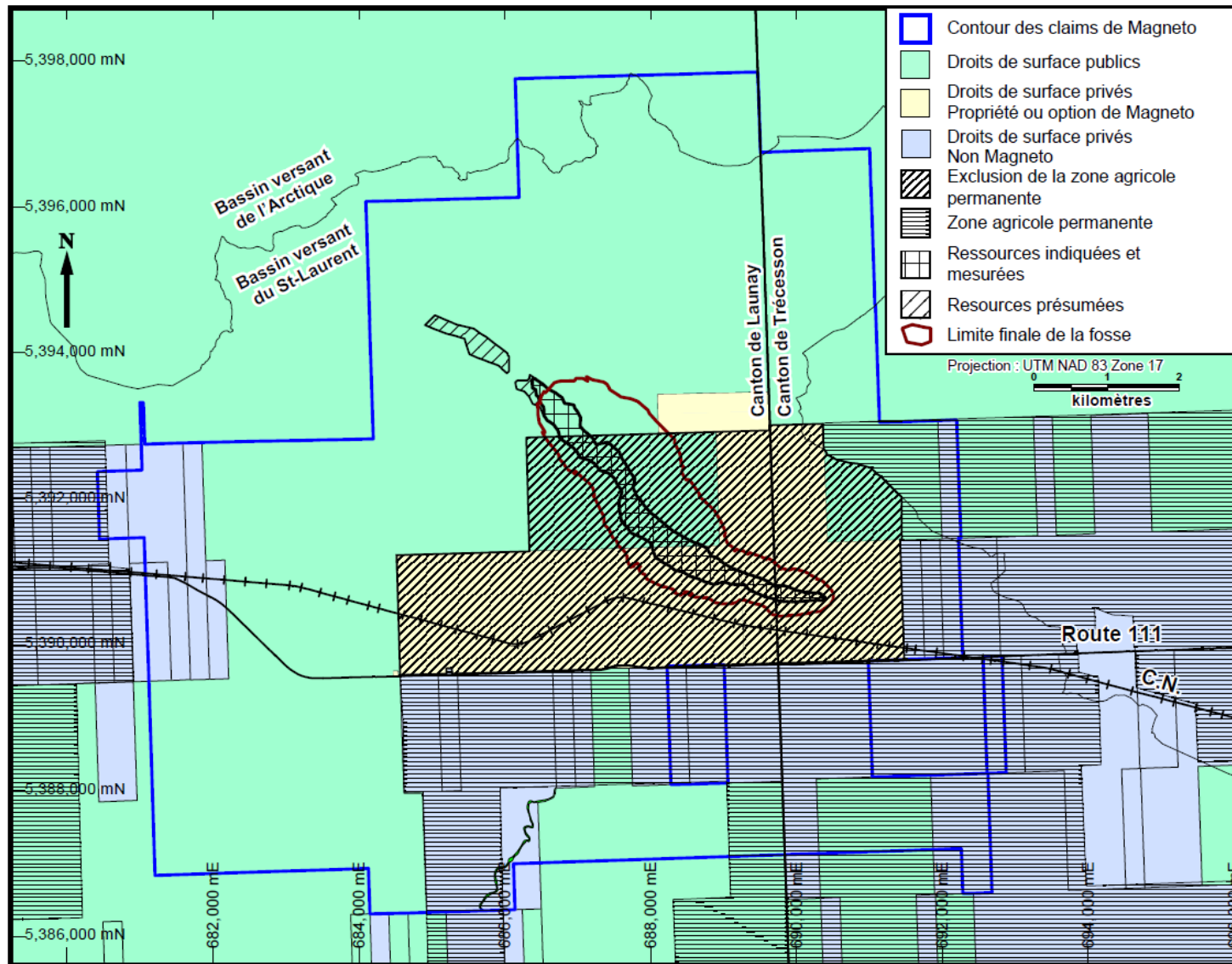
Une partie des terrains requis pour assurer le développement des infrastructures de surface du projet appartiennent à des propriétaires privés (figure 20-2). Selon le plan d'aménagement du territoire de la MRC, le zonage de ces terres est agroforestier. RNC a fait l'acquisition de tous les terrains requis 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 étaient auparavant situées dans des 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 (CPTAQ) pour réaliser des activités qui ne sont pas de nature agricole (voir section 20.6.4).

L'exclusion de ces terres du zonage agricole a été accordée par la CPTAQ en 2013 et en 2015.

Figure 20-2 : Propriété Dumont — éléments de surface à considérer



Source : RNC.

20.3.3 Archéologie

Une évaluation du potentiel archéologique de la zone d'étude a été menée dans la cadre de l'étude environnementale du milieu d'accueil de 2008. Le rapport mentionne qu'on sait très peu de choses sur l'archéologie du secteur entourant la propriété Dumont. 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 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 travaux ont été réalisés à l'été 2013. Aucun artefact ni aucun site archéologique n'a été découvert.

20.3.4 Bruit ambiant

Une première campagne de mesure du bruit a eu lieu en 2011 afin d'évaluer le bruit ambiant et le niveau maximal autorisé en fonction de chaque zone liée à la note d'instructions du MELCC (NI 98-01). Des mesures ont été prises à 6 différentes stations correspondant à des récepteurs sensibles.

La principale source de bruit était la circulation routière, ou encore, lorsqu'aucun véhicule n'était présent, le milieu naturel (oiseaux, vent). Une deuxième campagne a eu lieu en 2013 pour mettre à jour les résultats de 2011. Le niveau de bruit mesuré varie de 36 à 63 dBA ($LA_{eq\ 24\ h}$). Par conséquent, les limites maximales à respecter selon le site récepteur varient de 42 dBA (la nuit) à 62 dBA (le jour) ($LA_{eq\ 24\ h}$).

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 nickélique 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 l'étude de faisabilité et de mieux définir le contenu de l'étude d'impact environnemental.

Cette approche comporte trois principales étapes :

- un processus consultatif et informatif en lien avec l'étude de préfaisabilité;
- un processus de consultation en lien avec l'ÉIES; et
- un processus consultatif et informatif suivant le dépôt de 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 préfaisabilité a été préparé par Transfert Environnement en 2011. Un deuxième rapport sur le processus de consultation en lien avec l'ÉIES a été produit par la même firme en 2013 et soumis aux autorités concernées. Il a aussi été publié sur le site Web de la firme à titre de document public.

- Suivant le dépôt de l'ÉIES en 2013, les audiences publiques du BAPE (le Bureau d'audiences publiques sur l'environnement) ont eu lieu en 2014. De plus, des rencontres ont eu lieu avec des représentants des municipalités, et des séances d'information publiques ont été planifiées et tenues entre 2014 et 2018.

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;
- brochure d'information et site Web;
- 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.

Tableau 20-3 : Principales préoccupations soulevées au cours des processus de consultation et d'information

Catégorie	Préoccupations
Processus de consultation et d'information	1. Fonctionnement, composition, ressources et rôle des comités mis en place 2. Accès à l'information sur le projet 3. Finalité des processus de consultation
Méthodes et moyens employés pour l'analyse d'impact	4. Crédibilité des méthodes utilisées pour analyser les impacts environnementaux et sociaux (ex. : questionnements liés aux méthodes sélectionnées pour évaluer les impacts sociaux du projet) 5. Justesse des données utilisées (ex. : présence de marge d'erreur) 6. Analyse des impacts en continu 7. Prise en compte des projets connexes
Développement économique	8. Impacts sur l'économie locale et régionale 9. Maximisation des retombées locales et régionales 10. Développement résidentiel et industriel 11. Rétention des nouveaux venus et accroissement de la population
Eau	12. Protection des eaux souterraines (eskers, puits, etc.) 13. Contamination des eaux de surface 14. Composition chimique, sécurisation et gestion des effluents des aires d'accumulation (halles de roches stériles et parcs à résidus) 15. Mesures d'atténuation et de compensation des impacts au niveau de l'eau
Sol et emplacement des composantes	16. Éloignement des composantes par rapport à la route et aux résidences 17. Superficie du territoire affectée
Faune, flore et milieux humides	18. Impacts sur la grande faune 19. Compensation de la destruction des milieux humides
Impacts visuels	20. Effet sur le paysage 21. Mesures d'atténuation des impacts visuels

Catégorie	Préoccupations
Climat et qualité de l'air	22. Émission de poussières 23. Mesure d'atténuation et de contrôle des poussières
Milieu humain	24. Utilisation de la voie ferrée 25. Activités récréotouristiques et agroforestières 26. Offre d'achat des résidences à proximité et processus de négociation 27. Développement immobilier 28. Augmentation de la valeur des habitations et son incidence sur la capacité des citoyens à payer leurs taxes 29. Bénéfices pour la communauté en termes d'infrastructures et d'investissement communautaire 30. Tissu social et qualité de vie
Santé et sécurité	31. Transport des produits chimiques 32. Risques d'atteinte à la santé des travailleurs et des citoyens liés à la présence de chrysotile dans les poussières 33. Plan d'urgence 34. Sécurisation du site
Nuisances	35. Nuisances sonores 36. Nuisances lors des phases d'exploration et d'aménagement 37. Émissions de poussières 38. Congestion routière 39. Circulation de camions lourds
Restauration et postfermeture	40. Plan de restauration et utilisation future du site 41. Garanties financières pour la restauration du site 42. Fonds de diversification économique
Projet (divers)	43. Possibilité de remplissage progressif de la fosse 44. Forages exploratoires et puits de forages 45. Rentabilité du projet 46. 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 la route 111 pour que les camions n'aient pas à la traverser
	Zones de circulation des camions majoritairement situées loin de la route 111 et des résidences
	Aire d'empilement la plus haute (halde de roche stérile) éloignée de la route 111 et des résidences
	Aires d'empilement moins hautes (parc à résidus et aire d'entreposage du mort-terrain) près de Launay et de la route 111
	Aires d'empilement temporaires (pile de minerai à basse teneur) près du centre-ville de Launay et de la route 111
	Revégétalisation rapide (aire d'entreposage du mort-terrain et digues de rétention des résidus) près du centre-ville de Launay et de la route 111
	Installations de gestion des résidus éloignées de la route 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 le 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)

20.4.1 Prochaines activités de consultation

RNC a l'intention de continuer à consulter les différentes parties prenantes tout au long du développement et de la période d'exploitation du projet afin de minimiser et/ou d'atténuer l'impact du projet et de favoriser l'acceptation. Des activités de consultation seront planifiées afin de partager les résultats de l'étude de faisabilité mise à jour.

20.5 Version préliminaire de l'étude d'impact environnemental et social du projet (ÉIES)

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 effectuée dans le cadre de l'ÉIES décrit l'impact résiduel après l'application des mesures d'atténuation. Dans l'ensemble, la majorité des impacts ont été qualifiés de faible importance. Il est pertinent de mentionner la présence de plusieurs impacts positifs, plus particulièrement sur les composants de l'environnement humain.

L'importance résiduelle des impacts suivants est considérée 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. 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 en dioxyde d'azote dans l'air durant les sautages a permis d'évaluer plus précisément les risques pour la santé et a aidé RNC à élaborer des mesures de suivi et de prévention dans le cadre du plan d'intervention en situation d'urgence, afin d'assurer une protection adéquate des travailleurs et de la population avoisinante.

Dans le cadre de la présente étude, en 2018 et en 2019, des modifications ont été apportées à l'aménagement du projet. Une révision de l'évaluation des impacts environnementaux et sociaux a donc été effectuée pour tenir compte de ces modifications. La nature des impacts négatifs identifiés auparavant dans l'ÉIES préliminaire demeure la même, mais l'intensité de certains de ces impacts a été atténuée. Toutefois, la réduction des impacts négatifs n'est pas suffisante pour provoquer un changement de l'évaluation de l'importance des impacts lorsque la méthodologie d'évaluation des impacts est appliquée.

Les composantes environnementales où les impacts du projet sont réduits touchent la qualité de l'air et le bruit. Les impacts négatifs sur la qualité de l'air seront réduits grâce à l'utilisation d'un système de trolley dans les rampes de la fosse et d'un système de trolley mobile dans la rampe de la halde de stériles. La réduction du matériel transporté (de 2,5 milliards de tonnes à 2,0 milliards de tonnes de matériel extrait au total), combinée à l'augmentation de la charge utile des camions et la réduction du transport jusqu'au parc à résidus ont aussi contribué à atténuer les impacts sur la qualité de l'air (WSP, 2019a). Une comparaison entre les équipements fixes et mobiles a été effectuée et les modifications prévues au bruit ambiant qui s'y rapportent seraient similaires au contexte sonore modélisé dans l'EIE (WSP, 2019b).

20.5.2 Mesures d'atténuation

Parallèlement à l'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 la route 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 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 œuvre de mesures de contrôle des poussières intensives afin de réduire l'impact du projet sur la qualité de l'air pour les populations environnantes.
- acquisition des résidences privées du côté nord de la route 111, situées les plus près du site minier et les plus susceptibles d'être affectées par les activités minières.
- 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 faisabilité, les infrastructures de la mine empièteront sur environ 2 525 ha de milieux humides. Cela nécessitera la création d'un programme de compensation pour protéger, améliorer ou restaurer les milieux humides de la région de l'Abitibi-Témiscamingue. Un tel projet sera d'abord soumis au ministère de l'Environnement du Québec (Ministère de l'Environnement et de la Lutte contre les Changements climatiques; MELCC) aux fins d'approbation pour être ensuite mis en œuvre lors de la phase de construction.

Un premier levé a eu lieu en 2011, puis un deuxième en 2014, afin de caractériser et de sélectionner des sites potentiels pour compenser la perte de milieux humides. Une carte et une description des sites qui pourraient servir à compenser les pertes de milieux humides ont été préparées.

Compte tenu des défis déjà mentionnés et des discussions entre RNC et le MELCC (anciennement le MDDELCC) dans le cadre de l'évaluation environnementale du projet Dumont, le plan de compensation pour la perte de milieux humides a été divisé en trois phases, couvrant la durée de vie globale du projet minier : 1) conservation et protection des milieux humides existants à Launay et à Amos; 2) élaboration d'un guide de restauration des milieux humides sur les sites miniers (incluant un projet pilote); et 3) restauration ou création de milieux humides sur le site Dumont suivant la fermeture (RNC, 2015). Un programme de suivi quinquennal sera mis en place afin d'évaluer les progrès de la mise en œuvre du plan de compensation et procéder à des révisions au besoin.

Le plan a été soumis aux autorités gouvernementales et approuvé. Le rapport portant sur le plan de compensation (RNC, 2015) est cité dans le décret ministériel en vertu duquel le projet a été autorisé (le Certificat d'autorisation provincial).

20.5.3.2 Habitat du poisson

Conformément à l'aménagement du site proposé lors de l'étude de faisabilité, la mise en valeur du projet Dumont aura vraisemblablement un impact négatif sur environ 35 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. Un premier levé a eu lieu en 2011 et un deuxième en 2014 afin de sélectionner des sites potentiels pour compenser la perte d'habitats pour le poisson.

RNC est tenu de 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. Le ministère des Pêches et des Océans

(MPO) ne considère pas que les sections du ruisseau situées dans l'empreinte du parc à résidus sont des habitats du poisson. Le cours d'eau qui se trouve dans l'empreinte des haldes de stériles, des stocks de minerai à basse teneur et des empilements de mort-terrain a été inscrit 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* (voir section 20.6.5.2).

RNC a proposé une mesure d'atténuation pour compenser la perte d'habitats pour le poisson et les dommages sérieux aux poissons causés par le projet Dumont, nommément la reconstruction d'une structure de rétention en mauvais état située à la sortie du lac Dasserat afin de préserver l'habitat du poisson dans le lac Dasserat et ainsi permettre une augmentation de l'habitat du poisson durant les périodes de faible débit et assurer la préservation des habitats menacés par l'instabilité du barrage existant (RNC, 2016). Ce plan a été présenté aux autorités fédérales (MPO) et a été accepté dans le cadre d'une requête visant à inscrire le cours d'eau affecté à l'annexe 2 du REMM.

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. Le texte qui suit est une analyse préliminaire servant à déterminer la réglementation environnementale en vigueur qui encadrera le projet nickélifère Dumont. Cette analyse se penche également sur les autres lois et règlements qui peuvent influencer les délais d'obtention des permis.

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 nickélifère Dumont doit faire l'objet d'une étude environnementale approfondie conformément à la *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 a évalué diverses possibilités de stockage de ses résidus miniers et démontré clairement que le scénario proposé est celui qui convient le mieux compte tenu des contraintes environnementales, techniques, économiques et sociales (section 20.5.3.2). De plus, RNC a élaboré et mis 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 (section 20.5.3.2).

20.6.4 Autres lois et règlements applicables

20.6.4.1 Loi sur les mines du Québec

Pour obtenir un bail minier, un exploitant doit 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 basé sur le plan de fermeture approuvé. 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.

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.

Une première demande d'exclusion de terrains requis pour des infrastructures minières (1 680,46 ha) a été soumise à la CPTAQ en février 2013 par la MRC, appuyée par des résolutions des deux municipalités directement concernées, soit Launay et Trécesson. 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. L'exclusion a été accordée par la CPTAQ en août 2013.

Une deuxième demande d'exclusion des terres agricoles restantes entre le chemin de fer et la route 111 a été soumise à la CPTAQ en novembre 2014 par la MRC (environ 201,3 ha). Cette demande était aussi appuyée par des résolutions de Launay et de Trécesson. L'exclusion a été accordée par la CPTAQ en mai 2015.

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, maintenant MELCC). 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
Début du processus d'audience publique	Terminé - avril 2014
Recommandations du BAPE à l'intention des autorités	Terminé - septembre 2014
Examen règlementaire de l'ÉIES	Terminé - mai 2015
Délivrance du certificat d'autorisation (provincial)	Terminé - juin 2015
Décision de l'évaluation environnementale (fédéral)	Terminé - juillet 2015
Cours d'eau inscrit à l'annexe 2 du Règlement sur les effluents des mines de métaux (REMM)	Terminé - décembre 2017

Source : RNC, 2019.

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). 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. Cette entente a été conclue en octobre 2016.

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.

Les sections du ruisseau touchées par les deux cellules du parc à résidus n'ont pas été considérées comme des habitats du poisson par le MPO et ne déclenchent donc pas le processus d'amendement prévu à l'annexe 2 du REMM.

RNC a démontré à Environnement Canada que les roches stériles et le mort-terrain n'étaient pas délétères, d'après une caractérisation géochimique environnementale détaillée. Toutefois, un processus d'autorisation a dû être initié pour les haldes de minerai à basse teneur puisque le minerai à basse teneur a été considéré comme un matériel minier stérile délétère. Ce processus a été mené à terme en décembre 2017, avec l'inscription du cours d'eau situé dans l'empreinte des empilements de minerai à basse teneur à l'annexe 2 du Règlement sur les effluents des mines de métaux et des mines de diamants (REMMMD).

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 nickélique 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 de lixiviation statique par MWMP d'un composite de roches minéralisées indique que les concentrations dans le lixiviat ne dépassent pas les normes. Les essais de lixiviation cinétique 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 réalisés 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				Dépassements du lixiviat 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	Désignation DRA globale		
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 : Pour les échantillons où la composition chimique dépasse le critère A du Québec pour les sols, relativement au paramètre en question. Les critères sont ceux de la Politique de protection des sols et de réhabilitation des terrains contaminés (2013), en vigueur au moment de la publication du rapport. Les critères de qualité des eaux souterraines ont évolué depuis, et la conformité pourrait donc différer de ce qui est indiqué dans ce tableau.

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 (en vigueur en 2013). 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. Quoi qu'il en soit, les méthodes d'essai à court terme recommandées par la Directive 019 sont limitées dans leur capacité à reproduire les conditions du site minier Dumont et ainsi de représenter adéquatement la qualité anticipée des eaux entrant en contact avec les roches stériles.

Les essais cinétiques offrent une évaluation plus représentative et à plus long terme de la qualité probable des eaux entrant en contact avec les 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 le parc à 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; normes en vigueur en 2013). 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			TCLP – Classification lixiviation ¹	Classification globale du stérile (Directive 019)
	S(T) (%)	NPR global	Désignation DRA globale		
15 échantillons provenant de divers types de minerais	0,07	109	Non PAG	Ni (10)	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 critères sont ceux de la Politique de protection des sols et de réhabilitation des terrains contaminés (2013), en vigueur au moment de la publication du rapport. Les critères de qualité des eaux souterraines ont évolué depuis, et la conformité pourrait donc différer de ce qui est indiqué dans ce tableau.

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)

Type de mort-terrain	Nombre d'échantillons	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)
		S(T) moy. (%)	NPR global	Désignation DRA globale		
Till basal	12	0,03	41	Non-PAG	Cr (1), Cu (1), Ni (5)	Lixivable
Till sommital	2	0,06	50	Non-PAG	Cr (1), Ni (1)	Lixivable
Limon, sable et gravier	11	0,04	35	Non-PAG	Ni (1)	Faible risque
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 critères sont ceux de la Politique de protection des sols et de réhabilitation des terrains contaminés (2013), en vigueur au moment de la publication du rapport. Les critères de qualité des eaux souterraines ont évolué depuis, et la conformité pourrait donc différer de ce qui est indiqué dans ce tableau.

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 (en vigueur en 2013). 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 du projet 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 basse 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 (en vigueur en 2013). 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 la date de publication du rapport de Golder en 2013 corroborent les résultats obtenus lors des essais de lixiviation cinétique en cellules humides standards à plus petite échelle et en colonnes de lixiviation à plus grande échelle; ils suggèrent que la qualité de l'eau des lixiviats qui entre en contact avec les résidus de concentration et les roches stériles est susceptible d'être meilleure que celle sur laquelle se base la classification de lixiviation de ces résidus miniers.

20.7.4 Séquestration du carbone et cimentation des résidus miniers

La réaction conduisant à la séquestration du CO₂ par 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, constitue un des seuls 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 peuvent séquestrer le carbone en fixant le dioxyde de carbone (CO_2) 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 CO_2 . Les concentrations initiales en CO_2 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 CO_2 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 de CO_2 en milieu naturel. L'étude, impliquant des chercheurs de l'Université Laval et de l'Université du Québec en Abitibi-Témiscamingue (UQAT), visait 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 du projet Dumont et ainsi, éventuellement, contrebalancer les émissions de gaz à effet de serre du projet. Les résultats démontrent que les mécanismes de carbonatation sont influencés par :

- La concentration de CO_2 dans l'air et sa dissolution dans l'eau;
- Les conditions météorologiques qui, à leur tour, influencent l'entrée et l'évaporation de fluides et la température en surface;
- Les différentes réactivités des oxydes de magnésium dans la roche; et
- La porosité du matériel et la superficie exposée.

Entre 2012 et 2017, des chercheurs de l'Université Laval et de l'UQAT ont travaillé avec RNC sur différents projets visant à mieux comprendre les mécanismes de carbonatation.

Ces travaux ont été menés sur le site du projet Dumont, au niveau de la cellule expérimentale, et dans le laboratoire, en colonne de lixiviation, en mini-cellule et dans des essais de diffusion/carbonatation différentielle.

Les résultats de ces différentes expériences (Entezari-Zarandi, 2017; Kandji, 2017; Gras, 2018) confirment que les résidus miniers et les roches stériles du projet Dumont présentent tous deux la capacité de séquestrer le CO_2 et que :

- Les mécanismes de séquestration mènent à la formation de carbonates de magnésium hydratés comme l'hydromagnésite, la nesquéhonite ou la dypingite.
- Le CO_2 dans l'air ambiant qui est dissout dans l'eau interstitielle est un facteur limitant de la réaction de carbonatation et la précipitation de carbonate est principalement le fruit de l'évaporation.
- La brucite réagit plus rapidement que la serpentine.
- Les basses températures ont pour effet de ralentir la réaction de carbonatation.
- Le vieillissement du matériel (cycles d'assèchement/humidification, cycles de gel/dégel) a un effet sur les carbonates qui sont formés.

Les expériences ont révélé que le processus de séquestration s'accompagne aussi d'une cimentation du matériel. 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.

Une expérience sur le site a aussi été réalisée par RNC en 2013 sur une période de 16 semaines, dans le but de caractériser la météorisation à court terme des stériles ultramafiques (péridotite et dunite) et des résidus miniers. L'objectif de l'essai sur le terrain était d'évaluer le taux auquel la réaction de carbonatation se déroule. Des échantillons ont été prélevés chaque semaine pendant les essais pour être analysés par un MEB muni d'un spectroscope x dispersif en énergie. Les essais ont été réalisés en utilisant du matériel exposé à l'extérieur, dans des conditions météorologiques naturelles, et du matériel gardé à l'intérieur et humecté de façon à reproduire des précipitations externes.

Au niveau microscopique, des signes de la réaction de carbonatation ont été observés dès la première semaine d'exposition des résidus et des fragments de dunite et de péridotite. Selon les observations, la carbonatation et la cimentation se produisent plus rapidement dans les résidus miniers. Dans les résidus, la carbonatation s'est produite principalement dans la couche supérieure exposée (moins de 1 cm) et a formé une croûte dès le premier mois. Une agglomération des fragments de dunite et de péridotite est apparue après 2 ou 3 mois. La cimentation des grains a été facilitée lorsque des particules fines étaient présentes dans le matériel sous essai. Enfin, il a aussi été noté que les basses températures et la couverture de neige des essais à l'extérieur avaient eu pour effet de ralentir la réaction de carbonatation.

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 rejetées 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/cm³). 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 f/cm³ 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. Des mesures seront intégrées au plan de santé et de sécurité afin de protéger les travailleurs durant les activités d'exploitation.

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.

Des tests d'érosion éolienne ont été effectués en 2013 sur les résidus miniers dans une soufflerie. Ces essais ont été effectués en utilisant des échantillons de résidus miniers à différents taux d'humidité (1,44 % à 29,8 %), avec et sans l'utilisation d'abrasifs (sable) et à des vitesses variant de 0 à 17 m/s. Les particules soulevées par l'érosion ont été mesurées à l'aide d'un détecteur de particules Pm10 et les fibres ont été récupérées dans des filtres (NIOSH 7400). Les tests ont démontré que des quantités négligeables de poussières avaient été détectées, peu importe le taux d'humidité ou la vitesse du vent, et qu'aucune fibre identifiée comme étant du chrysotile n'avait été récupérée parmi les fibres recueillies par les filtres.

Une étude toxicologique (Sanexen, 2014) a été effectuée pour évaluer le risque pour la santé des populations locales associé à la chrysotile dans l'air découlant du projet Dumont. L'étude a été effectuée en suivi, après l'ÉIES principale, afin de répondre aux préoccupations soulevées lors des

audiences publiques. L'étude conclut que le risque à long terme pour la santé des populations environnantes posé par le chrysotile n'est pas significatif.

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 Données utilisées dans le cadre de l'estimation des dépenses en immobilisations

La mise à jour des dépenses en immobilisations du projet, y compris lors de la capacité de production de 52,5 kt/j (phase 1) et de l'expansion de cette capacité à 105 kt/j (phase 2), ainsi que les dépenses de maintien au cours de la durée de vie de 30 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.

Wood

- Halles de stériles;
- Conception des canaux; et
- Puisards.

David Penswick (consultant indépendant)

- 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 (CAD).

21.2 Sommaire de l'estimation des dépenses en immobilisations

L'estimation dans le cadre de la présente ÉF constitue une estimation d'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 (phase 1), les dépenses d'expansion (phase 2), et les dépenses de maintien. Les coûts sont exprimés en dollars canadiens réels du T1 2019.

Les éléments initialement reçus en devises étrangères ont été convertis en dollars canadiens. Pour le dollar américain, un taux de change (CAD à USD) de 0,75 a été utilisé. Pour les autres devises, les taux sur le site « Oanda.com » en date du 23 avril 2019 ont été utilisés.

Les premiers remplissages d'éléments consommables sont inclus dans les frais indirects de l'estimation des dépenses initiales et de l'estimation des dépenses d'expansion.

Tableau 21-1 : Sommaire des dépenses en immobilisations

Description	Dépenses initiales (M\$ CA)	Dépenses d'expansion (M\$ CA)	Dépenses de maintien (M\$ CA)	Total des dépenses en immob. (M\$ CA)
Mine	298	0	600	898
Usine de traitement	461	447	64	972
Résidus	48	31	168	247
Services publics	180	133	0	312
Infrastructures	95	24	0	119
Frais indirects ¹	124	87	-16	196
Coûts du propriétaire	40	7	0	46
Contingence	111	71	0	182
Total	1 357	801	814	2 973

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, répartis par devise.

Tableau 21-2 : Dépenses en immobilisations initiales par domaine (phase 1)

Domaine	Composition par devise			Total des coûts
	(M\$ CA)	(M\$ US)	(M\$ AU)	(M\$ CA)
Domaine 1 - Exploitation	298	0,06	0	298
Domaine 2 - Concassage	43	14	0	61
Domaine 3 - Traitement du minerai	262	100	6	400
Domaine 4 - Chargement du concentré	0,3	0,01	0	0,3
Domaine 5 - Résidus	46	2	0	48
Domaine 6 - Services publics	174	4	0	180
Domaine 7 - Infrastructures sur le site	79	0	0	79
Domaine 8 - Infrastructures hors du site	16	0	0	16
Sous-total des frais directs	918	119	6	1 082
Domaine 9 - Frais indirects	117	5	0.1	124
Domaine 10 - Coûts du propriétaire	40	0	0	40
Sous-total des frais indirects	156	5	0	164
Total des frais directs + indirects	1 075	124	6	1 246
Domaine 11 - Indexation	Non inclus			
Domaine 11 - Contingence	95	12	1	111
Coûts totaux du projet	1 169	136	7	1 357

Tableau 21-3 : Dépenses en immobilisations d'expansion par domaine (seulement phase 2)

Domaine	Total des coûts			Total des coûts
	(M\$ CA)	(M\$ US)	(M\$ AU)	(M\$ CA)
Domaine 1 - Exploitation	0	0	0	0
Domaine 2 - Concassage	42	13	0	59
Domaine 3 - Traitement du minerai	256	99	0	388
Domaine 4 - Chargement du concentré	0	0	0	0
Domaine 5 - Résidus	27	3	0	31
Domaine 6 - Services publics	127	5	0	133
Domaine 7 - Infrastructures sur le site	24	0	0	24
Domaine 8 - Infrastructures hors du site	1	0	0	1
Sous-total des frais directs	475	120	0	635
Domaine 9 - Frais indirects	80	5	0	87
Domaine 10 - Coûts du propriétaire	7	0	0	7
Sous-total des frais indirects	88	5	0	95
Total des frais directs + indirects	563	125	0	730
Domaine 11 - Indexation	Non inclus			
Domaine 11 - Contingence	55	12	0	71
Coûts totaux du projet	618	137	0	801

Tableau 21-4 : Dépenses en immobilisations de maintien par domaine

Domaine	Composition par devise			Total des coûts (M\$ CA)
	(M\$ CA)	(M\$ US)	(M\$ AU)	
Domaine 1 - Exploitation	600	0	0	600
Domaine 2 - Concassage	0	0	0	0
Domaine 3 - Traitement du minerai	64	0	0	64
Domaine 4 - Chargement du concentré	0	0	0	0
Domaine 5 - Résidus	168	0	0	168
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	831	0	0	831
Domaine 9 - Frais indirects ¹	-15,6	0	0	-15,6
Domaine 10 - Coûts du propriétaire ¹	-0,7	0	0	-0,7
Sous-total des frais indirects	-16,3	0	0	-16,3
Total des frais directs + indirects	814	0	0	814
Domaine 11 - Indexation	Non inclus			
Domaine 11 - Contingence	0	0	0	0
Coûts totaux du projet	814	0	0	814

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

La mise à jour de l'estimation a été établie en tenant compte d'un contrat IAGC (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 T1 2019.
- 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 l'estimation de l'étude de faisabilité de 2019 ont été obtenues auprès de plusieurs sources différentes, notamment :

- données de l'étude de faisabilité du projet de Ni-Co Dumont de 2013;
- conception et ingénierie de niveau faisabilité;
- planification minière;
- données topographiques obtenues lors de l'arpentage du site;
- études géotechniques;
- soumissions budgétaires révisées de plusieurs manufacturiers potentiels pour l'achat de l'équipement, redemandées pour la mise à jour de 2019;
- coûts unitaires budgétés obtenus lors de l'ÉF de 2013 auprès d'entrepreneurs locaux pour les travaux de génie civil, le béton, l'acier, l'électricité et la mécanique, indexés à 2019;
- données tirées d'études et de projets similaires récemment réalisés; et
- renseignements fournis par RNC, David Penswick, et Wood.

Les principales catégories de coûts (équipement permanent, achats de matériel, installation, sous-traitance, frais indirects et coûts 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 de la contingence 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 David Penswick. Le tableau 21-5 résume les éléments de l'estimation des dépenses minières pour la phase initiale et la phase de maintien. Il est à noter que la stratégie visant à recourir à des taux d'extraction minière accélérés et d'importants empilements de minerai à basse teneur (abordée à la section 16.3.5) a pour effet de découpler le plan d'exploitation minière de celui de l'usine. Par conséquent, l'investissement requis pour l'équipement minier est minimal lors de l'expansion de l'usine et pour cette raison, toutes les dépenses suivant la période initiale de prédécapage ont été considérées comme des dépenses de maintien.

Tableau 21-5 : Sommaire des dépenses en immobilisations – Domaine 1 – Extraction minière (M\$)

WBS Sous-domaine	Dépenses initiales (M\$ CA)	Dépenses de maintien (M\$ CA)	TOTAL (M\$ CA)
100 : Préparation du site	2	4	6
200 : Décapage par l'entrepreneur	42	0	42
300 : Décapage par le propriétaire	74	0	74
400 : Équipement minier	130	460	590
500 : Équipement auxiliaire	17	8	25
550 : Technologie	18	14	32
600 : Infrastructures	14	31	45
700 : Système de trolley	0	84	84
800 : Premiers remplissages	1	-1	0
Sous-Total	298	600	898

Remarque : La valeur négative est due à la libération des éléments des premiers remplissages à la fin du projet.

Les chiffres du tableau 21-5 proviennent de :

Préparation du site – L'estimation est basée sur le déboisement d'une superficie totale de 2 700 hectares et un taux unitaire estimatif d'environ 2 100 \$/ha déboisé. Trente pour cent de la superficie totale serait déboisée durant la période de construction, tandis que le reste sera déboisé en tranches égales sur les sept années suivantes.

Décapage par l'entrepreneur – L'estimation se fonde sur l'exploitation minière déléguée à l'entrepreneur et les taux unitaires qui ont été calibrés en fonction des estimations fournies par l'entrepreneur.

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.

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 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.

Technologie – Dumont aura recours à différents systèmes technologiques permettant d'accroître la productivité et/ou de réduire les coûts unitaires. Voici quelques-unes des technologies qui seront employées :

- Un système de gestion de la flotte qui affecte automatiquement l'équipement de manière à améliorer l'efficacité (c'est-à-dire en minimisant les files d'attente) et l'efficacité (par ex. : les bouteurs réparant les routes où les camions doivent ralentir).
- Un système GPS de guidage et de surveillance des foreuses de haute précision (HPGPS), permettant de s'assurer que les trous de forage sont localisés au bon endroit (sans nécessiter de jalonnement et d'arpentage sur le terrain par des arpenteurs) et de minimiser le reforage.
- Un système HPGPS de guidage et de surveillance des excavatrices et des pelles, afin de minimiser la dilution et s'assurer que les gradins sont extraits en fonction de la teneur prévue.
- Surveillance des charges utiles des excavatrices, des pelles et des camions afin de s'assurer que le chargement des camions est optimal. Il est à noter que chaque augmentation ou diminution de 2,5 t de la charge utile moyenne des camions a un impact de 1 % sur la VAN globale du projet.
- Un système de détection des dents des godets des pelles et des excavatrices, pour éviter d'acheminer des pièces de ferraille en acier au concasseur primaire.
- Un système de surveillance de la température et de la pression des pneus des camions de halage, afin de maximiser la durée de vie des pneus.
- Un système HPGPS de guidage et de surveillance des bouteurs et des niveleuses, afin de s'assurer que les routes sont maintenues en bon état.

Infrastructures – L'élément le plus important du sous-domaine infrastructures sera l'atelier d'entretien pour la flotte d'équipement minier (l'« atelier des camions »). Il 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. Six baies seront construites lors de la phase initiale, et l'atelier des camions sera éventuellement doté de 12 baies. Le coût des baies est déterminé en fonction des camions de halage de 290 tonnes. Les autres éléments inclus dans les infrastructures sont les suivants :

- Le parc de carburant, dont les dimensions sont basées sur la consommation de diésel estimée en fonction du modèle base zéro.
- Les pompes d'assèchement, incluant l'ajout de pompes supplémentaires à mesure que la profondeur de la fosse et la pression associée augmentent.
- L'usine de concassage pour l'empierrement des routes, qui sera aménagée avant le démarrage du système de trolley à l'an 3.
- Les sous-stations électriques et l'équipement associé pour alimenter la flotte électrique.

Les coûts associés au dépôt d'explosifs et aux installations de fabrication et d'entreposage des explosifs seront à la charge du fournisseur d'explosifs et seront récupérés sous forme de coûts d'exploitation sur une période de cinq ans, lorsque l'opération aura commencé à générer des flux de trésorerie.

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 diésel (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 consignment.

21.3.2 Usine de traitement

L'estimation pour l'usine de traitement 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 du parc à résidus. La hauteur prévue est suffisante pour entreposer environ les deux premières années de production de résidus.

La capacité du parc à résidus sera augmentée de façon graduelle en élevant les parois de la digue. Lorsque l'alimentation passera de la fosse aux aires de stockage, les résidus seront déchargés dans la fosse.

21.3.4 Infrastructures sur le site

Les bâtiments suivants seront construits :

- bâtiment administratif principal avec centre médical et salle d'entraînement;
- vestiaire de la mine;
- bureau de sécurité;
- guérite de sécurité; et
- laboratoire d'analyse (coût exclus des dépenses en immobilisations de l'ÉF de 2019 – à la charge d'une tierce partie (SGS) et inclus dans les coûts d'exploitation).

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 (préparation du site uniquement); 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

Dans le cas où les produits seraient transportés par rail, un embranchement de 5,5 km raccordé à la ligne de chemin de fer existante du CN et permettant d'atteindre l'aire d'entreposage des produits de l'usine de traitement, devra être construit. Le total requis en termes d'aménagement de voies ferrées sera de 6,0 km, incluant des voies d'échange et un embranchement pour la livraison de carburant à proximité de l'atelier d'entretien des camions.

21.4 Bases de l'estimation

21.4.1 Frais directs

Les frais 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 frais 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 établis à partir des dessins techniques d'ingénierie. Les taux ont été établis à partir des taux historiques obtenus d'entrepreneurs locaux indexés. Pour l'ÉF mise à jour de 2019, ces coûts ont été indexés à 2019. 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. Au départ, une usine mobile sera exploitée par l'entrepreneur minier. À compter de l'an 3, l'agrégat proviendra de l'usine de concassage pour l'empierrement des routes du propriétaire.

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 Industrie lourde – 30 décembre 2018) qui se trouve sur le site Web <http://www.ccq.org>, ainsi que dans le Guide de l'employeur 2018 – 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 Industrie lourde :
 - 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 80,54 \$/h.

Les frais indirects reliés à la structure, la mécanique, la plomberie, l'électricité et l'instrumentation ont été élaborés pour l'étude de faisabilité de 2019 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 démobilisation;
- 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 SMC s'élève à 170,25 \$/h, ce qui comprend le coût de base de l'équipe SMC de 80,54 \$/h et les coûts reliés aux éléments de la liste ci-dessus. Les résultats du calcul de ce taux détaillé ont été confirmés par les entrepreneurs SMC locaux utilisés pour l'ÉF de

2013. La même approche a été employée pour l'ÉF mise à jour de 2019. Le tarif de 153 \$/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 94 % 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 frais directs comprennent la livraison à l'entrepôt d'explosif 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 de l'Amérique du Nord. Ces pourcentages correspondent aux moyennes qui s'appliquent sur les projets exécutés au Canada.

21.4.1.5 Droits et taxes

Aucun droit de douanes n'est inclus dans l'ÉF mise à jour de 2019.

Toutes les taxes sont exclues, à moins d'indication contraire.

21.4.2 Frais indirects et coûts du propriétaire

Les frais indirects incluent les éléments nécessaires pour réaliser le projet, mais non reliés aux frais 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 IAGC, services HS&E, services de sécurité, véhicules du site, ravitaillement en carburant, transport 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. Pour l'ÉF mise à jour de 2019, ces coûts ont été établis en utilisant les mêmes ratios (pourcentage) que dans l'ÉF de 2013.
- 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. Pour l'ÉF mise à jour de 2019, ces coûts ont été établis en utilisant les mêmes ratios (pourcentage) que dans l'ÉF de 2013.

21.4.2.2 IAGC (EPCM)

Le budget de l'ingénierie, de l'approvisionnement, de la gestion de projet et de la gestion de la construction (IAGC) a été établi en identifiant les ressources sur un horaire défini dans l'ÉF de 2013. Une estimation détaillée des consultants et des dépenses générales du projet fait également partie des coûts IAGC de l'ÉF de 2013. Pour l'ÉF mise à jour de 2019, ces coûts ont été indexés à 2019. L'estimation des coûts IAGC 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, un pourcentage des coûts de l'équipement a été ajouté.

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

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 SAG 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 de construction en soutien à la mise en service, qui vient en aide à l'équipe de mise en service IAGC. 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. Pour l'ÉF mise à jour de 2019, ces coûts ont été indexés à 2019.

Un soutien du vendeur lors de la mise en service a été offert dans le cadre de la majorité des soumissions. Dans les cas où ce service ne faisait pas partie de la soumission, un pourcentage du coût de l'équipement a été appliqué.

21.4.2.7 Premiers remplissages

Dans l'ÉF de 2013, 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 était également prévue dans l'ÉF de 2013.

Une provision a également été établie pour les huiles, les lubrifiants, les hydrauliques et les graisses dans l'ÉF de 2013.

Pour l'ÉF mise à jour de 2019, ces coûts ont été indexés à 2019.

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. Dans l'ÉF de 2013, 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. Pour l'ÉF mise à jour de 2019, ces coûts ont été indexés à 2019.

21.4.2.9 Coûts du propriétaire

Les coûts du propriétaire proviennent du propriétaire. Ils comprennent les éléments suivants :

- Coûts généraux et administratifs (G&A) capitalisés (jusqu'à la fin du mois 1 de l'usinage);
- Coûts d'exploitation capitalisés liés à l'usine de traitement (également jusqu'à la fin du mois 1 de l'usinage);
- 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, contingence 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 frais 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 dans l'ÉF de 2013. 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 frais indirects. L'ÉF de 2019 a utilisé les mêmes pourcentages que l'ÉF de 2013.

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 12,7 %, 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 de contingence 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 la contingence globale de l'élément précis.

Dans l'ÉF de 2013, 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 – Indexation..... 10 %
- D Estimation 15 %
- N Aucune augmentation 0 %

Des pourcentages de contingence 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 %
- Contingence du propriétaire..... 10 %

Pour l'ÉF mise à jour de 2019, la même méthodologie a été employée, à l'exception du parc à résidus où le pourcentage est passé de 10 % à 8 %.

Aucune contingence n'a été appliquée sur l'augmentation.

Les éléments suivants ne sont pas compris dans les contingences:

- 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 contingences 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 817 M\$ sur la durée de vie de la mine et comprennent un crédit de 16,4 M\$ pour la libération des premiers remplissages et des pièces de rechange 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).
- L'expansion nécessaire de l'atelier à mesure que la flotte augmente. L'atelier, qui compte au départ 6 baies, sera doté de 12 baies au cours de l'expansion.
- L'expansion continue de du parc à résidus.
- Les coûts des remplacements généraux effectués à l'usine et aux infrastructures, qui devraient s'élever à 63,5 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 G&A pour le projet Dumont. Les coûts sont présentés en dollars canadiens du T1 2019, 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 à ciel ouvert sont basés sur la cédule de production, les paramètres de rendement pour les équipements miniers recommandés par les manufacturiers, le coût actuel des principaux consommables en fonction des soumissions des fournisseurs, les coûts de référence dans la région pour les autres substances et les taux de main-d'œuvre pour la région de l'Abitibi, tels que déterminés dans le cadre d'une enquête sur les salaires.
- Les coûts d'exploitation 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, incluant un organigramme fourni par le propriétaire.
- Les coûts de réalisation du nickel 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 typiquement en excluant les écarts des débits d'usinage nominaux (par ex. : ne tient pas compte de la période de rodage, etc.). La seule exception notable est la consommation de réactifs, qui a été augmentée durant la première année d'opérations, pour tenir compte des aléas associés au démarrage et de la période d'apprentissage.

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 Ans 1-7	105 kt/j Ans 8-19	LOM moyenne
Mine	\$/t minéral usiné	7,11	5,46 \$	3,82 \$
Traitement	\$/t minéral	5,31	5,20 \$	5,20 \$
G&A	\$/t minéral	0,97	0,53 \$	0,54 \$
Coût du site	\$/t minéral	13,39	11,19 \$	9,56 \$
Coût du site	\$ US/t minéral	10,04 \$	8,40 \$	7,17 \$
Coût du site	\$ US/lb	2,83 \$	3,14 \$	3,07 \$
Réalisation	\$ US/lb	0,15 \$	0,16 \$	0,16 \$
Coût au comptant direct ¹	\$ US/lb	2,98 \$	3,30 \$	3,22 \$

Remarques : 1. Le scénario de base envisage le grillage du concentré, ce qui ne générera pas de métaux payables en sous-produits. Un scénario alternatif qui envisage le traitement et l'affinage avec une production de Co et d'ÉGP payables est abordé au chapitre 24.

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 T1 2019 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).
- Les prix en dollars américains sur les biens et services obtenus avant le T1 2019 ont été indexés à la base du prix de revient de cette date en tenant compte de l'indice américain moyen des prix à la production (IPP).
- 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 Management 360.
- En se basant sur les discussions avec Hydro-Québec, il a été présumé que le projet bénéficierait du tarif L, incluant des rabais pour la durabilité. Le prix prévu varie sur la durée de vie du projet en fonction du rabais et de la demande; le prix moyen pondéré sur la durée de vie du projet devrait se situer en moyenne à 47,37 \$/MWh.
- Le prix prévu à long terme du diesel de 0,89 \$/litre est basé sur un prix prévu à long terme pour le pétrole de 60 \$ US/baril et un taux de change de 1 \$ CA pour 0,75 \$ 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. Il est à noter que ces tableaux excluent 141 M\$ de dépenses liées à l'extraction minière en lien avec la construction du parc à résidus, qui ont été entièrement capitalisées. Sont aussi exclues 11 M\$ de dépenses liées à l'extraction minière en lien avec la restauration du parc à résidus et des haldes de stériles, qui ont été incluses dans l'estimation des coûts de fermeture.

Il est à noter que les coûts d'extraction minière prévus pour Dumont sont bas comparativement à certaines mines à ciel ouvert de grande envergure au Canada situées en contexte de roches dures, mais plusieurs facteurs expliquent cette situation :

- Les propriétés mécaniques des roches à Dumont, notamment les indices d'abrasion très faibles, qui nécessiteront une plus faible consommation d'outils d'attaque du sol (GET). Il sera aussi possible de dynamiter le roc à Dumont en utilisant un facteur poudre relativement bas, permettant un plus grand espacement entre les forages de production et menant à une réduction des coûts de forage et de dynamitage.
- La géométrie du gisement permet le recours à des méthodes d'abattage en vrac à forte productivité, contrairement aux mines d'or où la minéralisation irrégulière nécessite des méthodes d'abattage sélectif, avec un nombre plus grand d'unités de plus petite capacité.
- L'utilisation d'un système de trolley permettra de réduire le coût énergétique et l'entretien des camions de halage, tout en améliorant la productivité de la flotte – et nécessitant moins de conducteurs.
- Dumont investira d'importantes sommes dans des technologies visant à maximiser la productivité et à minimiser les coûts. Ces dernières ont déjà été décrites à la section précédente.

Par ailleurs, il est à noter que le coût d'exploitation estimé suppose des niveaux d'efficience en régime normal qui ne seront pas atteints dès le départ mais qui seront atteints suivant une période d'apprentissage et de rodage de 36 mois. Le niveau d'efficience initial est présumé à 50 % et ce dernier grimpera progressivement jusqu'au taux prévu en régime normal. Par exemple, les camions de halage de 90 t sont présumés atteindre une durée de vie moyenne des pneus de 3 000 heures initialement durant la période de prédécapage. Durant leur première année complète d'exploitation, ils atteindront une moyenne de 4 156 heures, grimpant à 5 156 dans la deuxième année, puis à 5 842 heures la troisième année, avant d'atteindre le taux en régime normal de 6 000 heures.

Tableau 21-7 : Sommaire des coûts d'exploitation liés à l'extraction minière – par fonction

Activité	Unités	Total	Coûts de prédécapage capitalisés	Coûts capitalisés pour le parc à résidus et la restauration	Coûts imputés	% du total
Entrepreneur	M\$	44	42	0	2	0,0 %
Propriétaire par fonction :						
Production - forage	M\$	147	5	0	142	3,6 %
Production - sautage	M\$	384	10	0	374	9,5 %
Prédécoupage - sautage et forage	M\$	26	0	0	26	0,7 %
Chargement	M\$	379	5	0	375	9,5 %
Transport	M\$	1 934	20	0	1 914	48,8 %
Remaniement du minerai à basse teneur	M\$	301	0	0	301	7,7 %
Construction du parc à résidus et restauration	M\$	136	0	136	0	0,0 %
Empierrement	M\$	119	0	0	119	3,0 %
Soutien et équipement auxiliaire	M\$	138	6	0	133	3,4 %
Entretien - main-d'œuvre	M\$	355	13	15	326	8,3 %
Total - gestion, services techniques et administration	M\$	230	16	0	214	5,5 %

Total	M\$	4 192	116	152	3 925	100,0 %
\$/t matériel		2,02	0,06	0,07	1,89	
\$/t minerai		4,08	0,11	0,15	3,82	

Tableau 21-8 : Sommaire des coûts d'exploitation liés à l'extraction minière – par catégorie

	Unités	Total	Coûts de prédécapage capitalisés	Coûts capitalisés pour le parc à résidus et la restauration	Coûts imputés	% du total
Entrepreneur	M\$	44	42	0	2	0,0 %
Propriétaire par secteur						
Main-d'œuvre	M\$	1 002	38	64	901	23,0 %
Consomptibles	M\$	664	8	12	644	16,4 %
Entretien	M\$	1 270	10	39	1 220	31,1 %
Diesel	M\$	1 056	15	37	1 004	25,6 %
Électricité	M\$	127	0	0	127	3,2 %
Autre	M\$	30	3	0	27	0,7 %
Total	M\$	4 192	116	152	3 925	100,0 %
Tarif unitaire	\$/t roche	2,02	0,06	0,07	1,89	
	\$/t minerai	4,08	0,11	0,15	3,82	

Les coûts de l'entrepreneur minier représentent 1 % des coûts totaux. La majorité des travaux confiés à l'entrepreneur concernent l'extraction de toute l'argile recouvrant le gisement durant la période initiale de prédécapage. L'entrepreneur exploitera également un concasseur afin de produire de l'agrégat pour la construction, l'empierrement des routes et les bouchons des forages de production, avant la mise en service de l'usine de concassage pour l'empierrement des routes du propriétaire à l'an 3. 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. Les estimations de coût du scénario de base tiennent compte de l'utilisation d'un système de trolley, qui réduit les coûts énergétiques et améliore la productivité des camions. Sans l'utilisation du système de trolley, les coûts de halage augmenteraient d'environ 440 M\$ ou 0,21 \$/tonne extraite.

Le tableau 21-8 indique que le diésel est le poste le plus important des coûts d'exploitation, les 1,15 Mm³ consommés représentant 26 % du coût total. Sans l'utilisation du système de trolley, la consommation augmenterait de 450 Mm³ ou 38 %.

Les principales hypothèses concernant le coût de l'entretien de l'équipement sont basées sur les estimations budgétaires des manufacturiers.

L'effectif s'établit en moyenne à 318 équivalents temps plein (ÉTP) sur la durée de vie de la mine. L'effectif maximal et moyen durant les opérations dans la fosse sera de 602 ÉTP et 441 ÉTP respectivement. Après l'épuisement de la fosse principale à l'an 19, l'effectif moyen sera de 110 ÉTP durant les 11 années d'exploitation minière de la phase 8 et le remaniement des stocks.

Il est à noter que ces totaux comprennent le personnel affecté à la construction du parc à résidus et aux travaux de restauration.

Les consommables représentent la majorité du reste des coûts d'exploitation du propriétaire liés à l'extraction minière. Cette catégorie comprend, mais sans s'y restreindre, les trépons 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 3 % des coûts d'exploitation du propriétaire. Cette faible proportion traduit le prix attractif 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 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 Management 360;
- 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 frais 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 du laboratoire exploité par une tierce partie;
- 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;
- 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 kt/j, suivi d'une expansion à 105 kt/j, 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 réalisés par une tierce partie. Les coûts résumés aux tableaux 21-9 et 21-10 comprennent une provision pour l'arrivée de l'ensemble du personnel 3 mois avant le démarrage de la production commerciale (inclus dans les coûts du propriétaire dans l'estimation des dépenses en immobilisations). Également inclus : une période de rodage de six mois avant d'atteindre la production à pleine capacité pour les deux lignes d'usinage et une période d'apprentissage de 12 mois pendant laquelle la consommation de réactifs sera plus élevée. Le coût d'exploitation global estimé pour l'usine de traitement initiale est de 5,31 \$/t de minerai usiné, et 5,18 \$/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	122				
Main-d'œuvre	M\$	66	7	58	0,48	9
Électricité	M\$	207	0	207	1,69	32
Matériaux d'entretien	M\$	77	0	77	0,63	12
Réactifs et consommables	M\$	287	0	287	2,35	44
Divers	M\$	19	0	19	0,15	3
Total	M\$	656	7	648	5,31	100

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	906				
Main-d'œuvre	M\$	311	0	311	0,34	13
Électricité	M\$	1 726	0	1 726	1,91	73
Matériaux d'entretien	M\$	486	0	486	0,54	20
Réactifs et consommables	M\$	2 063	0	2 063	2,28	87
Divers	M\$	112	0	112	0,12	5
Total	M\$	4 697	0	4 697	5,18	198

21.5.5 Frais généraux et administratifs

Le coût estimé pour les frais G&A est basé sur le niveau de service requis pour une opération de la taille du projet Dumont, et tient compte des services locaux existants. Les coûts résumés aux tableaux 21-11 et 21-12 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 – par élément

Élément	52,5 kt/j		105 kt/j	
	M\$/a	\$/t	M\$/a	\$/t
Main-d'œuvre	4,1	0,22	4,1	0,11
Consommables	0,6	0,03	0,7	0,02
Entretien	0,1	0,00	0,1	0,00
Électricité	0,2	0,01	0,4	0,01
Diesel	0,1	0,01	0,2	0,00
Autre	13,1	0,70	13,1	0,34
Total	18,3	0,97	18,5	0,48

Tableau 21-12 : Résumé des coûts G&A – par secteur

Secteur	52,5 kt/j		105 kt/j	
	M\$/a	\$/t	M\$/a	\$/t
Main-d'œuvre	4,1	0,22	4,1	0,11
Direction générale	4,8	0,26	4,7	0,12
Ressources humaines	1,5	0,08	1,4	0,04
Admin. & TI	3,9	0,21	4,0	0,11
Environnement	1,3	0,07	1,3	0,03
Contrôle des pertes et SSEC	1,9	0,10	1,9	0,05
Expédition et achats	0,5	0,03	0,5	0,01
Équipement mobile	0,3	0,02	0,4	0,01
Total	18,3	0,97	18,5	0,48

21.5.6 Contingence

La contingence n'est pas incluse dans l'estimation des coûts d'exploitation.

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 assistés d'un système de trolley pour le transport du minerai dans la mine mais n'inclut pas l'utilisation d'équipement autonome. Le scénario de base suppose également un taux de traitement nominal initial de 52,5 kt/j pour l'usine de traitement. Un projet visant à doubler la capacité débutera à l'an 6 et commencera à traiter du minerai 18 mois plus tard. Il a été supposé que la totalité du concentré produit serait vendu à des tiers pour être grillé dans des installations situées à l'extérieur du Québec. Dans le cadre du grillage, aucun revenu ne sera généré des sous-produits de cobalt ou d'éléments du groupe du platine (ÉGP). Le scénario de base n'inclut pas non plus les retombées potentielles de la magnétite en sous-produit.

Les principaux paramètres économiques pour ce scénario de base sont présentés au tableau 22-1.

Tableau 22-1 : Sommaire des paramètres économiques de l'étude de faisabilité

	Unité	\$ CA	\$ US
Minerai extrait	Mt	1 028	1 028
Nickel payable	Mlbs	2 402	2 402
Revenu brut	\$/t minerai	25,60 \$	19,20 \$
Réalisation ¹	\$/t minerai	1,94 \$	1,45 \$
Revenu net de fonderie (NSR)	\$/t minerai	23,66 \$	17,75 \$
Coûts d'exploitation sur le site	\$/t minerai	9,56 \$	7,17 \$
Coût direct ²	\$/lb Ni	4,30 \$	3,22 \$
BAIIA	\$/t minerai	13,23 \$	9,92 \$
Financement maximal requis ³	M\$	1 386 \$	1 039 \$
Investissement total ⁴	M\$	3 047 \$	2 285 \$
CMTC ⁵	\$/lb Ni	5,07 \$	3,80 \$
Coût total ⁶	\$/lb Ni	5,94 \$	4,46 \$
VAN _{8%} avant impôt	M\$	6 725 \$	5 043 \$
VAN_{8%} après impôt	M\$	1 226 \$	920 \$
TRI après impôt		15,4 %	15,4 %

Remarques : **1.** La réalisation inclut le coût du transport du concentré et les coûts implicites liés aux déductions pour les métaux. **2.** Le coût direct inclut les frais de réalisation et d'exploitation sur le site. **3.** Le financement maximal requis représente l'investissement cumulé sans endettement requis avant la génération de flux de trésorerie positifs. **4.** L'investissement total inclut toutes les dépenses en immobilisations et les coûts liés à la fermeture. **5.** Le coût de maintien tout compris inclut le coût direct, les redevances, l'ERA, les dépenses en immobilisations de maintien et les coûts liés à la fermeture. **6.** Le coût total inclut le CMTC, les dépenses en immobilisations initiales et les dépenses en immobilisations d'expansion.

22.2 Hypothèses

Voici les principales hypothèses de prix employées dans le cadre de l'analyse du scénario de base :

- La prévision pour le prix à long terme du nickel est de 7,75 \$ US/lb, basé sur une étude de marché réalisée par les groupes-conseils CRU Strategies et Red Door Consulting.

- La prévision pour le taux de change à long terme est de 0,75 \$ US, basé sur les projections faisant l'objet d'un consensus parmi les analystes financiers nord-américains.
- La prévision pour le prix à long terme du pétrole est de 60 \$ US/bbl, basé sur les projections faisant l'objet d'un consensus parmi les analystes financiers nord-américains. En se basant sur le lien actuel entre le prix du pétrole et celui du diesel en Abitibi, ce prix du pétrole se traduit par un coût du diesel livré sur le site de 0,89 \$/litre.
- La prévision pour le prix moyen pondéré de l'électricité sur la durée de vie du projet est de 47 \$/MWh; ce prix est basé sur le tarif L actuel au Québec et sur le profil de la demande anticipée à Dumont. Ce prix moyen pondéré tient également compte d'un rabais allant jusqu'à 20 % pour la période s'étalant jusqu'en décembre 2027, pendant laquelle Dumont serait admissible à ce rabais.
- La prévision pour le prix à long terme de l'acide est de 114 \$/t, basé sur une étude de marché réalisée par le groupe-conseil CRU Strategies.

Les principales hypothèses portant sur la production prises en considération dans l'analyse du scénario de base sont les suivantes :

- 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). Selon les prévisions, la récupération sur la durée de vie du projet sera de 43,2 % en moyenne, ce qui tient compte d'une période de rodage de 6 mois pour atteindre le rendement nominal.
- Les déductions pour le grillage correspondraient à 8,5 % du nickel contenu dans le concentré, pour un pourcentage payable de 91,5 %. Cette déduction couvrirait le coût du grillage, sans autre frais de traitement ou d'affinage supplémentaire.

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.

Les paiements de redevances calculés tiennent compte de l'hypothèse selon laquelle les redevances non superposées Coyle-Roby, à 2 % NSR, et Marbaw, à 3 % NSR, pourront être ramenées à 1 % et 1,5 % respectivement, tel que prévu dans les ententes respectives. Les paiements calculés supposent aussi que la redevance de 0,8 % NSR détenue par Ressources Québec sera rachetée, tandis que la redevance de 1,75 % NSR détenue par Red Kite sera ramenée à 1,375 %. Le taux de redevance moyen pondéré sur la durée de vie du projet, après les rachats de redevances, sera de 2,77 % du revenu net de fonderie (NSR).

L'évaluation inclut aussi l'entente sur les répercussions et les avantages (ERA) qui a été négociée avec la Première Nation locale.

Les résultats ont été calculés avant impôt et après impôt, en se basant sur le régime fiscal actuel.

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 24 mois;
- Production en phase 1, lorsque le concentrateur aura une capacité de traitement de 52,5 kt/j, d'une durée de 78 mois (6,5 ans);
- Production en phase 2, lorsque le concentrateur aura une capacité de traitement de 105 kt/j et que la fosse sera en exploitation, d'une durée de 201 mois (16,75 ans);
- Production en phase 2, lorsque le concentrateur aura une capacité de traitement de 105 kt/j, après la fin des activités d'extraction minière dans la fosse, d'une durée de 81 mois (6,75 ans).

Les principaux paramètres économiques pour chacune de ces périodes sont présentés au tableau 22-2. On peut voir que la VAN cumulative jusqu'à la fin de l'exploitation dans la fosse est de 806 M\$ US ou 88 % du total pour le projet. Les 12 % résiduels de la VAN du projet (112 M\$) seront réalisés dans la période de traitement où la seule source de minerai proviendra des stocks à basse teneur, en bénéficiant du fait que les coûts moins élevés compenseront pour la teneur et la récupération plus faibles.

Tableau 22-2 : Sommaire des paramètres économiques par période

Item	Construct.	Phase 1 Ans 1-7	Phase 2 Ans 8-19	Phase 2 Ans 20-30	Total
Minerai extrait (Mt)	13	252	732	31	1 028
Total extrait (Mt)	42	614	1 361	63	2 080
Ratio de décapage (stérile : minerai)	2,33	1,43	0,86	1,05	1,02
Minerai usiné (Mt)	0	122	477	429	1 028
Teneur (% Ni)	0,00	0,33	0,28	0,23	0,27
Récupération au concentrateur (% du Ni)	0,0	52,6	47,1	34,1	43,2
Nickel payable (Mlbs)	0	474	1 392	759	2 625
Coût au comptant direct (\$ US/lb Ni)	0,00 \$	2,98 \$	3,30 \$	3,25 \$	3,22 \$
Dépenses en immob. initiales (M\$ US)	1 018 \$	0 \$	0 \$	0 \$	1 018 \$
Dépenses en immobilisations d'expansion (M\$ US)	0 \$	601 \$	0 \$	0 \$	601 \$
Investissement total (M\$ US) ¹	1 063 \$	941 \$	251 \$	2 \$	2 256 \$
VAN₈ après impôt (M \$ US)	(922 \$)	449 \$	1 101 \$	291 \$	920 \$
TRI après impôt					15,4 %

Remarques : 1. L'investissement total inclut des dépenses de 26 M\$ US liées aux activités de fermeture.

La figure 22-1 montre un graphique des flux de trésorerie sur la durée de vie du projet. Les éléments suivants sont à noter :

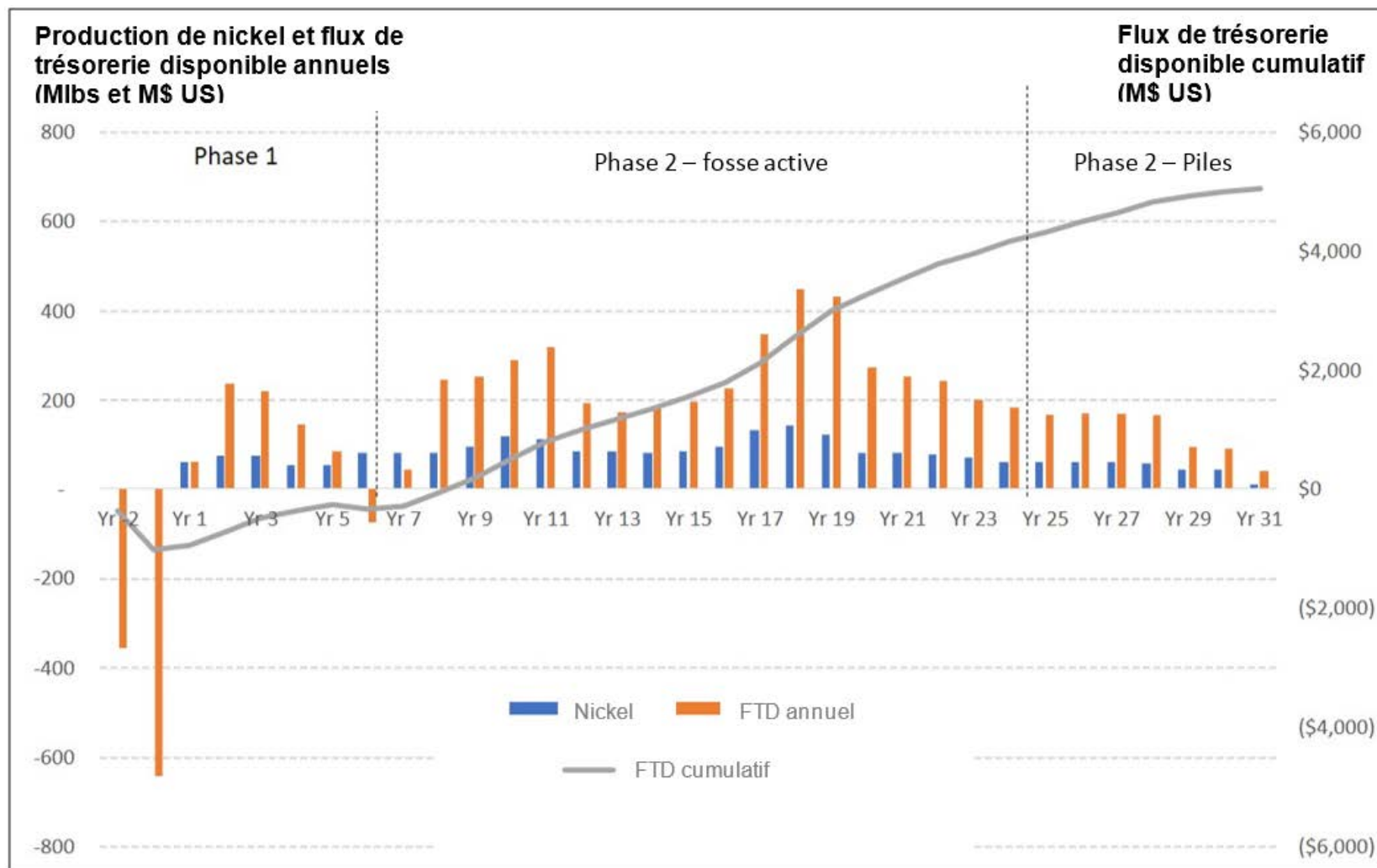
- Le montant maximal de financement requis, à 1 039 M\$ US, est atteint trois mois après le début des opérations commerciales. Il est à noter que selon les prévisions, l'opération devrait atteindre le seuil de rentabilité, en termes de flux de trésorerie d'exploitation, au premier trimestre d'exploitation, et générer des flux de trésorerie disponibles positifs à compter du deuxième trimestre d'exploitation. Durant les cinq années avant le début des dépenses en immobilisations pour la phase d'expansion, lorsque la capacité sera de 52,5 kt/j, les flux de trésorerie disponibles annuels après impôt seraient de 149 M\$ US en moyenne.
- 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 choisi pour l'expansion est basé sur une

échéance présumée de 5 ans pour le financement par emprunt initial; durant cette période, les flux de trésorerie disponibles cumulatifs correspondent à 75 % du capital total requis. Environ 66 % de l'investissement total requis pour la période d'expansion (incluant le capital de maintien non lié à l'expansion) serait généré à même les flux de trésorerie disponibles à l'interne, et un financement supplémentaire d'environ 202 M\$ US serait nécessaire. Suivant l'expansion à 105 kt/j, les flux de trésorerie disponibles annuels après impôt durant la période où la fosse principale sera en exploitation s'établiront en moyenne à 274 M\$ US.

- Le recouvrement de tous les montants investis (incluant l'expansion) est réalisé environ huit années après le démarrage initial.
- Pendant les 11 dernières années de la durée de vie du projet, lorsque l'usine sera alimentée principalement ou entièrement à partir des stocks de minerai à basse teneur, les flux de trésorerie disponibles annuels seront de 180 M\$ US en moyenne.

À compter du début des opérations à l'usine, les flux de trésorerie disponibles s'établiront en moyenne à 201 M\$ par année. 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.

Figure 22-1 : Flux de trésorerie sur la durée de vie du projet



Source : RNC.

Tableau 22-3 : Paramètres économiques détaillés

Item	Unités	Total	Préproduction	An 1	An 2	An 3	An 4	An 5	An 6	An 7	An 8	An 9	An 10	Ans 11-20	Ans 21-31
Minerai usiné	Mt	1 028	0	17	19	19	19	19	19	26	38	38	38	383	391
Ni contenu dans le concentré	Mlb	2 625	0	64	80	81	58	60	88	90	90	102	128	1,111	672
Nickel payable ¹	Mlb	2 402	0	59	73	74	53	55	81	82	82	93	117	1,017	615
Revenu brut	M\$ US	18 617 \$	0 \$	456 \$	567 \$	576 \$	413 \$	427 \$	626 \$	635 \$	636 \$	724 \$	908 \$	7 881 \$	4 767 \$
Réalisation ¹	M\$ US	375 \$	0 \$	9 \$	10 \$	12 \$	8 \$	9 \$	12 \$	12 \$	14 \$	15 \$	18 \$	157 \$	98 \$
Revenu net de fonderie	M\$ US	18 243 \$	0 \$	448 \$	557 \$	564 \$	406 \$	417 \$	614 \$	623 \$	623 \$	709 \$	890 \$	7 724 \$	4 669 \$
	M\$ US														
Extraction minière	M\$ US	2 943 \$	0 \$	62 \$	102 \$	82 \$	96 \$	127 \$	122 \$	123 \$	145 \$	159 \$	168 \$	1 445 \$	312 \$
Traitement du minerai	M\$ US	4 009 \$	0 \$	70 \$	74 \$	74 \$	75 \$	77 \$	78 \$	107 \$	149 \$	149 \$	149 \$	1 493 \$	1 514 \$
G&A	M\$ US	419 \$	0 \$	13 \$	14 \$	13 \$	14 \$	14 \$	14 \$	14 \$	15 \$	16 \$	16 \$	148 \$	128 \$
Total des coûts d'exploitation	M\$ US	7 371 \$	0 \$	145 \$	189 \$	169 \$	185 \$	218 \$	214 \$	245 \$	309 \$	324 \$	333 \$	3 086 \$	1 954 \$
Coût au comptant direct	\$ US/lb	3,22 \$	0,00 \$	2,61 \$	2,73 \$	2,44 \$	3,61 \$	4,13 \$	2,80 \$	3,14 \$	3,93 \$	3,63 \$	2,99 \$	3,19 \$	3,34 \$
Dép. en immob. initiales ²	M\$ US	968 \$	968 \$	0 \$	0 \$	0 \$	0 \$	0 \$	0 \$	0 \$	0 \$	0 \$	0 \$	0 \$	0 \$
Dép. en immob. d'expansion ²	M\$ US	601 \$	0 \$	0 \$	0 \$	0 \$	0 \$	0 \$	416 \$	185 \$	0 \$	0 \$	0 \$	0 \$	0 \$
Dép. en immob. de maintien	M\$ US	716 \$	33 \$	149 \$	60	86 \$	34 \$	77 \$	-15 \$	84 \$	2 \$	26 \$	72 \$	154 \$	-44 \$
Fonds de roulement et fermeture	M\$ US	26 \$	33 \$	71 \$	-15 \$	-4 \$	-17 \$	1 \$	-55 \$	69 \$	-6 \$	12 \$	12 \$	-31 \$	-45 \$
Investissement total ²	M\$ US	2 285 \$	1 000 \$	149 \$	60 \$	86 \$	34 \$	77 \$	401 \$	268 \$	2 \$	26 \$	72 \$	154 \$	-44 \$
Redevances ³ et ERA	M\$ US	736 \$	0 \$	81 \$	16 \$	17 \$	12 \$	13 \$	20 \$	18 \$	23 \$	27 \$	34 \$	295 \$	179 \$
Impôt sur le revenu fédéral à payer	M\$ US	1 053 \$	0 \$	0 \$	22 \$	31 \$	10 \$	8 \$	23 \$	19 \$	17 \$	30 \$	53 \$	499 \$	342 \$
Impôt sur le revenu provincial à payer	M\$ US	836 \$	0 \$	0 \$	17 \$	24 \$	8 \$	7 \$	18 \$	15 \$	13 \$	24 \$	42 \$	396 \$	271 \$
Impôt minier provincial à payer	M\$ US	919 \$	0 \$	13 \$	17 \$	18 \$	11 \$	11 \$	11 \$	13 \$	15 \$	32 \$	64 \$	509 \$	207 \$
Flux de trésorerie disponibles avant impôt	M\$	7 851 \$	-1 000 \$	72 \$	291 \$	291 \$	175 \$	109 \$	-21 \$	91 \$	289 \$	332 \$	451 \$	4 189 \$	2 581 \$
Flux de trésorerie disponibles après impôt ⁴	M\$	5 043 \$	-1 000 \$	59 \$	235 \$	219 \$	146 \$	84 \$	-73 \$	44 \$	244 \$	247 \$	292 \$	2 785 \$	1 761 \$

Remarques : 1. Les déductions au grillage permettant de déterminer le pourcentage payable ont été incluses dans le Ni payable et sont donc exclues de la réalisation. En supposant une récupération au grillage de 98 %, cela signifie un coût implicite de traitement de 6,5 % ou 0,50 \$ US/lb de Ni selon un prix de 7,75 \$/lb de Ni. 2. Le moment et le montant des dépenses en immobilisations tiennent compte d'un montant estimatif de 29 M\$ US associé à la location de la flotte minière. 3. Inclut les rachats partiels et entiers de redevances pour un montant total de 63 M\$ US. 4. La location de la flotte a un impact de (18 M\$) sur la VAN à 0 % et un impact de 8 M\$ sur la VAN à 8 %. **Source** : RNC.

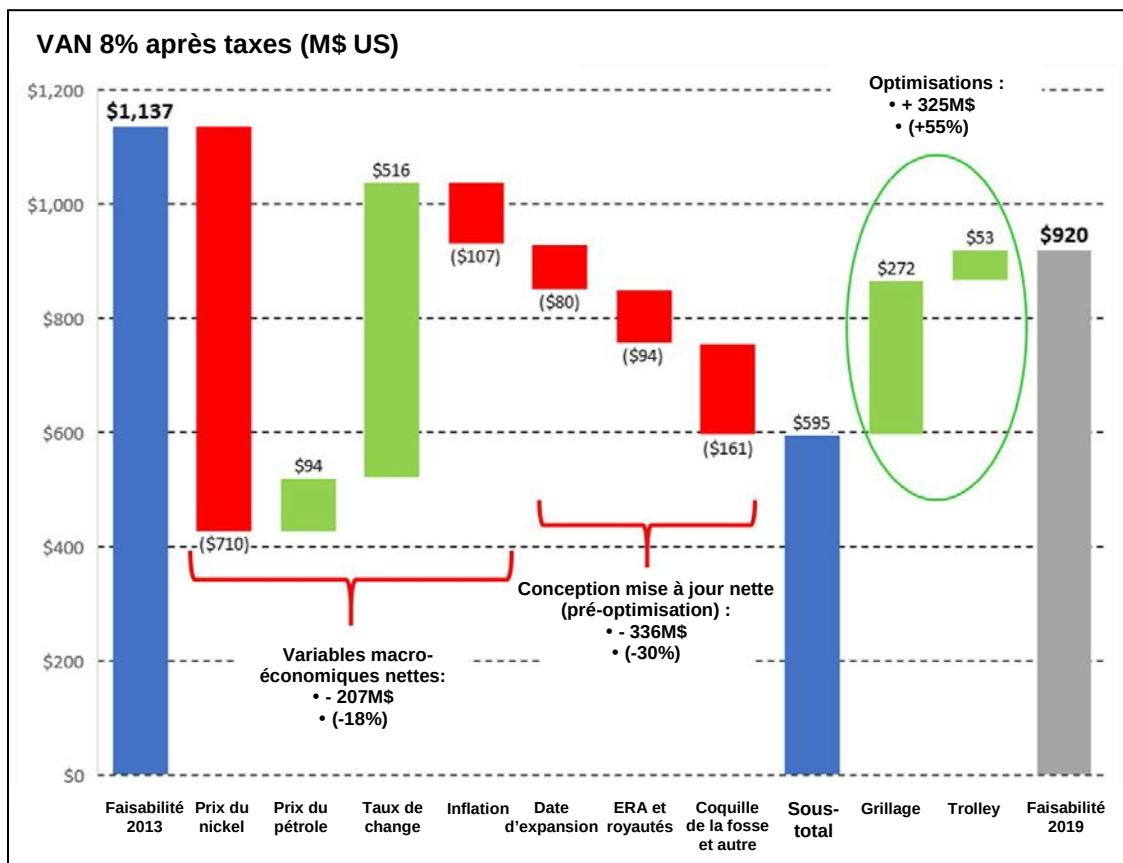
22.4 Rapprochement avec l'étude de préfaisabilité révisée

La figure 22-2 et la figure 22-3 présentent des graphiques en cascades illustrant les changements à la VAN du projet depuis l'étude de préfaisabilité (ÉPF) révisée, en dollars US et en dollars CA respectivement.

Les principaux éléments donnant lieu à un changement de la VAN sont les suivants :

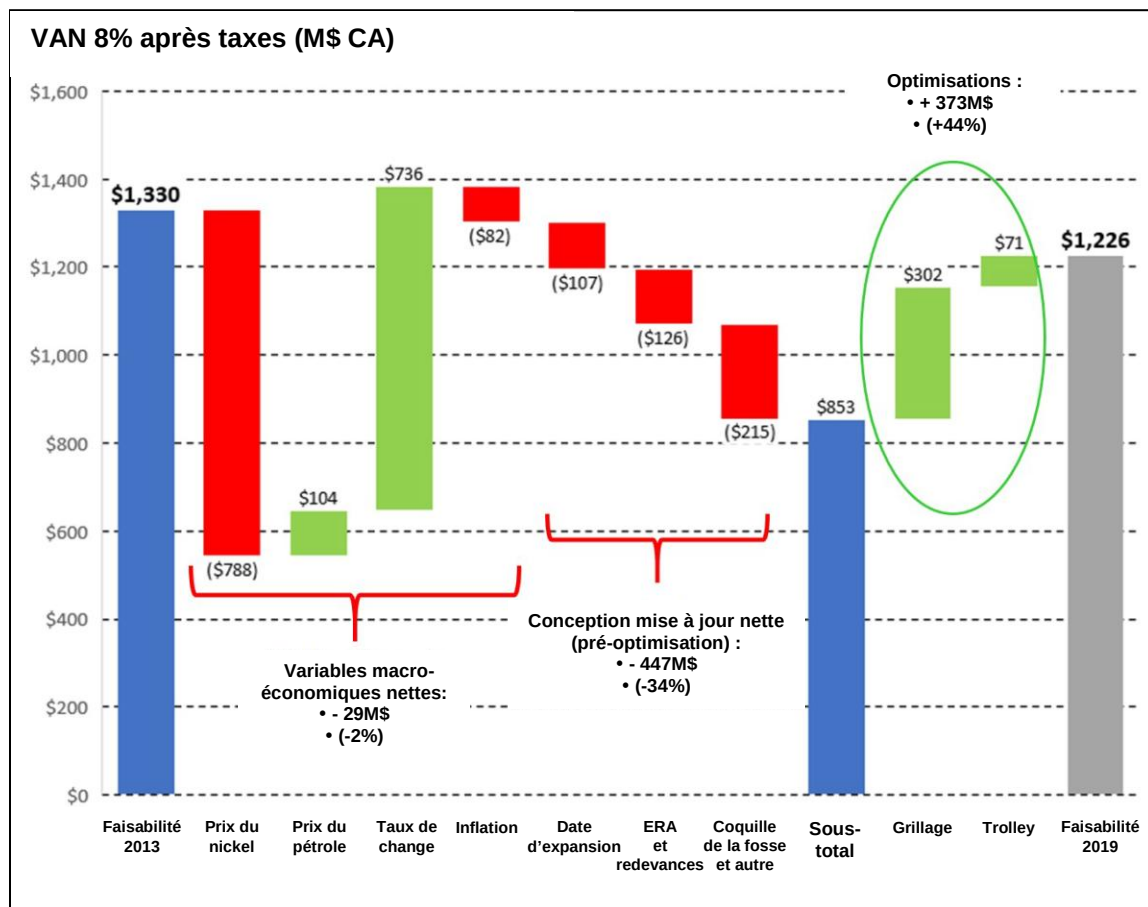
- La révision à la baisse du prix prévu pour le nickel, de 9,00 \$/lb en 2013 à 7,75 \$/lb en 2019, est l'élément qui a le plus gros impact à lui seul sur les paramètres économiques du projet dans son ensemble, réduisant de 62 % et 59 % la VAN de 2013 en dollars US et en dollars CA respectivement.
- L'impact des prix plus bas pour le Ni est exacerbé par l'inflation sur la période de 2013 à 2019, bien que ces éléments soient en partie compensés par des prix plus favorables pour le pétrole et par le taux de change du dollar canadien. L'impact net de la variation des paramètres macroéconomiques est une réduction de la VAN, comparativement à 2013, de 18 % et de 2 % en dollars US et en dollars CA respectivement.
- Après le dépôt de l'ÉF de 2013, une ERA a été négociée avec la Première Nation locale et une redevance supplémentaire de 0,75 % NSR a été vendue à Red Kite. Le plan actuel reporte aussi la date de l'expansion à 105 kt/j de 2 ans, jusqu'à environ la moitié de la septième année de production. Le tracé actuel de la fosse contient environ 17 % moins de matériel au total, et est extrait à des taux de production plus bas, ce qui contribue aux coûts unitaires plus élevés. L'impact net de tous ces changements réduit la VAN en dollars US de 30 % (34 % en dollars CA).
- La conception actuelle du projet a été améliorée par la décision de traiter le concentré par grillage plutôt que par fusion conventionnelle. L'impact des frais de traitement réduits, net de la perte des revenus pour les sous-produits, augmente la VAN du projet en 2019, avant optimisation, de 46 % en dollars US et de 35 % en dollars CA.
- Un autre changement majeur est l'intégration de camions assistés d'un système de trolley pour le halage, qui améliore la productivité des camions et réduit les coûts énergétiques. Cet élément à lui seul accroît la VAN en dollars US de 9 %, et la VAN en dollars CA de 8 %.

Figure 22-2 : Changements à la VAN du projet (en dollars US)



Source : RNC.

Figure 22-3 : Changements à la VAN du projet (en dollars CA)

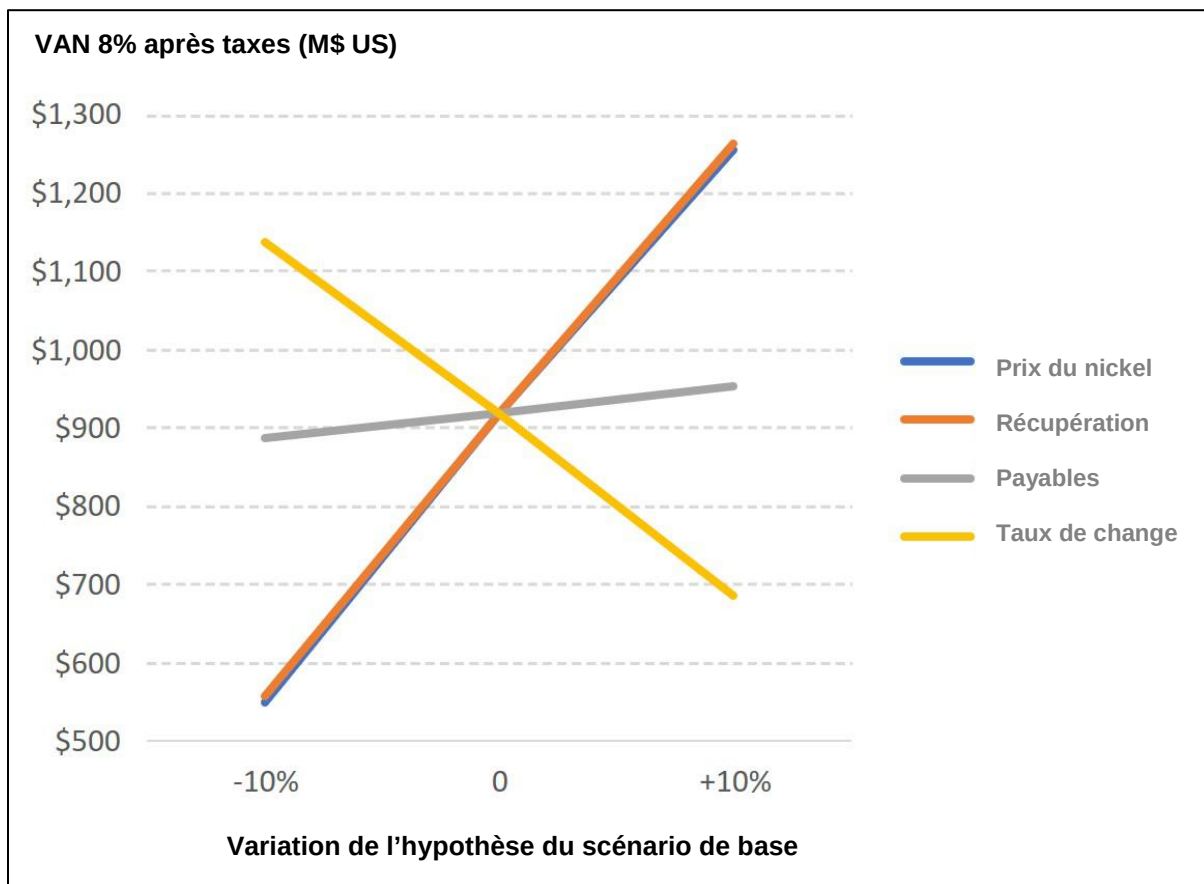


Source : RNC.

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 asymétrique de 37 %, l'augmentation en pourcentage de la VAN pour les revenus plus élevés étant environ 5-10 % plus faible que la diminution 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 aussi un impact asymétrique, l'amélioration découlant d'une baisse de 10 % du taux de change (hausse de 25 % de la VAN) étant 7 % plus basse que la réduction de la VAN découlant d'un taux de change plus vigoureux de 10 %. Les payables représentent une variation de $\pm 10\%$ de la déduction pour le grillage (l'hypothèse de départ étant 8,5 %), et une variation de 10 % de ce facteur se solde par une variation symétrique de la VAN de 4 %.

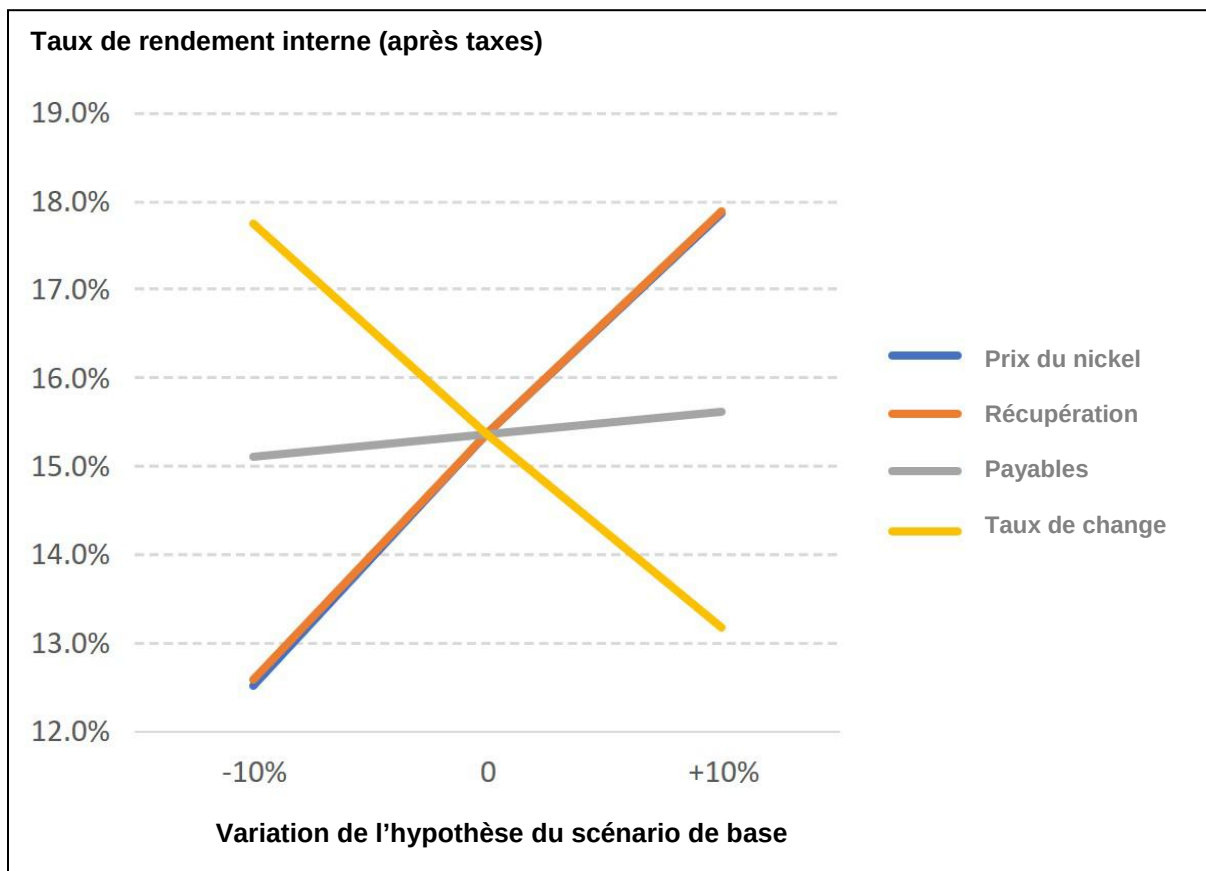
Figure 22-4 : Sensibilité de la VAN du projet aux variations des principales hypothèses



Source : RNC.

La figure 22-5 illustre une relation similaire entre la sensibilité du TRI et les variations des principaux paramètres.

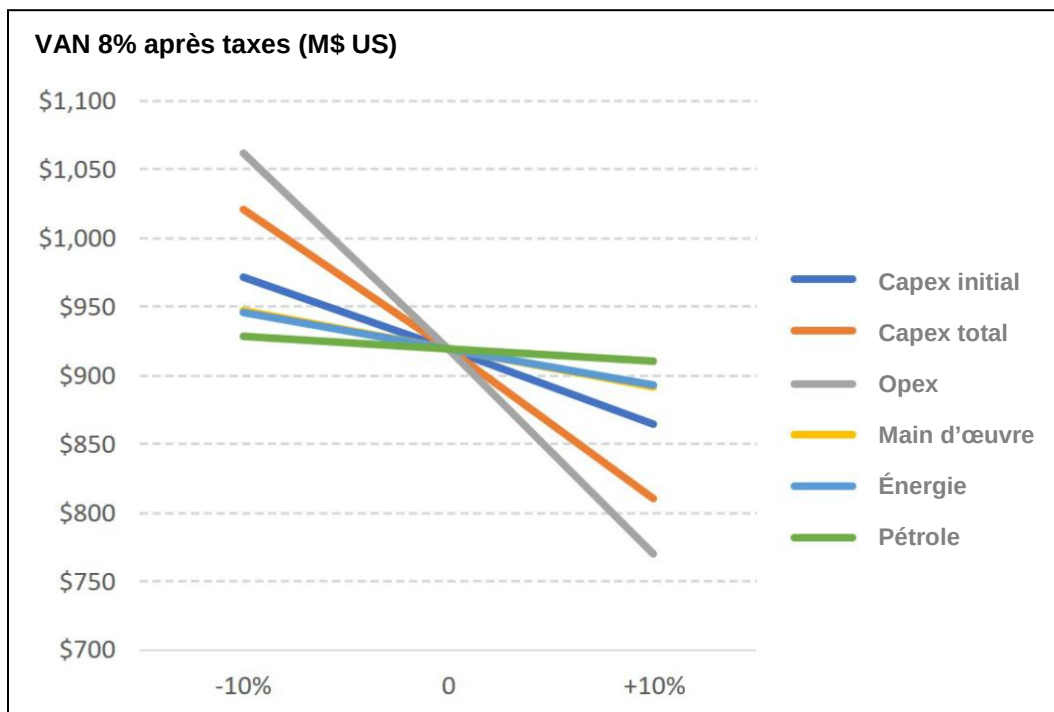
Figure 22-5 : Sensibilité du TRI du projet aux variations des principales hypothèses



Source : RNC.

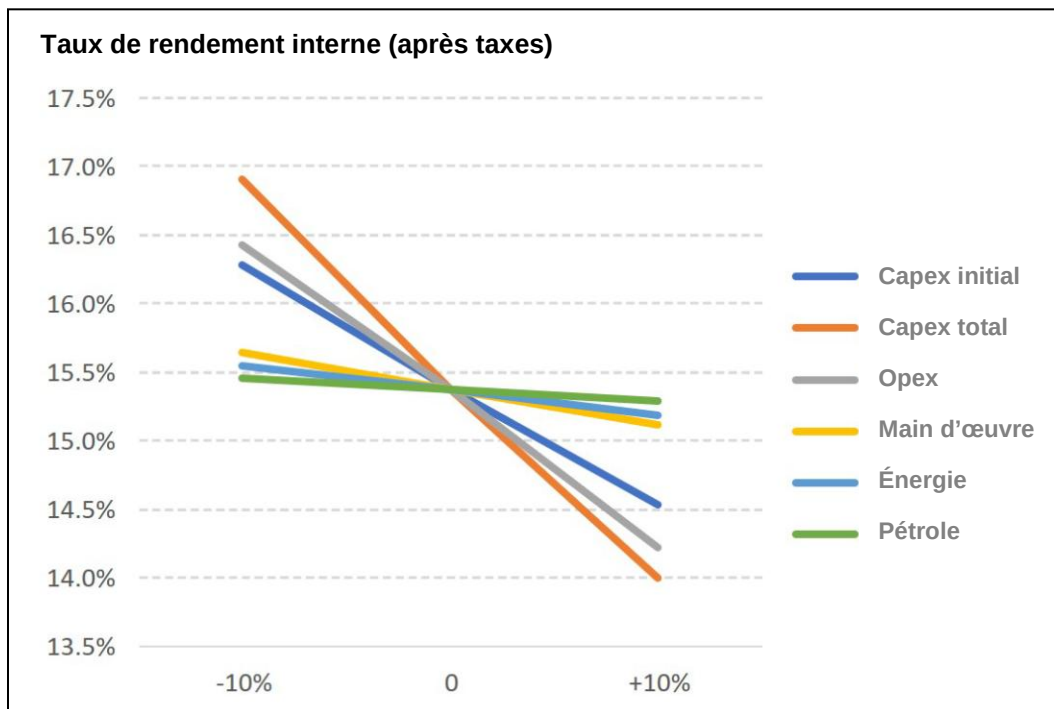
Les paramètres de rendement du projet sont moins sensibles aux variations des autres paramètres : une variation de 10 % des coûts d'exploitation sur le site aurait un impact de 16 % sur la VAN du projet. Grâce au plan de développement par étapes, les paramètres de rendement sont moins sensibles aux variations 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 12 % de la VAN, tandis que l'impact d'une variation similaire des dépenses en immobilisations initiales est moitié moins important, à 6 %. Les trois postes les plus importants parmi les coûts d'exploitation sont l'électricité (21 % du coût d'exploitation total), la main-d'œuvre (16 % du coût d'exploitation total) et le diesel (11 % du coût d'exploitation total). Les paramètres de rendement sont marginalement plus sensibles au coût de la main-d'œuvre qu'à celui de l'électricité, ce qui reflète les profils respectifs en termes d'effectif et de consommation d'énergie. Les paramètres de rendement sont relativement insensibles aux variations du prix du diesel, en partie grâce à l'utilisation d'un système de trolley, qui minimise la consommation de diesel.

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 22-4 à 22-7 présentent la sensibilité de la VAN du projet, du TRI, des flux de trésorerie, et des coûts face aux mêmes paramètres. Il est à noter que dans tous les tableaux, le Ni payable est exprimé comme une variance des déductions au grillage ($\pm 10\%$ = 0,85 point de pourcentage, de 91,5 % à 92,35 %).

Les prix du Ni au seuil de rentabilité après impôt sont les suivants :

- $VAN_{0\%} = 4,38$ \$ US/lb
- $VAN_{8\%}$ = le prix incitatif du Ni ($VAN = 0$ \$) est de 5,86 \$ US/lb.

Tableau 22-4 : Sensibilité de la VAN du projet à 8 %

Taux d'actualisation = 8 %	Unités	VAN après impôt			VAN avant impôt		
		-10 %	0 %	10 %	-10 %	0 %	10 %
Prix du nickel	M\$ US	551	920	1 255	1 125	1 713	2 275
Récupération	M\$ US	559	920	1 264	1 136	1 713	2 289
Payabilité	M\$ US	886	920	953	1 658	1 713	1 768
Taux de change \$ CA	M\$ US	1 138	920	685	2 069	1 713	1 357
Dép. en immob. initiales	M\$ US	972	920	864	1 793	1 713	1 632
Investissement total	M\$ US	1 022	920	810	1 870	1 713	1 556
Coûts d'exploitation sur le site	M\$ US	1 063	920	769	1 953	1 713	1 473
Électricité	M\$ US	946	920	893	1 757	1 713	1 669
Pétrole	M\$ US	929	920	910	1 728	1 713	1 698
Main d'œuvre	M\$ US	947	920	892	1 757	1 713	1 669

Tableau 22-5 : Sensibilité du TRI du projet

TRI	Unités	TRI après impôt (%)			TRI avant impôt (%)		
		-10 %	0 %	10 %	-10 %	0 %	10 %
Prix du nickel	M\$ US	12,5	15,4	17,9	16,0	19,9	23,6
Récupération	M\$ US	12,6	15,4	17,9	16,1	19,9	23,7
Payabilité	M\$ US	15,1	15,4	15,6	19,6	19,9	20,3
Taux de change \$ CA	M\$ US	17,7	15,4	13,2	23,5	19,9	16,9
Dép. en immob. initiales	M\$ US	16,3	15,4	14,5	21,4	19,9	18,7
Investissement total	M\$ US	16,9	15,4	14,0	22,3	19,9	18,0
Coûts d'exploitation sur le site	M\$ US	16,4	15,4	14,2	21,5	19,9	18,4
Électricité	M\$ US	15,6	15,4	15,2	20,2	19,9	19,7
Pétrole	M\$ US	15,5	15,4	15,3	20,1	19,9	19,8
Main d'œuvre	M\$ US	15,6	15,4	15,1	20,3	19,9	19,6

Tableau 22-6 : Sensibilité des flux de trésorerie et du BAIIA du projet

Flux de trésorerie/BAIIA	Unités	Flux de trés. d'exploit. moy. par année			Ratio BAIIA (BAIIA : NSR)		
		-10 %	0 %	10 %	-10 %	0 %	10 %
Prix du nickel	M\$ US	191	224	254	51,4	55,9	59,1
Récupération	M\$ US	192	224	256	51,5	55,9	59,5
Payabilité	M\$ US	221	224	227	55,5	55,9	56,3
Taux de change \$ CA	M\$ US	233	224	214	59,6	55,9	52,2
Dép. en immob. initiales	M\$ US	222	224	226	55,9	55,9	55,9
Investissement total	M\$ US	220	224	227	55,9	55,9	55,9
Coûts d'exploitation sur le site	M\$ US	237	224	211	59,9	55,9	51,9
Électricité	M\$ US	227	224	221	56,7	55,9	55,1
Pétrole	M\$ US	225	224	223	56,1	55,9	55,7
Main d'œuvre	M\$ US	226	224	222	56,5	55,9	55,4

Tableau 22-7 : Sensibilité des coûts au comptant du projet

Coûts	Unités	Coût au comptant direct			CMTC		
		-10 %	0 %	10 %	-10 %	0 %	10 %
Prix du nickel	\$ US/lb Ni	3,22	3,22	3,22	3,77	3,80	3,88
Récupération	\$ US/lb Ni	3,57	3,22	2,95	4,17	3,80	3,50
Payabilité	\$ US/lb Ni	3,25	3,22	3,19	3,83	3,80	3,77
Taux de change \$ CA	\$ US/lb Ni	2,93	3,22	3,51	3,51	3,80	4,10
Dép. en immob. initiales	\$ US/lb Ni	3,22	3,22	3,22	3,81	3,80	3,80
Investissement total	\$ US/lb Ni	3,22	3,22	3,22	3,78	3,80	3,83
Coûts d'exploitation sur le site	\$ US/lb Ni	2,92	3,22	3,53	3,50	3,80	4,10
Électricité	\$ US/lb Ni	3,16	3,22	3,29	3,74	3,80	3,87
Pétrole	\$ US/lb Ni	3,21	3,22	3,24	3,79	3,80	3,82
Main d'œuvre	\$ US/lb Ni	3,18	3,22	3,27	3,76	3,80	3,85

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 Mise en œuvre du projet

24.1.1 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 IAGC, 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 IAGC, le cas échéant, devra assister RNC dans la gestion des entrepreneurs particuliers IAC.

Au cours de la phase d'ingénierie du projet, l'entrepreneur IAGC développera un plan de contrats qui établit la portée avant l'attribution de l'entrepreneur IAGC, 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. La distribution sera adaptée 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 IAGC doit comprendre que même si la « philosophie » des contrats favorise d'importants contrats horizontaux, la flexibilité pour respecter le calendrier de réalisation est importante.

RNC optimisera les possibilités d'accélérer 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 IAGC 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; et
- 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 IAGC est terminée, l'entrepreneur IAGC 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 d'ingénierie 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 raison 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. En considérant tous les bâtiments, la priorité est accordée 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 2021 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 IAGC 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 IAGC participera à la planification des travaux et à la réalisation des essais dans chaque secteur.

L'entrepreneur IAGC 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 but d'optimiser et de diminuer le risque lors de la construction et du développement du projet.

24.1.2 Calendrier du projet

Un résumé du calendrier du projet est illustré à la figure 24-1. 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 33 mois. Les dates des étapes-clés sont fournies au tableau 24-1.
- 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 permis de construction du site est prévue au T2 2020.
- Les forages géotechniques en vue de l'étude technique détaillée débiteront au T3 2019 et seront terminés au T4 2019.
- Les travaux préliminaires d'ingénierie débiteront en T3 2019; 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 cellules de flottation, seront pris en T4 2019.
- L'octroi du contrat IAGC (EPCM) aura lieu au T4 2019, l'ensemble des efforts d'ingénierie débiteront aux T1 2020.

Figure 24-1 : Calendrier préliminaire de réalisation

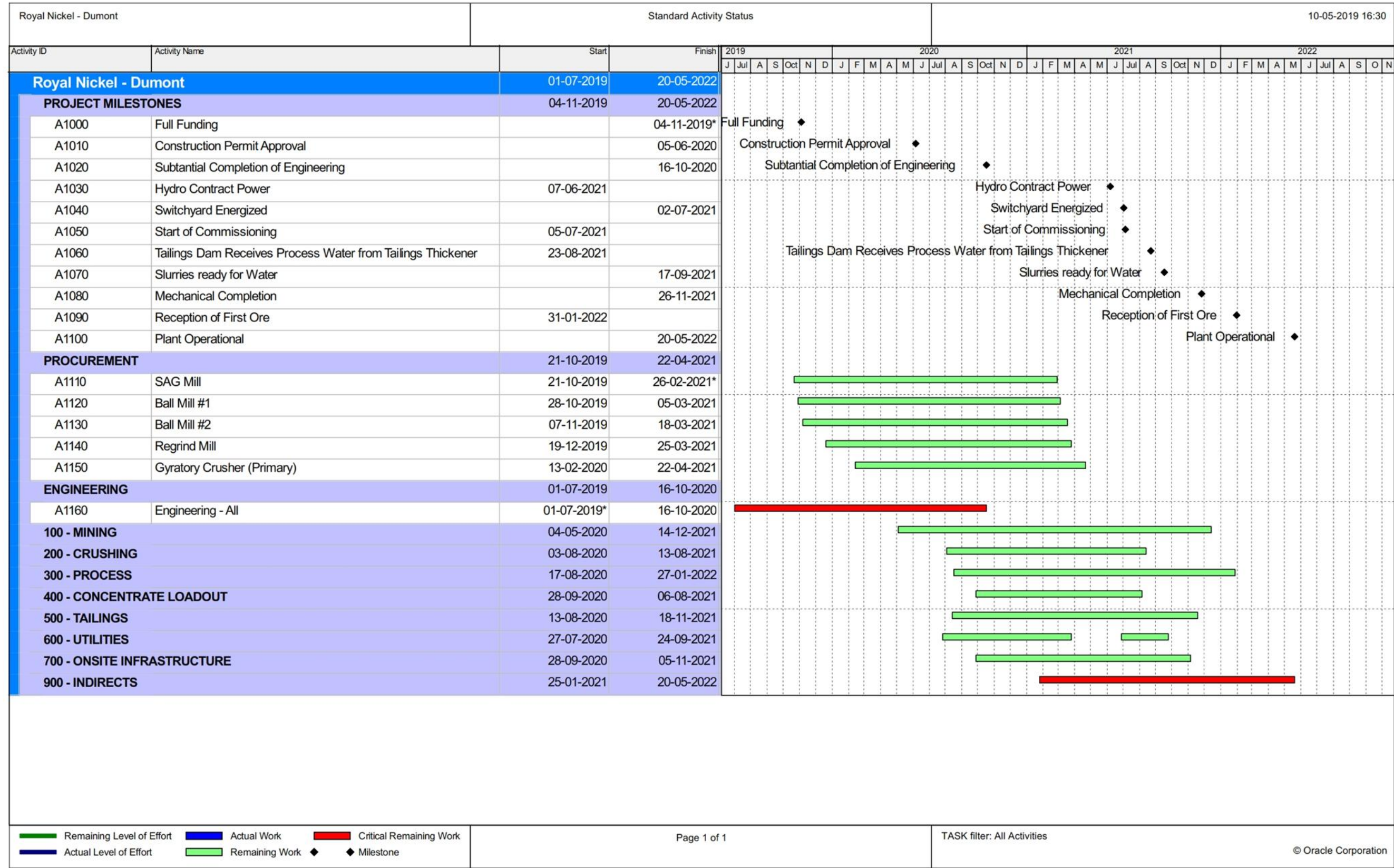


Tableau 24-1 : Calendrier de réalisation du projet nickélique Dumont – Principales dates d'importance

Critères	Date*
Début de l'étude technique détaillée pour l'équipement à long délai de livraison	-11T
Début du contrat IAGC	-10T
Commande de l'équipement à long délai de livraison	-10T
Approbation des permis de construction individuels	-8T
Réalisation substantielle de l'ingénierie	-7T
Contrat d'alimentation électrique avec Hydro	-4T
Début de la mise en service	-3T
Réalisation des aspects mécaniques	-2T
Arrivée du premier minerai	-1T
Usine opérationnelle	0

*T = Trimestre (3 mois)

Le calendrier a été établi en tenant compte des stratégies d'approvisionnement suivantes et du délai de livraison de ces équipements d'importance :

- Broyeurs SAG et à boulets : 57 semaines (FOB Chine) pour les broyeurs de grande dimension; concasseur primaire : 50 semaines; cellules de flottation : 70 semaines, (commandés par lots), fabriqués en Chine.
- Appel d'offres pour les éléments à long délai de livraison au T4 2019 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 IAGC pour le compte du client, 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, et aux digues du parc à 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 les roulottes de chantier et leurs composantes connexes, 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 la flotte d'équipement 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.

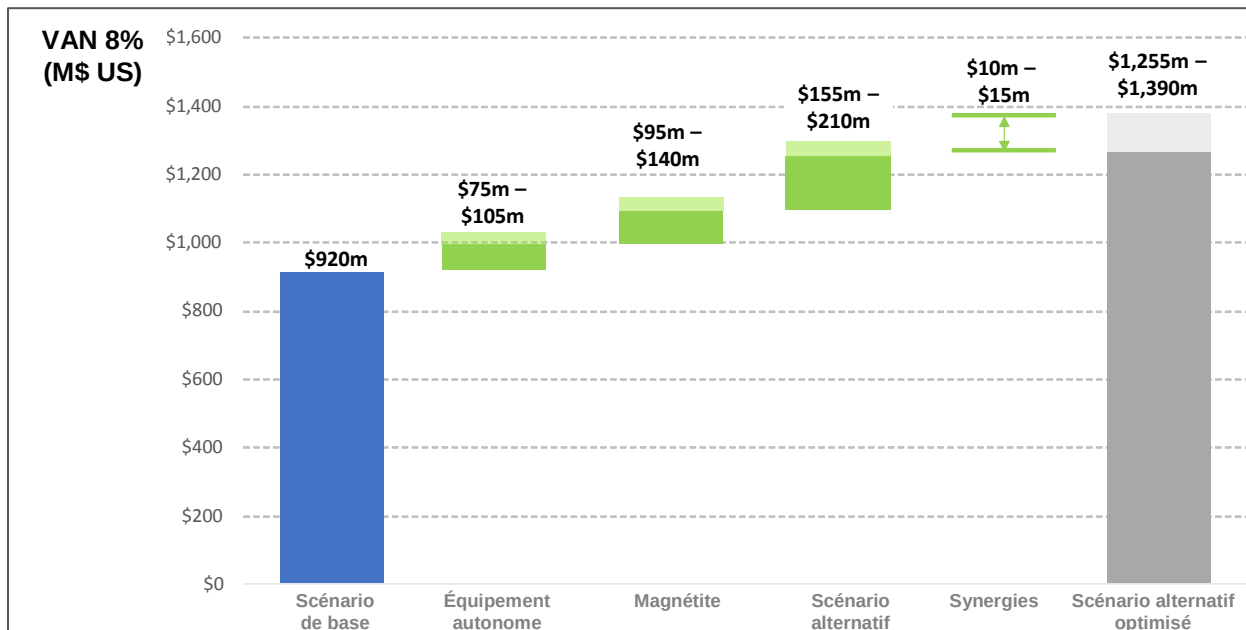
24.2 Survol des opportunités

Il existe plusieurs opportunités d'améliorer le rendement économique du projet Dumont au-delà des résultats du scénario de base présentés au chapitre 22. Ces opportunités ont été investiguées jusqu'au niveau d'une ÉPF ou d'une étude préliminaire et sont résumées ci-dessous; leur impact économique potentiel est illustré à la figure 24-2. L'augmentation de la VAN pour chaque opportunité est présentée sous la forme d'une fourchette, afin de refléter le niveau de confiance moins élevé comparativement au scénario de base.

- **Équipement autonome :** De l'équipement autonome est employé dans des fosses à ciel ouvert depuis plus d'une décennie et on en dénombre environ 400 unités dans le monde actuellement; l'automatisation s'est rapidement taillé une place comme technologie éprouvée. Dumont est considéré comme un candidat idéal pour l'utilisation d'équipement autonome, en raison de facteurs comme les méthodes d'abattage en vrac, l'utilisation prévue d'équipement de grandes dimensions et l'accès à une main-d'œuvre qualifiée. Par conséquent, la firme Peck Tech Consulting Ltd (Peck Tech), un expert dans le domaine, a été mandatée pour évaluer les possibilités d'automatisation à Dumont. D'après l'évaluation de niveau préfaisabilité de Peck Tech, l'implantation d'un système de halage autonome (SHA) permettrait de réduire de 20 % la flotte de camions en période de pointe et de réduire de plus de 3 % le CMTC pour l'ensemble du projet. D'autres améliorations seraient possibles en faisant appel à un système de forage autonome (SFA).
- **Magnétite :** Le minerai à Dumont contient en moyenne 4,37 % Fe sous forme de magnétite dans la catégorie des ressources indiquées. Des essais réalisés dans le cadre de l'étude de 2013 indiquaient qu'il serait possible d'atteindre un taux de récupération de 46 % pour produire un concentré d'une teneur de 63 % Fe. La production sur la durée de vie du projet pourrait atteindre 33 Mt, soit environ 1,1 Mt annuellement. La vente d'un concentré de magnétite procure un autre avantage, celui de réduire, de plus de 19 Mt, le tonnage accumulé dans le parc à résidus.
- **Scénario alternatif :** En 2017, une étude d'optimisation a identifié un bénéfice potentiel lié au fait d'accroître l'envergure du projet au démarrage. Ce concept a maintenant été avancé jusqu'au niveau préfaisabilité, avec un circuit de broyage modifié permettant une production initiale de 75 kt/j, suivie d'une expansion à l'an 6 à 100 kt/j. Bien que l'investissement initial requis pour l'alternative à 75 kt/j soit près de 20 % plus élevé que pour le scénario de base, le circuit modifié offre un meilleur rendement sur le capital investi sur la durée de vie du projet, réduisant l'investissement total d'environ 5 %.

- **Synergies** : La mise en œuvre de l'automatisation et/ou du circuit de magnétite dans le cadre du scénario alternatif procurerait des bénéfices encore plus importants que ceux obtenus à partir du scénario de base.

Figure 24-2 : Impact potentiel des opportunités



D'autres opportunités, dont l'analyse n'est pas aussi avancée et pour lesquelles les bénéfices potentiels n'ont pas encore été quantifiés, comprennent notamment :

- **Réacteurs de flottation en séquence** : Le réacteur de flottation en séquence est un développement relativement nouveau qui offre des économies potentielles tant au niveau des dépenses en immobilisations (par le biais d'une empreinte réduite) que des coûts d'exploitation (principalement grâce à des coûts énergétiques et des coûts d'entretien plus faibles). Des tests visant à déterminer les propriétés du minerai et valider la capacité de ces unités sont requis avant de procéder à des études d'ingénierie plus poussées en lien avec ce concept.
- **Redimensionnement des blocs de ressources mesurées** : Il serait possible de réduire l'unité d'exploitation la plus petite (*smallest mining unit* ou SMU) pour les ressources mesurées qu'il est prévu d'extraire à l'aide d'excavatrices hydrauliques. Ceci pourrait permettre de réduire la dilution dans les premières années de production, menant à des teneurs et des récupérations plus élevées – ce qui ultimement améliorerait la génération de flux de trésorerie et réduirait la période de recouvrement.

24.3 Équipement minier autonome

L'équipement minier autonome utilise une combinaison de senseurs et d'ordinateurs pour remplacer les actions d'un opérateur humain. Jusqu'à présent, les fabricants ciblent surtout les unités qui effectuent les opérations les plus routinières, comme les foreuses (SFA) et les camions de halage (SHA). Les premières unités autonomes commerciales sont entrées en service en 2008. Présentement, Epiroc et Caterpillar offrent tous deux l'option SFA installée à l'usine sur différentes foreuses. De façon similaire, Caterpillar et Komatsu offrent tous deux l'option SHA sur différents camions de leur flotte, tandis que Hitachi et Liebherr ont réussi à produire des prototypes

et ont des plans de commercialisation dans un avenir rapproché. Présentement, la flotte mondiale de foreuses autonomes s'établit à 75, tandis que l'on compte 320 camions autonomes en fonction dans le monde. L'automatisation s'est rapidement taillée une place comme technologie éprouvée.

Dumont est considéré comme un candidat approprié pour l'implantation de machines autonomes pour les raisons suivantes :

- Les méthodes d'abattage en vrac du gisement. Puisque la zone de minerai à Dumont est massive (plusieurs centaines de mètres d'épaisseur), continue (aucune zone interstitielle de stériles) et homogène, l'extraction minière se fera en vrac. Les délais pour les déplacements des pelles et le sautage seront minimisés, et la principale qualité recherchée dans le cadre des opérations minières sera l'efficacité.
- Les dimensions des équipements miniers qu'il est prévu d'utiliser, qui cadrent bien avec les équipements ciblés pour l'automatisation par les manufacturiers jusqu'à présent.
- La proximité d'une main-d'œuvre qualifiée pour la supervision et l'entretien de l'équipement autonome.

La firme Peck Tech, un expert dans le domaine, a donc été mandatée pour fournir des données permettant d'estimer l'impact potentiel du recours à l'équipement autonome. D'après les recommandations de Peck Tech, l'automatisation a été considérée pour les unités suivantes :

- Les foreuses rotatives pour les forages de production (l'automatisation permet de réduire la flotte en période de pointe de 5 unités à 4)
- Les camions de halage de 90 t (l'automatisation permet de réduire la flotte en période de pointe de 20 unités à 16)
- Les camions de halage de 290 t assistés d'un système de trolley (l'automatisation permet de réduire la flotte en période de pointe de 46 unités à 37)

Les secteurs où l'on peut s'attendre à des économies au niveau des coûts d'exploitation se résument comme suit :

- Main-d'œuvre au niveau des opérations. Grâce aux unités individuelles sans conducteur, les opérateurs seront remplacés par du personnel de supervision intégré à une équipe qui sera responsable de surveiller en continu l'équipement sur le terrain et d'intervenir au besoin. Typiquement, chaque individu dans l'équipe est responsable de 3 à 4 unités et reçoit un salaire plus élevé qu'un opérateur, résultant en des économies nettes de 60 à 70 % pour la main-d'œuvre au niveau des opérations.
- Pneus des camions de halage; puisque les erreurs des opérateurs réduisent la durée de vie des pneus. L'expérience acquise dans les mines qui utilisent actuellement des camions autonomes indique que la durée de vie des pneus peut être améliorée de 10 à 25 %. L'évaluation du projet Dumont a prudemment supposé une amélioration de 10 %.
- Entretien de l'équipement. L'expérience acquise dans les mines qui utilisent présentement des camions et des foreuses autonomes indique que le fonctionnement plus régulier des machines mène à une amélioration de la disponibilité mécanique de 1 à 2 % et à une réduction des coûts d'entretien allant jusqu'à 10 %.
- Consommation de carburant. Des études ont démontré que la consommation de carburant des équipements dépend largement du comportement de l'opérateur, la consommation de camions identiques suivant le même profil pouvant varier jusqu'à 40 % avec différents opérateurs (contre toute attente, l'une des études a aussi démontré que le conducteur qui utilisait moins de carburant arrivait à une durée de cycle globale plus courte). L'équipement autonome peut être programmé pour opérer à des conditions fixes qui minimisent le coût global en tenant compte des particularités locales comme le prix du carburant et les taux de main-d'œuvre.

Ces économies seront en partie contrebalancées par l'augmentation présumée de la main-d'œuvre d'entretien qui sera requise pour assurer l'entretien des véhicules autonomes plus complexes.

Les dépenses en immobilisations associées à l'automatisation reflètent le coût plus élevé des unités individuelles et une réduction du nombre d'unités achetées sur la durée de vie de la mine (compte tenu de l'efficacité accrue de chaque unité). Pour la flotte de foreuses, où l'autonomie réduit la flotte d'une seule unité sur la durée de vie de la mine, on note une augmentation nette des dépenses en immobilisations équivalente à environ 6 % des économies en termes de coûts d'exploitation. Pour les camions de halage de 90 t, le nombre total d'unités est davantage réduit, mais le coût d'automatisation de chaque camion correspond à un pourcentage significatif du coût de base de chaque machine, et l'augmentation nette des dépenses en immobilisations est équivalente à 11 % des économies en termes de coûts d'exploitation. Pour les camions de halage de 290 t, les plus coûteux, le coût d'automatisation de chaque camion représente un pourcentage beaucoup plus faible du coût de base et les dépenses en immobilisations globales seraient ainsi diminuées.

Tableau 24-2 : Estimation des économies découlant du recours à de l'équipement autonome (en M\$ CA)

Coûts d'opération	Foreuse	Camion 90t	Camion 290t
Main d'œuvre ¹	(18\$)	(43\$)	(129\$)
Consommables	0\$	(3\$)	(26\$)
Entretien	(2\$)	(6\$)	(104\$)
Diésel	(1\$)	(10\$)	(81\$)
Énergie	0\$	0\$	0\$
Investissements			
Capex de la flotte	1\$	6\$	25\$
TOTAL	(20\$)	(55\$)	(365\$)

Notes : ¹ Les coûts de main d'œuvre incluent le personnel pour opérer la flotte et l'entretien

D'autres bénéfices sont associés à l'automatisation, mais leur l'impact économique n'a pas été quantifié, notamment :

- Une réduction des coûts d'entretien du système de trolley en raison d'un fonctionnement plus régulier et de l'élimination des erreurs attribuables aux opérateurs (les coûts d'entretien du système sont basés sur les coûts actuels de mines où des camions avec conducteurs sont utilisés).
- Une meilleure utilisation et une réduction associée du nombre d'unités dans la flotte, qui se traduit par une réduction des bouchons et des lignes d'attente pour les camions, par exemple lors des changements de quarts (les camions autonomes continueraient à fonctionner pendant le changement de quart). Ceci réduirait la demande de pointe, résultant en une plus grande utilisation du système de trolley et une réduction des coûts pour l'électricité.

24.4 Magnétite

Le concept visant la production d'un concentré de magnétite à Dumont n'a pas changé depuis l'étude de faisabilité de 2013 et est résumé ci-dessous.

Le minerai à Dumont présente une teneur de 4,37 % Fe et contient un total de 44,9 Mt de fer ou 62,0 Mt de magnétite. Dans le cadre du scénario de base envisagé, la majorité de la magnétite dans le matériel d'alimentation se rapporte au concentré magnétique et est ensuite rejetée dans les résidus, après récupération des sulfures et de l'awaruite.

Des essais effectués lors de l'étude de faisabilité de 2013 ont déterminé qu'il serait possible de récupérer environ 46 % de la magnétite pour produire un concentré qui pourrait atteindre une teneur commercialisable de 63 % Fe (voir le tableau 24-3) :

Tableau 24-3 : 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
Affleurement 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
				Moyenne	2,6 %	46,2 %	63,2

Un circuit de magnétite à Dumont comprendrait un circuit de purification comptant quatre étapes de séparation; les rejets non magnétiques de la 1^{re} étape se rapportant à l'épaississeur de résidus et les rejets non magnétiques des étapes suivantes étant recirculés au broyeur secondaire. Par ailleurs, le concentré d'épuisement de la 1^{re} étape de purification de l'awaruite se rapporterait également au broyeur secondaire.

Les dépenses en immobilisations estimées pour le circuit de magnétite, indexées aux coûts d'aujourd'hui, s'établissent à 49 M\$ pour chaque ligne de 52,5 kt/j de l'usine.

Les coûts d'exploitation sur le site pour un tel circuit ont été estimés à 2,1 M\$/an à 52,5 kt/j, augmentant à 4,0 M\$ à 105 kt/j. Ces coûts correspondent à une moyenne, sur la durée de vie du projet, de 3,27 \$/t de magnétite produite. L'élément le plus important de ces coûts d'exploitation serait l'entretien de l'usine, qui correspond à environ 48 % du coût total. Les coûts de main-d'œuvre représentent 19 % du total, l'énergie 12 % et les autres consommables 11 %. Divers éléments composent le dernier 10 %.

Le coût du traitement logistique du produit serait considérablement plus élevé, à un coût estimatif de 49 \$ CA/t pour le transport maritime jusqu'en Europe ou en Asie. Dans l'éventualité où le produit était vendu à l'une des mines de minerai de fer possédant des installations de traitement du minerai de fer au Québec, les coûts logistiques pourraient diminuer considérablement.

La valeur estimative globale du circuit de magnétite présentée à la figure 24-2 suppose la production d'un concentré de magnétite à 62 % Fe, qui se vendrait à 60 \$ US/t, ce qui est près du prix plancher des dix dernières années. Une augmentation de 10 \$ du prix reçu augmenterait la valeur actualisée nette attribuable au circuit de magnétite de plus de 50 M\$ US ou de 48 %.

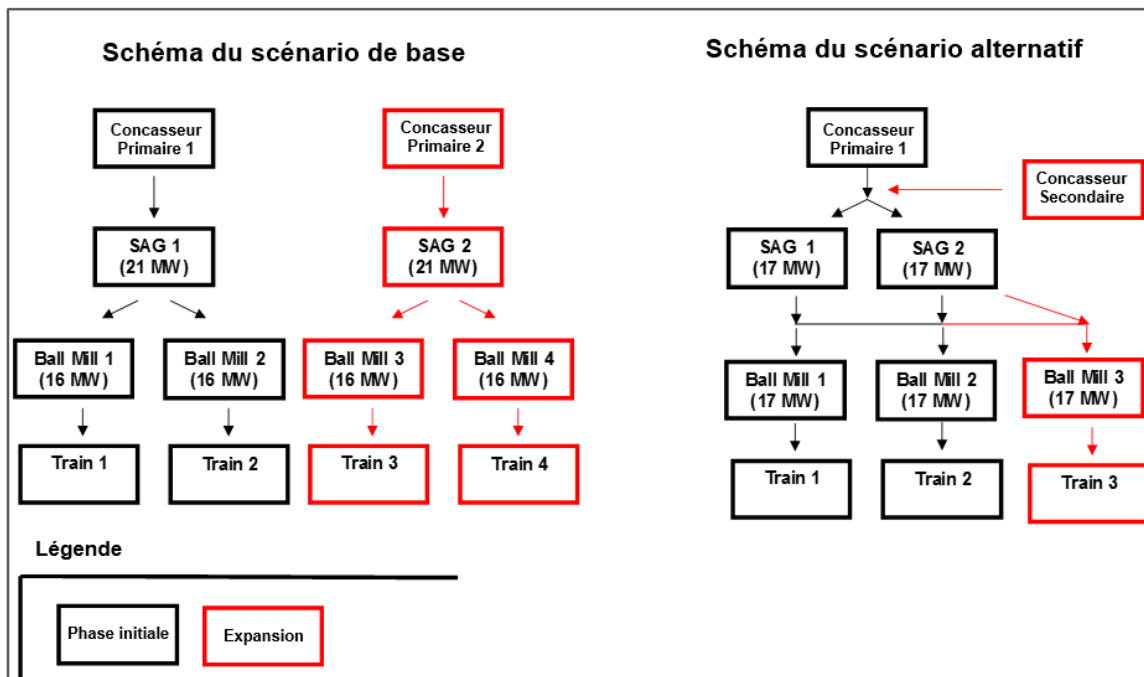
24.5 Calendrier de production selon le scénario alternatif

L'un des principaux éléments qui ont mené à la sélection d'un taux de traitement de 52,5 kt/j pour l'usine du scénario de base concerne les dépenses en immobilisations associées. Des travaux

réalisés après l'ÉF de 2013 ont démontré que le rendement global des investissements pourrait être amélioré en modifiant le circuit de broyage. En effet, une étude d'optimisation réalisée en 2017 a identifié le circuit optimal, du point de vue du rendement sur le capital investi, comme étant un circuit d'une capacité de traitement initiale de 75 kt/j. Celui-ci impliquerait un seul concasseur giratoire de 60 po x 109 po qui alimenterait deux broyeurs SAG de 36 pi (comparativement à un seul broyeur SAG de 38 pi sélectionné pour le scénario de base à 52,5 kt/j), qui alimenteraient à leur tour deux broyeurs à boulets jumeaux de 26,5 pi (comparativement aux deux unités de 36 pi envisagées dans le cadre du scénario de base).

Pour l'expansion à 100 kt/j, comme le concasseur primaire a déjà une plus grande capacité que le concasseur de 60 po x 89 po sélectionné pour le scénario de base, aucune capacité de concassage primaire supplémentaire ne serait requise. Avec l'ajout d'une étape de concassage secondaire, la fraction F_{80} des broyeurs SAG serait réduite de 90 mm à 50 mm et aucune nouvelle capacité SAG ne serait requise. Un troisième broyeur à boulets, identique aux deux sélectionnés dans le cadre de la première phase, compléterait l'expansion du circuit (voir la figure 24-3).

Figure 24-3 : Comparaison des schémas de traitement du scénario de base et du scénario alternatif



L'étude de niveau ÉPF portait principalement sur le circuit de comminution modifié. Le reste du schéma de traitement sera similaire au schéma de traitement envisagé dans le cadre du scénario de base. Pour accommoder le débit de traitement initial plus élevé (75 kt/j vs 100 kt/j), les lignes de flottation seront allongées ou dans certains cas, des cuves plus larges seront installées. Les circuits de séparation magnétique devront aussi être allongés. Pour l'expansion à 100 kt/j, plutôt que d'installer une ligne parallèle identique à l'usine de la phase I tel qu'envisagé dans le scénario de base, les différents circuits de flottation et de séparation magnétique seront allongés et dans certains cas, de nouvelles lignes seront ajoutées au circuit.

Dans l'éventualité où la décision était prise d'aller de l'avant avec le scénario alternatif, la sélection et l'aménagement des équipements pour les circuits de flottation et de séparation magnétique devront faire l'objet de travaux d'ingénierie supplémentaires de façon à faire avancer l'estimation et la conception de l'usine du scénario alternatif au même niveau que l'usine du scénario de base.

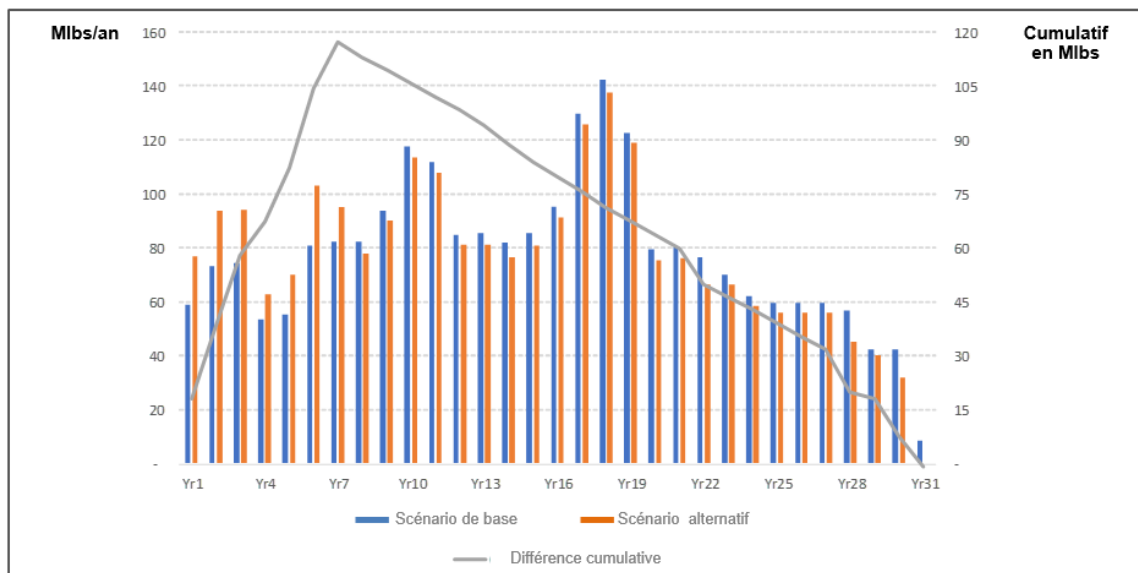
Le tableau 24-4 compare les estimations des dépenses en immobilisations pour le scénario alternatif versus le scénario de base. L'augmentation de 19 % des dépenses en immobilisations initiales est largement compensée par la diminution de 54 % des dépenses d'expansion, de telle sorte que les dépenses en immobilisations totales sont diminuées de 6 %. Il est à noter que les dépenses en immobilisations de maintien pour le scénario alternatif sont légèrement plus élevées en raison d'une augmentation de 6 % du tonnage de résidus entreposés dans le parc à résidus. Cette augmentation reflète l'utilisation du même calendrier de production minière pour les deux scénarios, de base et alternatif. Ce plan assure une production moyenne de 211 kt/j sur les 8 années précédant l'expansion (cette période inclut les 2 années de prédécapage), comparativement aux taux de production en régime normal de 300 à 350 kt/j après l'expansion. Dans l'éventualité où la décision était prise d'aller de l'avant avec le scénario alternatif, un plan d'exploitation minière révisé produisant des tonnages plus élevés lors de la période pré-expansion serait à prévoir afin d'en retirer des avantages économiques encore plus importants.

Tableau 24-4 : Comparaison des estimations des dépenses en immobilisations du scénario de base et du scénario alternatif

Domaine SRT	Scénario de base				Scénario alternatif			
	Phase I	Phase II	Maintenance	Total	Phase I	Phase II	Maintenance	Total
Domaine 1000 - Exploitation	298\$	0\$	600\$	898\$	298\$	0\$	599\$	896\$
Domaine 2000 - Concassage	64\$	62\$	0\$	126\$	66\$	30\$	0\$	96\$
Domaine 3000 - Traitement du concentré	397\$	385\$	64\$	846\$	517\$	128\$	64\$	708\$
Domaine 4000 - Chargement du concentré	0\$	0\$	0\$	0\$	0\$	0\$	0\$	0\$
Domaine 5000 - Résidus	48\$	31\$	167\$	247\$	59\$	21\$	174\$	254\$
Domaine 6000 - Services publics	180\$	133\$	0\$	312\$	234\$	78\$	0\$	312\$
Domaine 7000 - Infrastructures sur site	79\$	24\$	0\$	103\$	94\$	31\$	0\$	125\$
Domaine 8000 - Infrastructures hors site	16\$	1\$	0\$	17\$	12\$	4\$	0\$	17\$
Domaine 9000 - Frais indirects	124\$	87\$	0\$	212\$	155\$	40\$	0\$	196\$
Domaine 10000 - Frais du propriétaire	40\$	7\$	0\$	47\$	43\$	6\$	0\$	49\$
Domaine 11000 - Contingence	111\$	71\$	0\$	182\$	130\$	31\$	0\$	162\$
Total	1357\$	801\$	831\$	2990\$	1609\$	370\$	836\$	2815\$
Différence					19%	(54%)	1%	(6%)

L'écart entre les coûts d'exploitation pour les deux scénarios est marginal, les coûts sur la durée de vie du projet dans le cas du scénario alternatif étant de 0,05 \$ US/t (0,7 %) de moins que ceux du scénario de base. Le calendrier de production du Ni subit un impact beaucoup plus important. La figure 24-4 illustre qu'à l'an 7, le scénario alternatif a déjà produit 117 millions de livres de Ni de plus que le scénario de base. Après l'expansion, le scénario de base rattrape ce retard grâce à l'écart de 5 kt/j des taux d'usinage en phase II (105 kt/j pour le scénario de base versus 100 kt/j pour le scénario alternatif). En raison de ce profil accéléré, la VAN₈ % du NSR du scénario alternatif est 7 % plus élevée que celle du scénario de base.

Figure 24-4 : Comparaison de la production de Ni payable du scénario de base et du scénario alternatif



24.6 Autres opportunités

24.6.1 Réacteur de flottation en séquence

Dans le cadre de la mise à jour de l'étude de faisabilité de 2019, une étude conceptuelle a été réalisée dans le but d'évaluer l'utilisation de réacteurs de flottation en séquence (RFS) de Woodgrove en lieu et place des cellules de flottation conventionnelles. La « première génération » de RFS a maintenant été surpassée par la nouvelle génération de réacteurs de flottation directe (RFD).

Les principaux avantages d'un arrangement RFS/RFD, comparativement aux cellules conventionnelles (tel que Woodgrove en fait la promotion) sont une efficacité de collecte améliorée, un meilleur rejet de la gangue sulfurée et non sulfurée (moyennant une consommation d'air et un écumage dramatiquement réduits) et de meilleures récupérations au niveau de la mousse et de chaque étape. En termes pratiques, ceci équivaut potentiellement à un nombre réduit d'étapes, un volume global de cellules réduit, une empreinte réduite et des dépenses en immobilisations et des coûts d'exploitation après installation nettement plus bas.

24.6.1.1 Estimation des dépenses en immobilisations

Les dépenses en immobilisations ont été estimées à un niveau de précision de $\pm 30\%$ à une date fixée au premier trimestre de 2019 (« T1AC2019 »), en dollars canadiens (« \$ CA »).

Deux options ont été estimées tel que suit :

Option 1 – Installation de cellules de flottation conventionnelles en réservoir (le « scénario de base »)

Option 2 – Installation de cellules de réacteurs de flottation directe (le « scénario RFD »).

Le tableau 24-5 présente les dépenses en immobilisations directement associées à chaque option considérée. L'estimation des dépenses en immobilisations directes couvre la conception et la construction de l'usine de traitement et les services requis pour les circuits de flottation du projet nickélifère Dumont à 52,5 kt/j (la première phase du projet qui sera dupliquée à la deuxième phase).

**Tableau 24-5 : Ventilation des dépenses en immobilisations directes liées aux deux options
(±30 %, T1AC2019, M\$ CA)**

Item	Coût total estimatif (M\$ CA)		
	Option 1 - Scénario de base	Option 2 - Scénario RFD	Écart
03 TRAITEMENT			
03-100 Traitement général	88,8	62,2	(26,6)
03-200 Circuit de broyage	157,5	157,5	---
03-300 Flottation des schlamms	41,4	35,3	(6,1)
03-400 Flottation du nickel	49,2	40,5	(8,7)
03-500 Séparation magnétique	27,0	27,8	0,8
06 SERVICES			
06-100 Systèmes d'air	8,4	6,7	(1,7)
Total des frais directs, M\$ CA	372,3	330,3	(42,3)
Réduction des dépenses en immobilisations			11,4 %

24.6.1.2 Estimation des coûts d'exploitation

L'estimation des coûts d'exploitation est présentée en dollars canadiens (\$ CA) en date du premier trimestre de 2019 (« T1AC2019 »). L'estimation est considérée comme ayant une précision de ±30 %. Aucune provision n'a été prise dans l'estimation pour l'indexation à compter de cette date.

L'estimation intègre les secteurs de coûts communs (c'est-à-dire les services et les pièces de rechange pour l'entretien), tant pour le circuit de cellules de flottation conventionnelles que pour le circuit RFD. Le coût total estimatif est résumé par secteur au tableau 24-6.

Tableau 24-6 : Ventilation des coûts d'exploitation pour les deux options (±30 %, T1AC2019, M\$ CA)

Secteur	Option 1 - Scénario de base		Option 2 - RFD	
	Coût annuel (000 \$ CA)	Coût unitaire (\$ CA/tonne)	Coût annuel (000 \$ CA)	Coût unitaire (\$ CA/tonne)
Services	10 750	0,20	7 340	0,14
Matériaux et fournitures	3 154	0,06	2 111	0,04
Total	13 904	0,26	9 451	0,18

24.6.1.3 Recommandations de travaux futurs

Afin de réduire le risque associé à l'option RFD, certains secteurs nécessitent des travaux plus poussés. Il est donc recommandé d'entreprendre les travaux suivants :

- D'autres essais-pilotes sont requis afin de générer, d'investiguer ou de confirmer les paramètres et les critères de conception ainsi que les hypothèses formulées pour l'inclusion des cellules RFD de Woodgrove dans le schéma de traitement à Dumont. Des essais devraient être effectués avec différents types de minerai présentant une teneur variable en serpentine et en brucite.
- Un examen des données des tests-pilotes et des essais en usine déjà réalisés par Woodgrove et des données opérationnelles de différentes usines où des RFS/RFD ont été installés serait aussi très bénéfique (tout en tenant compte des questions de confidentialité).
- Continuer de développer le circuit RFD pour améliorer le niveau de confiance en lien avec l'aménagement et les coûts de l'équipement. Les estimations quant à l'empreinte sont considérées préliminaires et les coûts pour l'équipement ne sont que des prix budgétés. Une demande formelle avec des spécifications en règle devrait être formulée à Woodgrove afin d'offrir une plus grande certitude quant à ces éléments.
- Investiguer d'autres options d'aménagement permettant de réduire la complexité du circuit et les coûts. Les options d'aménagement possibles comprennent : relocaliser le broyeur à boulets secondaire, du bâtiment de broyage à l'intérieur du bâtiment de flottation RFD; et supposer que les dimensions du bâtiment de flottation du projet actuel permettent d'accommoder l'ensemble du circuit de flottation RFD découlant de l'expansion à 105 kt/j.

Les essais-pilotes pour l'option RFD peuvent être complétés à l'intérieur des délais permis par le calendrier d'exécution global du projet. Il serait possible d'améliorer le calendrier d'exécution compte tenu des délais plus courts pour la livraison des équipements, de la quantité réduite de matériaux en vrac, et de la diminution résultante du temps requis pour la construction et l'installation des cellules RFD.

24.6.2 Redimensionnement des blocs de ressources mesurées

Le bloc modèle des ressources utilise, comme plus petite unité d'exploitation (SMU), des blocs de 20 m x 20 m x 15 m dans les axes X-Y-Z, ce qui est approprié pour les pelles à câbles qui seront utilisées pour la majeure partie des travaux d'extraction et pour la densité de forage des ressources indiquées, qui comptent pour environ 67 % du minerai total. L'utilisation d'une unité SMU de cette taille résulte inévitablement en un lissage des teneurs des ressources, puisque des zones distinctes à plus haute ou à plus basse teneur sont combinées en un seul bloc. Le tiers (33 %) des ressources totales, qui est classé dans la catégorie des ressources mesurées, pourrait possiblement accommoder des blocs plus petits, de 10 m x 10 m x 7,5 m, et cette unité SMU serait plus appropriée pour les petites excavatrices hydrauliques qui seront responsables de la majorité du chargement dans les premières années d'exploitation (jusqu'à la fin de l'an 5 des opérations à l'usine, 61 % du minerai sera chargé à l'aide d'excavatrices). Le redimensionnement des blocs des ressources mesurées qui seront chargées par des excavatrices se solderait par une hausse des teneurs et de la récupération dans les premières années d'exploitation, ce qui ultimement améliorerait la génération de flux de trésorerie et réduirait la période de recouvrement.

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 1 357 M\$, un investissement en capital d'expansion de 801 M\$ et un capital de maintien de 815 M\$.
- Sur la durée de vie du projet, qui est de 33 ans, le projet Dumont devrait produire 2 774 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, et inclut un coût moindre de 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.
- 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 gradins 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 dans 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'évaluation économique préliminaire (ÉEP) 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 de 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, le parc à résidus et les haldes de stériles, 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 généreront 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 du projet 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 kWh/t, RWi 15 kWh/t, CWi 14 kWh/t et Ai 0,009 g.
- Les équations de récupération du circuit de dégrossissage ont été divisées en quatre catégories selon le ratio Hz/Pn et le degré de serpentinsation. 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 μ m. Des essais plus détaillés et l'élaboration du schéma de traitement ont mené à la sélection d'une granulométrie de 150 μ m (P_{80}) pour la conception de l'usine.
- 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 % Ni.
- La récupération du cobalt en concentré a été estimée à 33 %.
- 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 que l'option par train serait la plus économique et la plus pratique pour acheminer le concentré de nickel produit jusqu'aux marchés.
- Pour arriver à une sédimentation adéquate de la portion fine des résidus miniers (schlamms), il est nécessaire d'y ajouter une petite proportion de résidus grossiers.
- 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 de caractérisation du milieu environnemental.
- 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, au bruit, aux milieux humides, aux habitats de poissons, aux ressources hydriques, et à l'environnement social. Aucun risque environnemental démesuré lié au développement du projet n'a été identifié. Il existe certains éléments sensibles dans l'empreinte environnante, mais les travaux réalisés en 2018-2019 visant à optimiser le plan d'exploitation minière et la conception du projet ont permis d'éliminer ou de réduire les effets du projet sur ces composantes.
- Les résultats de l'ÉIES démontrent que la plupart des impacts anticipés du projet Dumont sont qualifiés de faible ou très faible, après la mise en œuvre de mesures d'atténuation générales ou spécifiques. Les impacts négatifs préalablement identifiés lors de l'ÉIES préliminaire restent les mêmes, toutefois après l'optimisation de la conception minière en 2018-2019, les impacts sur la qualité de l'air et le bruit ont été réduits. Toutefois, la réduction des impacts négatifs n'est pas suffisante pour se solder par un changement de l'évaluation de l'importance des impacts lorsque la méthodologie d'évaluation des impacts est appliquée.
- 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 USD/CAD.

- 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 principaux 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 de travaux futurs sont énumérées ci-dessous.

- Poursuivre les études environnementales du milieu d'accueil au besoin;
- Finaliser la conception détaillée en considérant les points suivants :
 - o Utiliser des SMU plus petites pour définir les blocs de ressources mesurées qui seront extraits à l'aide d'excavatrices plus petites. Ceci pourrait permettre d'acheminer à l'usine du matériel à plus haute teneur et/ou récupération dans les premières années d'exploitation;
 - o Débuter les travaux d'ingénierie détaillée suivant l'obtention de financement supplémentaire et l'acquisition des équipements à long délai de livraison afin de respecter la date ciblée pour la mise en service de l'usine;
 - o 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;
 - o 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, le parc à résidus, les stocks de minerai à basse teneur à l'intérieur des limites de la fosse, et les ouvrages 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 :
 - o Des essais en usine pilote sur le traitement des schlamms en cyclone à des fins d'ingénierie détaillée
 - o Optimisation du circuit de récupération d'amaruite
 - o Possibilités de récupération du flux non magnétique d'épuisement
 - o Compléter les essais visant à quantifier les caractéristiques de broyabilité du matériel acheminé au broyeur secondaire
 - o Réaliser d'autres essais d'épaississement sur les résidus de schlamms et les résidus grossiers en fonction des différents types de minerai
- 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.
- Continuer le processus d'obtention des baux de surface.
- 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.
- Archéo-08, 2013. Inventaire archéologique : projet Dumont lots 53, 54, 55, et 56, Rapport déposé à Royal Nickel Corporation, Toronto, 52 pages.
- Ashbury, M. et Mezwi, A. (2013). An Investigation into the Rheology Response of Samples from the Royal Nickel (Dumont) Project – Phase 2, Project 12379 – 005 Report 2.
- Ashbury, M., et Mezei, A. (2011). An Investigation into the Rheology Response of Samples from Royal Nickel (Dumont) Project, Project 12379 – 004 Report 1.
- Ausenco, 2012. Technical Report on the Dumont Project, Launay and Trécesson Townships, Quebec, Canada (22 juin 2012)
- Ausenco, 2013. Technical Report on the Dumont Project, Launay and Trécesson Townships, Quebec, Canada (25 juillet 2013)
- Ausenco, 2019. Direct Flotation Reactor Assessment, Dumont Ni Project, Québec, Canada (février 2019)
- Barnes, A. (2012). Dumont Project Nickel Ore Tailings Thickening, Report No. 103126T1.
- BBA Engineering (2010). Scoping Study for the Dumont Nickel Ore Project (ébauche).
- Bernier, S. et Leuangthong, O. (2013). Mineral Resources Statement the Dumont Nickel Project, Amos, Québec. Mémoire technique réalisé par SRK pour Royal Nickel Corporation. 14 p. et annexes.
- Berthelot, P. et Cloutier, P. (2004). Report for one diamond drill hole Dumont-Nickel North property Launay Township, Québec. SNRC : 32D/O9, 7 pp.
- Bertrand, V. et Gou, T. (2011). Static Testing for Waste Rock and Tailings, Dumont Nickel Project, Royal Nickel Corporation. Rapport de Golder Associates réalisé pour Royal Nickel, 502 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, vol. 42, pages 97 à 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 Trécesson Townships, 70 pp.
- Cloutier, R., Fontaine, A., Bélisle, B., Fournier, K., Beloborodov, A., et Laçoste (2013). Chrysotile Quantification Report 2013, Dumont Project; Amos, Québec, Canada. Rapport interne par 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 Department of Energy, Mines and Resource, Ottawa, Mines Branch Investigation, rapport IR 71-27.
- Daxl, H., (1988). Occurrence and Potential of Platinum and Palladium in the Dumont Sill. 18 pp.
- Delisle, G. (1992). Letters dated May 6th and April 8th to Steven McIntyre regarding Flotation Tests on Dumont Nickel Property Samples. Centre de Recherches Minérales; object : 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 Archean Intrusion of Komatiitic Affinity in Northwestern Quebec. Geological Survey of Canada Economic Geology Report 35, 56 pp.
- Dumont, G.H. (1970/1971). Dumont Nickel Deposit Drill Logs. P-1 à P-21.
- Dumont, G.H. (1970/1971). Dumont Nickel Deposit Drill Logs. W-1 à W-21, M-1.
- Dumont, G.H. (1970/1972). Dumont Nickel Deposit Drill Logs. E-5 to 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.
- Entezari-Zarandi, A. (2017). Dynamics of passive mineral carbonation in ultramafic mining wastes and tailings. Thèse.
- Frost, B.R. et Beard, J.S. (2007). On silica activity and serpentinization. Journal of Petrology 48, pages 1351-1368.
- Gauthier, M. (2013). Vérification des procédures d'identification et de mesure du chrysotile dans le minerai nickélifère du filon-couche Dumont de Royal Nickel Corp., 9 pages.
- GENIVAR (2009). Projet minier Dumont Nickel : Étude préliminaire de caractérisation environnementale, phase II. GENIVAR report for Royal Nickel Corporation. 81 pages et annexes.
- GENIVAR (2009). Restricted Hydrogeological Study (for the) Dumont Nickel Project. Novembre 2009.
- GENIVAR (2010). Preliminary Slope Evaluation of the Overburden Dumont Project. 26 avril 2010.
- GENIVAR (2010). Preliminary Stability Analysis of Slopes. Janvier 2010.
- GENIVAR (2010). Dumont Nickel Mining Project : Baseline Environmental Testing on Mineralized Rocks, Waste Rocks and, Tailings, Geochemistry Report prepared for Royal Nickel Corporation., 177 pages et annexes.
- GENIVAR (2010). Preliminary Environmental Assessment of the Dumont Nickel Mining Project Site : Third Sampling Year. Rapport réalisé 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.
- GENIVAR (2013). Caractérisation des sols de surface. Propriété de Royal Nickel, Abitibi (Québec). Rapport de GENIVAR réalisé pour Royal Nickel Corporation. 32 pages et annexes.
- GENIVAR 2013. Projet Dumont. Inventaire de la tortue mouchetée (*Emydoidea blandingii*) - juin 2013. Rapport de GENIVAR réalisé pour Royal Nickel Corporation. 14 pages et annexes.
- Gras, A. 2018. Séquestration du CO₂ associée aux phénomènes de minéralisation passive du carbone dans les résidus miniers du Projet Dumont Nickel (Abitibi-Témiscamingue, Québec, Canada). Thèse.
- 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 (2011). Static testing for waste rock and tailings, Dumont Nickel Project, Royal Nickel Corporation. Golder report for Royal Nickel Corporation. Juillet 2011. Rapport n° 10-1227-0028/2000. 26 pages et annexes.

- Golder Associates Ltd (2013). Programme de Caractérisation Géochimique des Stériles et Résidus Miniers – Projet Dumont. Rapport réalisé pour Royal Nickel Corporation. Juin 2013. Rapport n° 10-1227-0028/2000. 1337 pp.
- Golder Associates Ltd (2013b). Solute Transport Modelling of Tailings Storage Facility, RNC Dumont Project, Québec, 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, Québec, 85 pp.
- Hui, K. et Holmes, T. (2012). RNC, Dumont Project, Flow Property Test Results for Nickel Ore.
- Kandji, El Hadji Babacar (2017) Thèse. Prédiction du comportement géochimique de rejets miniers séquestreurs de carbone : cas du projet Dumont.
- Klein, F. et Bach, W. (2008). Fe-Ni-Co-O-S Phase Relations in Peridotite-Seawater Interactions, Journal of Petrology, vol. 50, pp. 37-59.
- Lewis, W.J. and San Martin, A.J., (2008). NI 43-101 Technical Report 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 Mineral Resource Estimate for the Dumont Property Launay and Trécesson Townships, Quebec, Canada, 347 pp.
- Lewis, W.J. (2007). NI 43-101 Technical Report on the Dumont Property, Launay and Trécesson Townships, Quebec, Canada, 92 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 and Coppola, F. (2008). Dumont Nickel Mining Project near Launay, Abitibi-Témiscamingue : Environmental Baseline Study, Rapport réalisé 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 des Affaires municipales et Habitation (MAMH) 2019. Répertoire des municipalités, Région administrative Abitibi-Témiscamingue, MRC Abitibi. En ligne : [\[https://www.mamh.gouv.qc.ca/recherche-avancee/fiche/mrc/880/\]](https://www.mamh.gouv.qc.ca/recherche-avancee/fiche/mrc/880/) Consulté le 28 février 2019
- 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 Sulphide Deposits : Oxford, Oxford University Press, 196 p.
- 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 Gabbro-norite 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.
- OUTOTEC (2019) Dewatering Testwork : Rougher Ni Tailings and Slimes Ni Tailings
- 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.
- RNC (2015). Projet nickélifère Dumont. Plan de compensation des pertes de milieux humides. Février 2015. Version 1.3. 102 pages.
- RNC (2015). Projet nickélifère Dumont. Plan compensatoire pour contrebalancer les pertes d'habitat du poisson et des dommages sérieux aux poissons. Octobre 2016. 75 pages.

- Royal Nickel Corporation (2103). Observations de la Vitesse de Réaction de la Carbonatation des rejets miniers de la propriété Dumont. 2013.
- RWDI, 2013. Mine tailings study - Final report. Royal Nickel Corporation. RWDI # 1302313-REV2. September 24, 2013.
- SANEXEN. Évaluation des risques toxicologiques à la santé humaine posés par la dispersion atmosphérique de chrysotile - projet d'exploitation minière Dumont (Launay, Québec). Document présenté à royal nickel corporation. Janvier 2014. N° de référence : ra13-112-1.
- SGS Canada Inc. An Investigation into A 300t Flotation Pilot Plant on a Bulk Sample from the Dumont Deposit. Projet SGS n° 15248-001, 10 novembre 2016.
- SRK Consulting (Canada) Inc. (2011). Geotechnical and Hydrological Data in Support of the Dumont Prefeasibility Study. Rapport réalisé pour Royal Nickel Corporation, projet SRK n° 2CR012.001, décembre.
- SRK Consulting (Canada) Inc. (2013). Dumont Feasibility Study Geotechnical Investigation of the Overburden. Rapport réalisé pour Royal Nickel Corporation, projet SRK n° 2CR012.003, juillet.
- Statistiques Canada. 2016. Profil communautaire disponible en ligne [<https://www12.statcan.gc.ca/census-recensement/2016/dp-pd/prof/index.cfm?Lang=F>]
- Transfert Environnement (2011). Projet nickélifère Dumont – Information et consultation sur l'étude de pré faisabilité – Rapport des démarches. Rapport réalisé pour Royal Nickel Corporation. Juillet 2011. 24 pages et annexes.
- Transfert Environnement (2013). Projet Dumont – Consultation sur l'étude de sur l'étude d'impact environnemental et social – Rapport des démarches – Phase II. Rapport réalisé pour Royal Nickel Corporation. Février 2013. 69 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 réalisé pour Royal Nickel Corporation. 13 p.
- Warren, G., (2010). Geo-Metallurgical Modelling of the Dumont Project. Un memorandum technique interne préparé par Golder Associates pour Royal Nickel. 143 pp.
- WSP (2014). Projet Dumont. Royal Nickel Corporation. Suivi de la qualité de l'eau de surface. État de référence. Rapport de WSP Canada Inc. réalisé pour Royal Nickel Corporation. 11 pages et annexes.
- WSP Canada inc. (2015). Inventaire de trois espèces d'oiseaux à statut particulier, Projet Dumont. Rapport réalisé pour Royal Nickel Corporation, 15 pages et annexes.
- WSP (2015). Inventaire de couleuvres, Projet Dumont. Rapport réalisé pour Royal Nickel Corporation. 9 pages et annexes.
- WSP (2019a). Projet minier Dumont - Mise à jour du NI 43-101 - Modélisation de la dispersion atmosphérique. Avis technique daté du 6 juin 2019. Projet 181-15898-00. 4 pages.
- WSP (2019b) Projet minier Dumont - Comparaison entre les intrants de la modélisation de la propagation sonore en 2014 et les intrants de la mise à jour du projet en 2019. Avis technique daté du 7 juin 2019. Projet 181-015898-00. 8 pages.

