

**UQAC**

Université du Québec  
à Chicoutimi

UNIVERSITÉ DU QUÉBEC À CHICOUTIMI  
DÉPARTEMENT DES SCIENCES APPLIQUÉES : UNITÉ D'ENSEIGNEMENT EN  
SCIENCES DE LA TERRE

DOMAINES GÉOMÉTALLURGIQUES DANS UN GISEMENT AURIFÈRE : LE CAS  
DU DÉPÔT WHALE TAIL, PROJET AMARUQ, NUNAVUT

PAR FLORIANE GUILLEVIC

MÉMOIRE PRÉSENTÉ À L'UNIVERSITÉ DU QUÉBEC À CHICOUTIMI COMME  
EXIGENCE PARTIELLE DE LA MAÎTRISE EN GÉOLOGIE ET GÉNIE GÉOLOGIQUE

Québec, Canada

# RÉSUMÉ

Le paradigme minier actuel oblige les compagnies minières à traiter des minerais de nature de plus en plus complexe. Généralement, la caractérisation de la distribution de l'or dans un gisement aurifère est la responsabilité des géologues alors que, par la suite, les métallurgistes s'attachent à documenter les caractéristiques physiques et chimiques des roches afin d'optimiser la récupération aurifère et les géochimistes environnementaux évaluent le drainage minier acide et la présence de contaminants. Pourtant, une évaluation précoce des risques en traitement de minerais donnerait un avantage concurrentiel à une compagnie minière. Ce besoin est aujourd'hui comblé par le domaine émergent de la géométtallurgie, qui correspond à l'intégration de différentes disciplines géoscientifiques dans le but de relier récupération minérale et impacts environnementaux aux caractéristiques minéralogiques du minerai. L'exploitation du gisement est alors optimisée par la délimitation de domaines géométtallurgiques, qui sont des zones définies par un assemblage minéralogique unique associé à une réponse métallurgique et/ou environnementale particulière.

Ce projet de maîtrise vise à développer une méthode, appliquée au dépôt de Whale Tail, projet Amaruq des Mines Agnico Eagle, permettant de définir des domaines géométtallurgiques à partir des données acquises pendant la phase d'exploration d'un projet minier. Le gisement de Whale Tail se situe dans la région du Kivalliq au Nunavut, situé dans les roches néo-archéennes du Groupe du *Woodburn Lake*, au sein du domaine de Rae, dans la province canadienne du Churchill. Les zones minéralisées sont encaissées dans une séquence volcano-sédimentaire composée de grauwackes, de cherts et de formations de fer, où l'or est principalement associé à des sulfures de fer et d'arsenic. Ces assemblages complexes entraînent de nouveaux défis métallurgiques et environnementaux pour les Mines Agnico Eagle. Ainsi, les principaux objectifs de la maîtrise sont de réaliser une caractérisation pétrographique et métallographique complète du dépôt Whale Tail ; et de corréler les données d'exploration aux données métallurgiques et environnementales.

Les observations macroscopiques et microscopiques, ainsi que des mini-tests géométtallurgiques et géoenvironnementaux, ont permis d'identifier les données de l'exploration, utilisées comme *proxy*, qui aideront à la création de domaines géométtallurgiques et géoenvironnementaux. Le domaine de basse récupération aurifère (environ 80 % de récupération aurifère) correspond au minerai riche en pyrrhotite semi-massive. Plusieurs domaines dont les roches lixivient des quantités différentes d'arsenic contiennent des proportions différentes de gersdorffite, qui est le principal minéral responsable de relargage d'arsenic dans l'environnement. Aussi, ce projet propose une nouvelle méthode de définition de domaines dans un gisement. Cette méthode s'échelonne en cinq étapes : 1) identification des paramètres critiques (récupération aurifère et pollution à l'arsenic), 2) sélection des échantillons représentatifs de la diversité minéralogique du gisement, 3) identification des minéraux porteurs d'or et d'arsenic 4) réalisation de mini-tests géométtallurgiques et géoenvironnementaux et 5) corrélation des données minéralogiques aux résultats des tests pour définir des domaines identifiables à partir des données de l'exploration. Cette méthode pourra être appliquée à d'autres gisements aurifères, dès la phase d'exploration.

**Mots clés** : Géométtallurgie, gisement aurifère, récupération aurifère, lixiviation en arsenic, potentiel de génération d'acide, mini-tests, domaines géométtallurgiques

# TABLE DES MATIÈRES

TABLE DES MATIÈRES .....	4
Liste des figures .....	6
Liste des tableaux.....	11
Acronymes .....	13
REMERCIEMENTS.....	14
1 CHAPITRE PREMIER : INTRODUCTION .....	16
1.1 Problématique générale .....	16
1.2 Problématique spécifique .....	25
1.3 Objectifs .....	36
2 CHAPITRE SECOND : MÉTHODOLOGIE.....	37
2.1 Données disponibles à l'issue de la phase d'exploration .....	37
2.2 Sélection des échantillons .....	42
2.3 Campagne d'échantillonnage .....	51
2.4 Caractérisation minéralogique .....	51
2.5 Tests en laboratoire (« mini-tests »).....	58
2.6 Corrélation et calcul minéralogique .....	68
2.7 Résumé de la méthodologie .....	69
3 CHAPITRE TROISIÈME : ÉTUDE MINÉRALOGIQUE.....	70
3.1 Observations macroscopiques.....	70
3.2 Pétrographie .....	76
3.3 Conclusion.....	93
4 QUATRIÈME CHAPITRE : MICROANALYSES DES PRINCIPAUX MINÉRAUX D'INTÉRÊT.....	95
4.1 Sulfures de fer .....	95
4.2 Sulfarséniures et arséniures.....	98
4.3 Or et tellures associés.....	104
4.4 Oxydes de fer .....	104
4.5 Carbonates.....	106
4.6 Conclusion.....	108

5 CINQUIÈME CHAPITRE : TESTS GÉOMÉTALLURGIQUES ET GÉOENVIRONNEMENTAUX .....	109
5.1 Résultats des tests géométallurgiques .....	109
5.2 Résultats des tests géoenvironnementaux .....	119
5.3 Conclusions sur les mini-tests .....	138
6 SIXIÈME CHAPITRE : CORRÉLATION ENTRE LES DONNÉES DE L'EXPLORATION ET LES PARAMÈTRES TESTÉS .....	141
6.1 Minéralogie calculée .....	141
6.2 Minéralogie et récupération aurifère .....	144
6.3 Minéralogie et lixiviation en arsenic .....	151
6.4 Minéralogie et potentiel de génération d'acide .....	156
6.5 Conclusions sur les domaines géométallurgiques et géoenvironnementaux .....	161
7 SEPTIÈME CHAPITRE : DISCUSSION .....	167
CONCLUSIONS .....	174
BIBLIOGRAPHIE .....	177
ANNEXES .....	183
ANNEXE 1 : Limites de détection pour analyse multi-éléments .....	184
ANNEXE 2 : Schéma de l'usine de traitement modifié, avec ajout de la concentration gravimétrique continue et du rebroyage .....	185
ANNEXE 3 : Description macroscopique et microscopique des échantillons .....	186
ANNEXE 4 : Limites de détection au LA-ICP-MS .....	191
ANNEXE 5 : Matériels supplémentaires .....	192

## Liste des figures

Figure 1-1 : Les différentes voies du traitement de l'or .....	24
Figure 1-2 : Classification de l'or par sa forme et ses différents porteurs .....	24
Figure 1-3 : Carte de localisation des projets des Mines Agnico Eagle au Nunavut .....	33
Figure 1-4 : Géologie simplifiée de l'ouest de la province du Churchill comprenant les domaines de Rae et de Hearne. ....	34
Figure 1-5 : Modèle géologique conceptuel du secteur de Whale Tail. ....	35
Figure 2-1 : Zones minéralisées et échantillons sélectionnés au sein de la fosse à ciel ouvert du gisement Whale Tail (WT) .....	46
Figure 2-2 : Distribution de la lithologie dans la zone nord-ouest de Whale Tail à partir des intervalles des trous de forages .....	46
Figure 2-3 : Exemple de la répartition spatiale d'une partie des échantillons sélectionnés	47
Figure 2-2 : Schéma bilan de la méthodologie .....	69
Figure 3-1 : Échantillons de demi-carotte de formations de fer silicatées (C) ou des sulfures (A, B et D) .....	73
Figure 3-2 : Échantillons de demi-carotte de komatiites altérées (V4A) .....	74
Figure 3-3 : Échantillons de komatiites altérées/formation de fer montrant une texture différente du faciès classique .....	75
Figure 3-4 : Descriptif de la pyrrhotite disséminée .....	83
Figure 3-5 : Descriptif de la pyrrhotite en stringer .....	83
Figure 3-6 : Descriptif de la pyrrhotite semi-massive .....	84
Figure 3-7 : Micrographies en microscopie optique en lumière réfléchie et en lumière transmise des formations de fer (1).....	85
Figure 3-8 : Micrographies en microscopie optique en lumière réfléchie et en lumière transmise des formations de fer .....	86
Figure 3-9 : Micrographies en microscopie optique en lumière réfléchie de la distribution de l'or dans la zone Wta2 .....	87
Figure 3-10 : Micrographies en microscopie optique en lumière réfléchie de la distribution de l'or dans la zone Wta1 .....	88
Figure 3-11 : Micrographies en microscopie optique en lumière réfléchie de la distribution de l'or dans la zone Wtb .....	88
Figure 3-12 : Micrographies en microscopie optique en lumière réfléchie des formations de fer .....	89
Figure 3-13 : Micrographies en microscopie optique en lumière réfléchie des associations arsénopyrite-löllingite .....	90

Figure 3-14 : Micrographies en microscopie optique en en lumière transmise et en lumière réfléchie des komatiites : .....	91
Figure 3-15 : Micrographies en microscopie optique en lumière réfléchie des oxydes de fer des komatiites .....	92
Figure 4-1 : Spectre d'arsénopyrite obtenu par LA-ICP-MS avec plusieurs micro-inclusions de grain d'or.....	102
Figure 4-2 : Composition de la gersdorffite analysée par microsonde dans le diagramme ternaire NiAsS-CoAsS-FeAsS en fonction de la lithologie de l'échantillon.....	102
Figure 4-3 : Composition de la gersdorffite analysée par microsonde dans le diagramme ternaire NiAsS-CoAsS-FeAsS en fonction de la zone minéralisée de l'échantillon .....	103
Figure 4-4 : Spectre de gersdorffite obtenu par LA-ICP-MS avec une micro-inclusion de grain d'or.....	103
Figure 4-5 : Composition des différents oxydes de fer dans le système Fe-Al-Cr (microsonde) .....	107
Figure 4-6 : Composition des différents carbonates dans le système (Fe+Mn)-Ca-Mg (microsonde) .....	107
Figure 5-1 : Diagramme binaire du pourcentage de récupération aurifère (%) vs la teneur en or recalculée de l'échantillon à partir de l'analyse du digitube (g/t, échelle logarithmique) .....	115
Figure 5-2 : Boîtes à moustaches du pourcentage de récupération aurifère pour les lithologies principales.....	115
Figure 5-3 : Boîtes à moustaches du pourcentage de récupération aurifère en fonction des zones minéralisées de haute teneur (Wta2, Wta1 et Wtb) et de basse teneur (LG).....	115
Figure 5-4 : Diagramme binaire du pourcentage récupération aurifère vs la récupération aurifère des dix tests en duplicatas .....	116
Figure 5-5 : Diagramme binaire de la teneur en or de l'échantillon de l'analyse multi-éléments de type roche-totale vs la teneur en or recalculée de l'échantillon à partir de l'analyse du digitube ( $R^2=0.94$ ).....	116
Figure 5-6 : Diagramme binaire de la teneur en or de l'échantillon de l'analyse multi-éléments de type roche-totale vs la teneur en or recalculée de l'échantillon à partir de l'analyse du digitube (échelle logarithmique) .....	116
Figure 5-7 : Diagramme binaire de la récupération aurifère (%) vs la teneur en or recalculée de l'échantillon à partir de l'analyse du digitube (g/t, échelle logarithmique) en fonction de la teneur en or du rejet solide.....	117
Figure 5-8 : Diagramme binaire de la récupération aurifère (%) vs de la teneur en or de l'échantillon (g/t, échelle logarithmique) en fonction de la lithologie de l'échantillon .....	117
Figure 5-9 : Diagramme binaire de la récupération aurifère (%) vs de la teneur en or de l'échantillon (g/t, échelle logarithmique) qui montre deux groupes de récupération .....	117

Figure 5-10 : Boîtes à moustache de la teneur en O <sub>2</sub> dissout final, après la réaction de cyanuration pour les lithologies principales .....	118
Figure 5-11 : Diagramme binaire de la quantité d'O <sub>2</sub> dissout initiale vs la quantité d'O <sub>2</sub> dissout finale pour les lithologies principales.....	118
Figure 5-12 : Boîtes à moustache de la quantité de cyanure libre en fin de réaction de cyanuration (en mg/L de CN <sup>-</sup> libre) pour les lithologies principales.....	118
Figure 5-13 : Boîte à moustache de la teneur en carbone obtenue par LECO (%) pour les différentes lithologies .....	128
Figure 5-14 : Boîtes à moustache de la teneur en soufre obtenue par LECO (%) pour les différentes lithologies .....	128
Figure 5-15 : Diagramme binaire de la teneur en soufre des analyses multi-éléments (%) vs la teneur en soufre obtenue par LECO (%).....	128
Figure 5-16 : Diagramme binaire du potentiel d'acidité (PA) vs le potentiel de neutralisation (PN) en fonction des différents lithologies (PAG = <i>Potentially Acid Generating</i> ; non-PAG = <i>non-Potentially Acid Generating</i> ) .....	129
Figure 5-17 : Diagramme binaire de la valeur du NPR vs la teneur en soufre pour les différentes lithologies .....	129
Figure 5-18 : Diagramme binaire de la valeur du NPR vs la teneur en carbone pour les différentes lithologies .....	129
Figure 5-19 : Boîtes à moustache de la concentration en aluminium, cuivre, fer et plomb lixivié après le test SFE (concentration mensuelle limite autorisée pour Al : 0,5 mg/L ; Cu : 0,1 mg/L ; Fe : 1 mg/L ; Pb : 0.05 mg/L) .....	130
Figure 5-20 : Boîtes à moustache de la concentration en nickel lixivié après le test SFE (concentration mensuelle limite autorisée pour Ni : 0,25 mg/L).....	131
Figure 5-21 : Diagramme binaire de la teneur en nickel de l'échantillon (ppm) vs la concentration en nickel lixivié après le test de SFE (mg/L).....	131
Figure 5-22 : Boîtes à moustache de la concentration en chrome lixivié après le test SFE (concentration mensuelle limite autorisée pour Cr : 0,02 mg/L).....	132
Figure 5-23 : Diagramme binaire de la teneur en chrome de l'échantillon (ppm) vs la concentration en chrome lixivié après le test de SFE (mg/L).....	132
Figure 5-24 : Diagramme binaire de la teneur en chrome de l'échantillon (ppm) vs la concentration en chrome lixivié après le test de SFE (mg/L) pour les différentes zones minéralisées .....	132
Figure 5-25 : Boîtes à moustache de la concentration en arsenic lixivié après le test SFE (concentration mensuelle limite autorisée pour As : 0,1 mg/L) .....	133
Figure 5-26 : Diagramme binaire de la teneur en arsenic de l'échantillon (ppm) vs la concentration en arsenic lixivié après le test de SFE (mg/L) .....	133



Figure 5-27 : Diagramme binaire de la teneur en arsenic de l'échantillon (ppm) vs la concentration en arsenic lixivié après le test de SFE (mg/L) en fonction des zones minéralisées .....	133
Figure 5-28 : Diagramme binaire de la concentration en Ni lixivié vs la concentration en As lixivié pour les échantillons de komatiites (V4A) d'après les résultats du test SFE .....	134
Figure 5-29 : Boîtes à moustache de la concentration en arsenic lixivié après le test SFE et le test SPLP pour les échantillons de roche stérile (concentration mensuelle limite autorisée pour As : 0,1 mg/L).....	134
Figure 5-30 : Boîtes à moustache de la concentration en aluminium, cuivre, fer et plomb lixivié après le test SPLP (concentration mensuelle limite autorisée pour Al : 0,5 mg/L ; Cu : 0,1 mg/L ; Fe : 1 mg/L ; Pb : 0.05 mg/L ; Cr : 0.02 mg/L).....	135
Figure 5-31 : Boîtes à moustache de la concentration en nickel lixivié après le test SPLP (concentration mensuelle limite autorisée pour Ni : 0,25 mg/L).....	136
Figure 5-32 : Diagramme binaire de la teneur en nickel de l'échantillon (ppm) vs la concentration en nickel lixivié après le test de SPLP (mg/L).....	136
Figure 5-33 : Boîtes à moustache de la concentration en arsenic lixivié après le test SPLP (concentration mensuelle limite autorisée pour As : 0,1 mg/L) .....	137
Figure 5-34 : Diagramme binaire de la teneur en arsenic de l'échantillon (ppm) vs la concentration en arsenic lixivié après le test de SPLP (mg/L).....	137
Figure 5-35 : Diagramme binaire de la concentration en arsenic lixivié d'après le test SFE en fonction de la teneur en arsenic d'après le test SPLP .....	140
Figure 6-1 : Graphique résumant le calcul minéralogique réalisé à partir des analyses multi-éléments .....	144
Figure 6-2 : Diagramme binaire de la récupération aurifère (%) vs teneur en or recalculée de l'échantillon (g/t) en fonction des observations macroscopiques basées sur la texture de la pyrrhotite.....	147
Figure 6-3 : Diagramme binaire de la récupération aurifère (%) vs teneur en or recalculée de l'échantillon (g/t) présentant les groupes de récupération aurifère .....	147
Figure 6-4 : Diagramme binaire de la récupération aurifère (%) vs teneur en or recalculée de l'échantillon (g/t) en fonction de la concentration en arsenic lixivié après le test de SFE (mg/L) .....	148
Figure 6-5 : Diagramme binaire de la récupération aurifère (%) vs teneur en or recalculée de l'échantillon (g/t) en fonction du pourcentage de pyrrhotite normative.....	148
Figure 6-6 : Diagramme binaire du pourcentage de pyrrhotite normative vs la teneur en or en fonction du pourcentage de récupération aurifère du test de micro-cyanuration .....	149
Figure 6-7 : Récupération aurifère en fonction du pourcentage de pyrrhotite normative ..	149
Figure 6-8 : Récupération aurifère en fonction du pourcentage de « arsénopyrite+gersdorffite » normative.....	150

Figure 6-9 : Diagramme binaire du pourcentage de gersdorffite normative (%) vs la concentration en arsenic lixivié après le test de SFE (mg/L) .....	154
Figure 6-10 : Diagramme binaire du pourcentage équivalent de « gersdorffite+arsénopyrite » vs la concentration en arsenic lixivié après le test de SFE (mg/L) .....	154
Figure 6-11 : Diagramme binaire de la teneur en arsenic de l'échantillon (ppm) vs la concentration en arsenic lixivié après le test de SFE (mg/L) .....	155
Figure 6-12 : Diagramme binaire de la teneur en arsenic de l'échantillon (ppm) vs la concentration en arsenic lixivié après le test de SFE (mg/L) en fonction du pourcentage de pyrrhotite calculé .....	155
Figure 6-13 : Diagramme binaire NPR en fonction du NAG pH égal à 5 en fonction de la lithologie de l'échantillon .....	158
Figure 6-14 : : Diagramme binaire NPR en fonction du NAG pH égal à 7 en fonction de la lithologie de l'échantillon .....	158
Figure 6-15 : Diagramme binaire NPR en fonction du NAG en fonction de la lithologie de l'échantillon .....	159
Figure 6-16 : Diagramme binaire NPR en fonction du NAG en fonction de la quantité de pyrrhotite calculée.....	159
Figure 6-17 : Diagramme binaire NPR en fonction du pourcentage de carbone en fonction de la lithologie de l'échantillon .....	160
Figure 6-18 : Vu en section de la partie nord du gisement de Whale Tail présentant les différents domaines de lixiviation en arsenic .....	166
Figure 7-1 : Nombre d'échantillons de variabilité possible.....	168

## Liste des tableaux

Tableau 1-1 : Problèmes minéralogiques affectant le traitement de minerai aurifère (traduit de Zhou et Gu 2016) .....	19
Tableau 1-2 : Limites autorisées des substances délétères des effluents <sup>1</sup> miniers (Ministère de l’environnement, 2002).....	21
Tableau 1-3 : Minéraux présents à Amaruq et problèmes métallurgiques et environnementaux associés.....	28
Tableau 1-4 : Teneur moyenne en or des différents zones minéralisées de la zone d’étude (Paquin Bilodeau et al. 2018) .....	32
Tableau 2-1 : Données disponibles dans la base de données de forage du projet Amaruq ..	38
Tableau 2-2 : Données externes à la base de données de forage pour le projet Amaruq.....	41
Tableau 2-3 : Intervalles des teneurs en or pour WT_HG.....	48
Tableau 2-4 : Intervalles des teneurs en soufre pour WT_HG .....	48
Tableau 2-5 : Intervalles des teneurs en arsenic pour WT_HG.....	48
Tableau 2-6 : Intervalles des teneurs en or pour WT_LG .....	48
Tableau 2-7 : Intervalles des teneurs en soufre pour WT_LG.....	48
Tableau 2-8 : Intervalles des teneurs en arsenic pour WT_LG .....	48
Tableau 2-9 : Statistiques de la zone d’étude pour Au, As, S, Fe et Ni à partir des 3000 analyses multi-éléments de la zone d’étude.....	49
Tableau 2-10 : Statistiques Au, As, S, Fe et Ni pour la sélection géométallurgique (n=113) à partir des analyses multi-éléments.....	50
Tableau 2-11 : Lames minces polies pour analyses au MEB .....	53
Tableau 2-12 : Lames minces polies pour analyses à la microsonde .....	55
Tableau 2-13 : Lames minces polies pour analyses au LA-ICP-MS.....	57
Tableau 2-14 : Concentrations limites maximales des effluents miniers pour le gisement de Whale Tail (projet de licence A Whale Tail).....	68
Tableau 4-1 : Analyses chimiques des grains de pyrrhotite .....	96
Tableau 4-2 : Analyses chimiques des grains d’arsénopyrite.....	97
Tableau 4-3 : Analyses chimiques de la pentlandite-violarite.....	98
Tableau 4-4 : Analyses chimiques des grains de gersdorffite .....	100
Tableau 4-5 : Analyses chimiques des grains de nickéline .....	101
Tableau 4-6 : Analyses chimiques des grains de löllingite.....	101
Tableau 4-7 : Analyses chimiques des grains d’or .....	104
Tableau 5-1 : Concentrations moyenne et médiane du nickel pour les principales lithologies après le test SFE.....	122
Tableau 5-2 : Concentrations moyenne et médiane du chrome pour les principales lithologies après le test SFE.....	123
Tableau 5-3 : Concentrations moyenne et médiane de l’arsenic pour les principales lithologies après le test SFE.....	123
Tableau 5-4 : Concentrations moyenne et médiane de l’arsenic et du chrome pour les échantillons de roche stérile après le test SFE.....	125

Tableau 5-5 : Concentrations moyenne et médiane du nickel pour les échantillons des zones minéralisées après le test SPLP .....	126
Tableau 5-6 : Concentrations moyenne et médiane de l'arsenic pour les principales lithologies après le test SPLP.....	127
Tableau 5-7 : Concentrations moyenne et médiane de l'arsenic pour les échantillons de roche stérile après le test SPLP.....	127
Tableau 6-1 : Domaines géométallurgiques de récupération aurifère pour la zone étudiée .....	163
Tableau 6-2 : Domaines géoenvironnementaux basés sur la lixiviation en arsenic .....	165
Tableau 7-1 : Résumé de la méthodologie.....	173

## **Acronymes**

Apy : arsénopyrite

Gers : gersdorffite

HF : Hertz Frequency

l.d.d : limite de détection

NWB: Nunavut Water Board

P80 : diamètre correspondant à 80% des particules passantes

Po : pyrrhotite

Py : pyrite

Wta1, Wta2 et Wtb : différentes zones minéralisées à haute teneur en or, qui se situent dans la partie nord de la fosse à ciel ouvert du gisement Whale Tail

WT\_HG : *Whale Tail High Grade Zone*

WT\_LG : *Whale Tail Low Grade Zone*

## **REMERCIEMENTS**

Premièrement, je tiens à remercier ma directrice de recherche, Lucie Mathieu, professeure à l'UQAC d'avoir accepté de m'encadrer sur ce projet de maîtrise, et surtout de m'avoir accompagné au cours de ces presque deux années. Sa disponibilité, sa gentillesse et sa rigueur de travail me serviront de modèle à l'avenir !

Ensuite un grand merci à Marjorie Simard, co-directrice de recherche et géologue sénior chez Les Mines Agnico Eagle. Elle a su me former et m'épauler sur les différents logiciels utilisés pour le projet et me recentrer sur le sujet lorsque j'étais un peu perdue. Un autre grand merci à Aurélie Chopard, spécialiste minéralogie et géochimie, pour son aide si précieuse et qui a su me transmettre son savoir sur l'environnement minier et la géochimie environnementale et ainsi valider mon choix de parcours académique !

Je tiens à remercier bien sûr toute l'équipe du Centre de Support et Développement (CSD) des Mines Agnico Eagle (Rouyn-Noranda, Canada). En premier lieu, mes remerciements vont à David Paquin Bilodeau, surintendant en géologie, qui m'a lancé sur le projet de géométallurgie à Amaruq. Je souhaite aussi remercier l'équipe du laboratoire des Services Techniques pour la réalisation des tests et leur aide au projet, merci à Richard, Geneviève et Jean-Daniel. Et puis je remercie toute l'équipe de géologie et métallurgie avec qui j'ai pu être amené à échanger et surtout pour leur accueil et leur extrême sympathie ! Merci à Dany, Christopher, Hortense, Marie-France, Francis, Julie-Anne, Geneviève, Samantha, Raphaël,

Jacques, Yanick, Yan, Mathieu, Yohan et Idrissa ! Ils ont fait de mon expérience chez Agnico Eagle, une expérience aussi bien riche humainement que professionnellement.

Enfin, je remercie l'organisme MITACS pour le financement en partie de ce projet, qui sans leur appui et celui des Mines Agnico Eagle n'aurait pu se faire.

Et finalement à mes camarades d'université, sans qui la maîtrise recherche aurait été bien moins cool, et avec qui j'ai pu boire beaucoup trop de café, manger beaucoup trop de cookies tout en me plaignant allègrement lorsque les machines ne fonctionnaient plus ! On a su, je pense se soutenir les uns les autres dans ces deux années, voire trois années à l'UQAC. Merci à Adrien, Baptiste, Julien, Laura, Mathieu, Marie, Quentin, Valentine et Youssouf !

# CHAPITRE PREMIER : INTRODUCTION

## 1.1 Problématique générale

Au cours de la décennie 2000-2010, plusieurs compagnies minières ont amélioré la récupération aurifère des gisements à basse teneur et gros volume, ce qui leur a permis de réévaluer des gisements historiques de basses teneurs (Wilburn et Karl 2016). Le perfectionnement des techniques de traitement du minerai et l'augmentation du prix de l'or ont aussi permis la mise en production de gisements avec des teneurs en or inférieures à 1 g/t (Goldfarb et al. 2005; Giurco et al. 2010). La mine Canadian Malartic (Québec, Canada) illustre cette réalité, avec des ressources estimées à 314.2 Mt pour une teneur moyenne de 1.07 g/t, représentant 10,8 Moz d'or (Gervais et al. 2014). Parallèlement, les compagnies productrices d'or doivent assurer une production annuelle continue, dans une perspective d'accroissement des ressources en or au cours des années pour faire face à une demande toujours grandissante et/ou pour répondre à des problématiques particulières. Par exemple, l'usine de Meadowbank, détenue par les Mines Agnico Eagle, a été construite pour exploiter les gisements Goose, Portage et Vault. L'épuisement des ressources d'ici 2019 (Mines Agnico Eagle, 2018) oblige la compagnie à explorer aux alentours afin de mettre en exploitation des gisements situés à proximité de l'usine. L'enjeu est alors de savoir rapidement si les gisements récemment découverts seront exploitables, si l'usine disponible devra faire l'objet de modifications, et d'obtenir cette information aussi tôt que possible, dès la phase d'exploration. Les dépôts aurifères détenus par la compagnie Agnico Eagle au

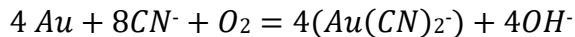


Nunavut, sont principalement des gisements d'or orogéniques encaissés dans les formations de fer présentant une géométrie et une minéralogie complexe.

### **1.1.1 La métallurgie aurifère**

Face à la complexité des gisements mis en production récemment, comme par exemple à la mine Kittila (Finlande), propriété d'Agnico Eagle Mines, où l'or est encapsulé dans l'arsénopyrite et la pyrite, apparaissent de nouveaux défis métallurgiques, obligeant les compagnies minières à mieux modéliser la distribution de l'or mais aussi celle des autres substances, comme les sulfures porteurs d'or. Bien que d'autres classifications plus étendues existent (Figure 1-1 et Figure 1-2, La Brooy et al. 1994 ; Zhou et al. 2004; Marsden et House 2006), les minerais aurifères peuvent être classés en deux familles principales (Zhou et Gu 2016): 1) les minerais non réfractaires ou *free milling* traités par concassage, ou broyage, puis par une lixiviation au cyanure classique de 20-30 heures et présentant une récupération aurifère supérieure à 90% ( $P_{80} < 75\mu\text{m}$  ; La Brooy et al. 1994) et 2) les minerais réfractaires, qui présentent une récupération aurifère faible (<90%) ou acceptable grâce à l'ajout de réactifs ou d'utilisation pré-traitement (Zhou et al. 2004).

Les minerais aurifères sont généralement traités par une combinaison de plusieurs procédés tels que la séparation gravitaire, la flottation ou la cyanuration (Petruk 2000; Zhou et Gu 2016). Une phase de préparation du minerai par concassage et broyage permet de réduire la taille des grains à une taille inframillimétrique. Par exemple, à l'usine de Meadowbank, le minerai sort après concassage à  $P_{80}$  entre 25 et 38 mm puis après broyage à  $P_{80}$  entre 60 à 85  $\mu\text{m}$  (Ruel et al. 2012). L'or ainsi libéré et dissocié des minéraux de la gangue est soumis à une lixiviation au cyanure. L'équation de la réaction de cyanuration est la suivante :



Le complexe d'aurocyanure est récupéré par un mécanisme d'adsorption sur charbon (e.g. *Carbon In Leach (CIL)* ou *Carbon-In-Pulp (CIP)*), qui consiste à récupérer les complexes de cyanures d'or par l'utilisation de charbon actif. L'or est ensuite récupéré par électrolyse avant d'être coulé en barres. Une étape de pré-concentration gravitaire ou par flottation du minerai est souvent utilisée avant l'étape de cyanuration, par exemple lorsque l'or n'est pas suffisamment libéré par le broyage (La Brooy et al. 1994).

Il existe, six facteurs minéralogiques majeurs qui impactent la récupération de l'or à partir de minerais réfractaires : 1) la taille de l'or au sein des minéraux ; 2) les alliages de l'or (par ex. la quantité d'argent associée à l'or) ; 3) la nature des minéraux de la gangue ; 4) le revêtement et enrobage de l'or (formation par oxydation, dissolution ou précipitation d'oxydes ou d'hydroxydes de fer) ; 5) la présence de minéraux consommateurs de réactifs ; et 6) la quantité d'or submicroscopique des minéraux, appelé aussi « invisible », c.-à-d. l'or qui reste non visible avec un microscope optique ou électronique (Zhou et al. 2004). L'arsénopyrite est le sulfure qui incorpore le plus d'or invisible dans sa structure (Cook et Chryssoulis 1990), ce qui peut rendre le minerai réfractaire au traitement métallurgique par cyanuration (Cabri et al. 1989). D'autres problèmes relatifs au contenu minéralogique sont connus et résumés dans le Tableau 1-1. Les tests métallurgiques fournissent des indices sur la distribution de l'or au sein du minerai et donnent ainsi un aperçu de la quantité d'or qui est récupérable. Cette phase de test constitue une étape cruciale à l'élaboration d'un schéma de procédé de traitement du minerai, puisqu'elle permet de concevoir un traitement adapté à chaque type de minerai. En résumé, l'élaboration du procédé de traitement du minerai est une phase qui

suit la phase d'exploration. L'enjeu est de proposer une méthode qui permette de lier les deux phases, dès le début d'un projet minier, afin de permettre à une compagnie d'estimer précocement la rentabilité potentielle d'un projet et de limiter son impact environnemental.

Tableau 1-1 : Problèmes minéralogiques affectant le traitement de minerai aurifère (traduit de Zhou et Gu 2016)

Problèmes minéralogiques	Processus affectés
Libération/Encapsulation ( <i>Locking</i> )	Gravité, flottation et lixiviation
Taille des grains	Gravité, flottation et lixiviation
Association de minéraux	Gravité, flottation et lixiviation
Chimie de la surface	Gravité, flottation et lixiviation
Revêtement/Enrobage	Gravité, flottation et lixiviation
Cinétique de dissolution	Lixiviation
Consommation de cyanure et d'oxygène (minéral secondaire de cuivre, pyrrhotite)	Lixiviation
Réfractarité (or « invisible »)	Gravité et lixiviation
« Vol de solution » ( <i>Preg-robbing</i> , matière carbonée, oxydes de fer, etc.)	Lixiviation
Minéraux délétères, qui contiennent des éléments toxiques (As, Hg, Se, Sb, Te, etc.)	Flottation, lixiviation, purification des solutions et stockage des résidus
Minéraux de la gangue (argiles, minéraux générateurs d'acide, minéraux consommateurs d'acide)	Concassage*, broyage*, flottation, lixiviation, filtration*, stockage des résidus

\* Processus rajouté au tableau original

### 1.1.2 Les problématiques environnementales liées à l'exploitation minière

L'or n'est pas le seul élément chimique qui doit être considéré dans un projet minier. Sans parler des autres éléments valorisables (tels que les métaux de base), d'autres éléments chimiques, qui ne sont généralement pas récupérables, peuvent causer des problèmes environnementaux.

L'extraction minière entraîne l'exposition des roches en surface, en dehors de leurs domaines de stabilité. Déstabilisées et exposées à l'oxygène et à la météorisation, les roches enrichies en sulfures vont s'oxyder et libérer des protons  $H^+$ , qui sont responsables de l'acidification

des eaux environnantes et des sols. Ce phénomène, appelé drainage minier acide (DMA) ou drainage rocheux acide (DRA), est l'un des plus sérieux problèmes environnementaux associés à l'industrie minière (Akcil et Koldas 2006, Blowes et al. 2014). Un processus concomitant correspond à la lixiviation des métaux initialement contenus dans les sulfures (Price 2009). Par exemple, un minéral de pyrite ( $\text{FeS}_2$ ) peut contenir jusqu'à 9.6 wt. % As, 2.2 wt. % Co, 0,7 wt. % Sb, 0,3 wt. %, Au et 0,2 wt. % Ni en impuretés dans sa structure cristalline (Abratis et al. 2004). Certains des métaux et métalloïdes, une fois libérés par l'oxydation de leurs minéraux porteurs, sont des polluants qui vont être mis en solution et transportés par les rivières pour se disperser au sein des écosystèmes. Ainsi, le gouvernement canadien impose une réglementation sur la concentration limite à ne pas dépasser pour chaque type d'effluent minier (eaux de drainage superficiel, effluents de bassins de traitement, effluents d'eau de mine, effluents de dépôts de résidus miniers) pour plusieurs substances nocives (As, Cu, Pb, Ni, Zn, total des solides en suspension, cyanures totaux, Ministère de l'environnement 2002 ; Tableau 1-2). Aussi, chaque sulfure possède une cinétique d'oxydation et de dissolution unique et le type d'éléments présents en impuretés dans les sulfures varie d'un gisement à l'autre. Les assemblages minéralogiques du minerai influent sur l'importance du drainage minier acide et de la lixiviation des éléments. Les principaux sulfures responsables de ces processus sont, par ordre d'importance, la pyrite, la pyrrhotite et l'arsénoxyde (Chopard 2017). À l'opposé, les carbonates (calcite, magnétite, dolomite) et certains silicates neutralisent l'oxydation des sulfures en tamponnant le pH (INAP 2009). Ainsi une étude minéralogique détaillée peut prédire les comportements environnementaux du minerai, tout en caractérisant la distribution de l'or et des minéraux porteurs d'or.

Le potentiel polluant des minerais excavés doit donc être évalué dès les premiers stades de l'exploration afin d'estimer les problèmes éventuels de pollution et d'acidification des eaux et des sols. Ainsi, tout comme la distribution de l'or, la distribution d'autres éléments chimiques contenus dans le gisement doit être documentée pour anticiper au mieux les problèmes environnementaux.

Tableau 1-2 : Limites autorisées des substances délétères des effluents<sup>1</sup> miniers (Ministère de l'environnement, 2002)

Substance nocive	Concentration moyenne mensuelle maximale permise <sup>2</sup>	Concentration maximale permise dans un échantillon composite <sup>3</sup>	Concentration maximale permise dans un échantillon instantané <sup>4</sup>
Arsenic	0,50 mg/L	0,75 mg/L	1,00 mg/L
Cuivre	0,30 mg/L	0,45 mg/L	0,60 mg/L
Cyanure	1,00 mg/L	1,50 mg/L	2,00 mg/L
Plomb	0,20 mg/L	0,30 mg/L	0,40 mg/L
Nickel	0,50 mg/L	0,75 mg/L	1,00 mg/L
Zinc	0,50 mg/L	0,75 mg/L	1,00 mg/L
Total des solides en suspension	15,00 mg/L	22,50 mg/L	30,00 mg/L
Radium 226	0,37 Bq/L	0,74 Bq/L	1,11 Bq/L

<sup>1</sup>**effluent** : eaux d'exfiltration, eaux de drainage superficiel, effluent de bassins de traitement, effluent d'eau de mine, effluent de dépôts de résidus miniers, effluent d'installations de préparation du minerai, effluent d'installations d'hydrométallurgie, effluent d'installations de traitement à l'exclusion de l'effluent d'installations de traitement d'eaux résiduaires — qui contient une substance nocive

<sup>2</sup>**concentration moyenne mensuelle** : la valeur moyenne des concentrations mesurées dans les échantillons composites ou instantanés prélevés de chaque point de rejet final chaque mois où il y a rejet de substances nocives.

<sup>3</sup>**échantillon composite** :

a) Soit le volume d'effluent composé d'au moins trois parties égales ou de trois parties proportionnelles au débit, prélevées à intervalles sensiblement égaux, pendant une période d'échantillonnage d'au moins sept heures et d'au plus vingt-quatre heures ; b) soit le volume d'effluent prélevé de façon continue à un débit constant ou à un débit proportionnel à celui de l'effluent, pendant une période d'échantillonnage d'au moins sept heures et d'au plus vingt-quatre heures.

<sup>4</sup>**échantillon instantané** : volume d'effluent non dilué prélevé à un moment prévu par le présent règlement.

### 1.1.3 L'essor de la géométallurgie

La phase d'exploration est généralement distincte des phases de développement d'un procédé de traitement du minerai ou d'évaluation de drainage minier acide, et ces phases sont menées par des équipes différentes. Le géologue s'attarde à caractériser les teneurs en or des roches

et leurs distributions spatiales ; le métallurgiste s'attache à documenter les caractéristiques physiques et chimiques de la roche afin d'optimiser la récupération aurifère ; et le géochimiste environnemental se concentre sur les éléments chimiques délétères, les sulfures et les carbonates afin d'évaluer le drainage minier contaminé. Une autre stratégie serait d'évaluer en équipe, tôt dans le processus d'exploration, si l'or va être facilement récupérable et si d'autres éléments ou minéraux vont nuire à la bonne récupération de l'or et au respect de l'environnement. Le domaine émergent de la géométtallurgie répond à ce besoin. Le terme de géométtallurgie apparaît dès les années 1980-1990, mais c'est au début des années 2000 que le domaine émerge vraiment (Williams 2013). Diverses définitions du terme géométtallurgie ont été proposées (Zhou et Gu 2016). Les définitions de Williams et Richardson (2004), Lamberg et al. (2013), SGS (2013) et Hunt et Berry (2017) peuvent être résumées ainsi : la géométtallurgie est une science qui vise à intégrer différentes disciplines géoscientifiques afin de relier récupérations minérales et impacts environnementaux aux caractéristiques minéralogiques du minerai. Certains auteurs insistent sur le côté pluridisciplinaire de la géométtallurgie et sur l'implication des différents intervenants d'un projet minier, tels que les ingénieurs miniers, les géotechniciens, et les métallurgistes (AusIMM 2011). Lund et Lamberg (2014) mettent en avant le côté environnemental et socio-économique de la géométtallurgie. En effet, la géométtallurgie s'inscrit aussi dans une démarche environnementale, puisqu'elle permet une compréhension de la distribution des polluants depuis les premiers stades de l'exploration jusqu'à la réhabilitation du site minier. Appliquée à un gisement, la géométtallurgie permet la création de domaines géométtallurgiques, qui correspondent chacun à une zone d'un gisement caractérisée par un

assemblage minéralogique unique et donnant une réponse métallurgique et/ou environnementale qui lui est propre. Chaque domaine a des caractéristiques géologiques et minéralogiques spécifiques. L'utilisation de domaines géométallurgiques est donc un moyen de mieux documenter un gisement et d'en tirer une rentabilité maximale, ainsi que d'optimiser le processus de traitement du minerai et de gestion environnementale.

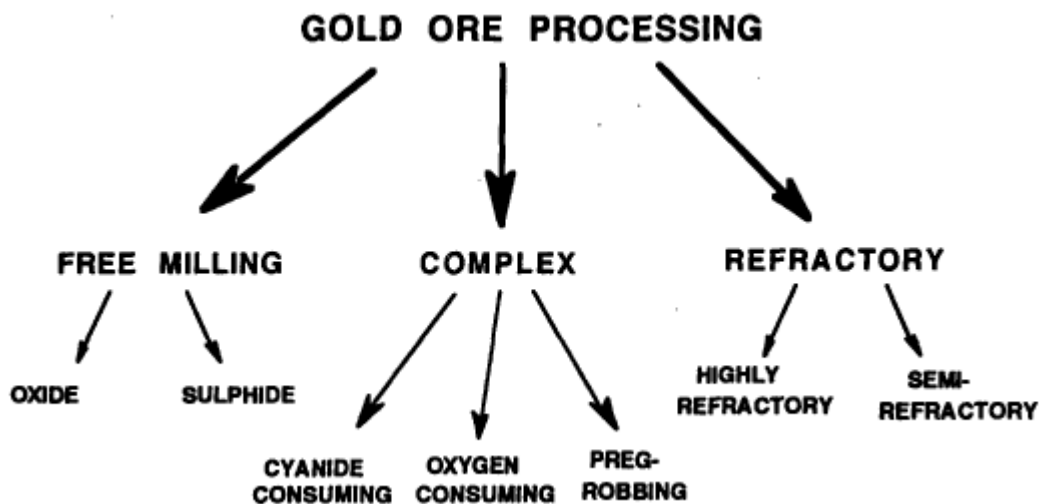


Figure 1-1 : Les différentes voies du traitement de l'or (La Brooy et al. 1994)

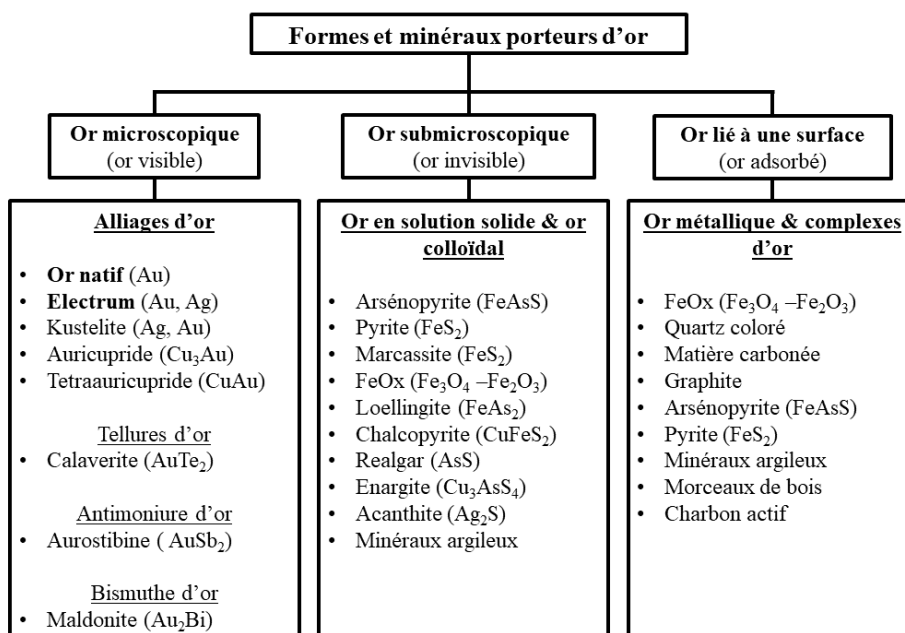


Figure 1-2 : Classification de l'or par sa forme et ses différents porteurs (traduit de Zhou et Gu 2016)



## **1.2 Problématique spécifique**

### **1.2.1 Contexte régional**

La propriété d'Amaruq se situe à 120 km au nord-est du village de Baker Lake et à 50 km au nord-est de la mine Meadowbank, dans la région du Kivalliq, dans le territoire du Nunavut (Canada) (Figure 1-3). Le gisement est encaissé dans le Groupe du Woodburn Lake, un ensemble de roches néo-archéennes appartenant au domaine de Rae de la province du Churchill (Zaleski 2005 ; Pehrsson et al. 2013; Jefferson et al. 2015). Les zones minéralisées d'Amaruq sont encaissées dans une épaisse séquence volcano-sédimentaire composée de roches volcaniques mafiques à ultramafiques et de wackes (*greywackes*) intercalés de chert et de formations de fer silicatées (Figure 1-4 ; Côté-Mantha et al. 2015 ; Valette et al. 2018).

Le gisement a été découvert en 2013, avec la mise en évidence du dépôt d'IVR, situé au nord de la propriété, permettant par la suite la découverte du dépôt Whale Tail, au sud-ouest d'IVR. À la base, de nombreuses données de natures variées sont disponibles (description de carottes de forage, susceptibilité magnétique, altération, données provenant d'un *XRF* portable, analyses de roches totales, etc.). De plus, une nouvelle campagne de forages de délimitation de haute précision, espacés de 25 m, à l'ouest de Whale Tail, s'est déroulée au début de l'année 2018 et a permis de compléter la documentation du gisement.

### **1.2.2 Styles de minéralisations**

L'or est associé à trois types de minéralisations distinctes dans le projet Amaruq : 1) des bandes de remplacement stratiformes à discordantes de pyrrhotite-arsénopyrite-löllingite-or situées principalement dans des formations de fer silicatées ; 2) des zones de *silica flooding* ; avec des quantités variables de pyrrhotite, arsénopyrite et de pyrite en *stockwork*

et disséminées, situées dans une gangue d'amphiboles et de carbonates ; et 3) des veines déformées de quartz-arsénopyrite-galène-sphalérite-chalcopryrite-or natif recoupant l'ensemble de la séquence géologique (Côté-Mantha et al. 2015 ; Lauzon et al. 2017 ; Valette et al. 2017 ; Valette et al. 2018). Le style de minéralisation 3 contient moins de sulfures (1-5%) que le type 1 et le type 2. D'une façon générale, l'or est associé à la pyrrhotite et/ou l'arsénopyrite et prend la forme d'inclusions de 25-40  $\mu\text{m}$  qui sont soit des grains situés le long de fractures, soit de l'or libre situé dans une gangue riche en quartz (Côté-Mantha et al. 2015).

### **1.2.3 Défis métallurgiques**

Le gisement de Whale Tail sera mis en production fin 2019, seulement 5 ans après sa découverte. L'usine de Meadowbank sera utilisée pour traiter le minerai et des modifications de l'équipement ont été nécessaires pour traiter le minerai du projet Amaruq (Paquin-Bilodeau et al. 2018). À la suite d'études minéralogiques, il a été montré qu'une partie de l'or est associée et/ou inclus dans les sulfures. L'arsénopyrite et la löllingite sont les minéraux qui contiennent le plus d'or en inclusions (Lauzon et al. 2017), et les grains d'or peuvent atteindre une taille inférieure à 10  $\mu\text{m}$  (AMTEL 2016). À l'usine de Meadowbank, 80 % des particules passantes ont des tailles entre 90 à 110  $\mu\text{m}$ . Les programmes métallurgiques menés à Whale Tail ont montré la sensibilité de la récupération aurifère à la taille des particules au broyage (Paquin Bilodeau et al. 2018). Ainsi l'or non libéré par les étapes de broyage/concassage peut entraîner une baisse de la récupération aurifère car il ne sera pas exposé à la cyanuration. Même si les sulfures sont davantage libérés par un broyage plus fin, l'or reste parfois réfractaire (Tableau 1-3). Cet or invisible

peut représenter à Whale Tail jusqu'à 257 ppm pour l'arsénopyrite et 172-196 ppm pour la löllingite (mesuré par microsonde, Lauzon et al. 2017).

La pyrrhotite est l'un des sulfures le plus présent à Whale Tail. En quantité importante, la pyrrhotite est capable d'entraver l'étape de cyanuration en consommant des réactifs comme le cyanure et l'oxygène (Tableau 1-3 ; Rimstidt et al. 1993 ; La Brooy et al. 1994 ; Lunt et Weeks 2016). Ce problème de surconsommation des réactifs engendre des coûts de production supplémentaires et diminue la récupération aurifère. Tous les sulfures complexes, comme la pyrrhotite ( $\text{Fe}_{1-x}\text{S}$ ) ou les sulfures d'arsenic ont un effet négatif sur la cyanuration de l'or (La Brooy et al. 1994).

D'autres minéraux, listés dans le Tableau 1-3 perturbent le traitement du minerai. Par exemple, les minéraux magnétiques comme la magnétite et la pyrrhotite nuisent au bon fonctionnement d'appareils comme l'électroaimant et le concasseur à galets (*Pebble Crusher*, Paquin Bilodeau et al. 2018). Des proportions élevées en minéraux durs parasitent aussi les premières étapes de concassage et broyage. Ils sont responsables d'une augmentation de l'énergie nécessaire aux concasseurs et aux broyeurs

Tableau 1-3 : Minéraux présents à Amaruq et problèmes métallurgiques et environnementaux associés

Minéral	Problème métallurgique	Détails	Références
<b>Sulfures et sulfarséniures</b>			
Arsénopyrite (FeAsS)	Libération/Encapsulation	L'encapsulation d'or visible dans les sulfures ou les minéraux silicatés est une cause commune de pertes en or.	Zhou et al. 2004 ; Marsden et House 2006
	Minéraux délétères/Éléments toxiques	La teneur en arsenic des effluents miniers est soumise à des réglementations gouvernementales.	Nazari et al. 2017 ; Ministère de l'environnement, 2002
	Réfractarité	Or invisible sous forme de solution-solide ou sous forme colloïdale ; l'arsénopyrite est propice à l'or invisible et d'autant plus riche en or si elle est présente sous forme de grains fins	Cabri et al. 1989 ; Cook et Chryssoulis, 1990 ; Benzaazoua et al. 2007
	Consommation des réactifs	Lors de la cyanuration, l'arsénopyrite perturbe la réaction et consomme de l'oxygène et de la chaux en dépit de la cyanuration de l'or.	Rimstidt et al. 1993
Pyrrhotite (Fe <sub>1-x</sub> S)	Libération/Encapsulation	L'encapsulation d'or visible dans les sulfures ou les minéraux silicatés sont une cause commune de pertes en or.	Zhou et al. 2004 ; Marsden et House 2006
	Consommation des réactifs	Lors de la cyanuration, la présence de pyrrhotite peut mener à l'augmentation des besoins en O <sub>2</sub> , Fe (II) transformé en Fe (III) et le soufre en sulfate	Rimstidt et al. 1993 ; La Brooy et al. 1994 ; Lunt et Weeks 2016
	Minéraux délétères/Éléments toxiques	La pyrrhotite peut contenir des éléments problématiques dans sa structure, comme le nickel pour le cas d'Amaruq. La teneur en nickel des effluents miniers est soumise à des régulations gouvernementales.	Ministère de l'environnement, 2002
	Magnétisme	Les propriétés magnétiques de la pyrrhotite monoclinique diminuent l'efficacité d'un séparateur magnétique pour la récupération des corps broyants.	Mosher 2016
Pyrite (FeS <sub>2</sub> )	Consommation des réactifs	Consommation importante de cyanure et d'oxygène	Rimstidt and Vaughan 2003

Minéral	Problème métallurgique	Détails	Références
Gersdorffite (NiAsS)	Consommation des réactifs	Les sulfosels sont solubles et sont des consommateurs d'oxygène	Chopard 2017
	Minéraux délétères /Eléments toxiques	La teneur en nickel et en arsenic des effluents miniers est soumise à des réglementations gouvernementales.	Ministère de l'environnement, 2002
<b>Arséniures</b>			
Löllingite (FeAs <sub>2</sub> )	Réfractarité	Or invisible sous forme de solution-solide ou colloïdale ; la löllingite est propice à l'or invisible.	Tomkins et Mavrogenes 2001
	Libération/ Encapsulation	L'encapsulation d'or visible dans les sulfures ou les minéraux silicatés est une cause commune de pertes en or.	Tomkins et Mavrogenes 2001 ; Zhou et al. 2004
<b>Minéraux de la gangue</b>			
Magnétite (Fe <sub>3</sub> O <sub>4</sub> )	Magnétisme	Les propriétés magnétiques de la magnétite diminuent l'efficacité d'un séparateur magnétique pour la récupération des corps broyants.	Mosher 2016
Quartz/Amphibole (SiO <sub>2</sub> )/ AX <sub>2</sub> Z <sub>5</sub> ((Si,Al,Ti) <sub>8</sub> O <sub>22</sub> )(OH,F,Cl,O) <sub>2</sub>	Dureté	Une grande variabilité de la dureté des minerais peut entraîner une baisse d'efficacité au broyage.	
Talc (Mg <sub>3</sub> Si <sub>4</sub> O <sub>10</sub> (OH) <sub>2</sub> )	Hydrophobe	Contamine le concentré de flottation.	Dunne 2016
Graphite (C)	Preg-robbing	Phénomène par lequel le complexe de cyanure d'or AuCN <sub>2</sub> <sup>-</sup> est enlevé de la solution par les composés carbonés.	Rees and van Deventer 2000; Hausen et Bucknam 1984

#### 1.2.4 Défis environnementaux

Une fois exposés à l'air libre et à l'eau, les principaux sulfures de fer et d'arsenic du gisement de Whale Tail vont s'oxyder et générer de l'acidité. Les sulfures présentent des cinétiques d'oxydation différentes (Plumlee 1999). Par exemple, Chopard (2017) montre que la pyrrhotite a un taux d'oxydation (en mg de S/kg/jour) plus élevé que l'arsénopyrite, qui a un taux d'oxydation trois fois plus élevé que la pyrite. Identifier les zones les plus riches en sulfures s'avère donc être primordial afin de prévenir au mieux le drainage minier acide (DMA).

Aussi, la destruction des sulfures lors de la récupération de l'or est susceptible de libérer des métaux toxiques, comme l'arsenic contenu dans l'arsénopyrite par exemple. D'autres minéraux, par leurs caractères instables, peuvent facilement libérer des éléments polluants. L'arsenic est le principal élément délétère à Whale Tail. Golder Associates Ltd (2016) a montré que l'arsenic est relâché à des concentrations qui excèdent les concentrations limites des effluents de Meadowbank pour les komatiites et les formations de fer. Les concentrations limites des effluents de Meadowbank, qui correspondent à la réglementation du territoire du Nunavut (appelée Licence de type A, administré par le *Nunavut Water Board* (NWB), pour l'utilisation de l'eau), est prise comme référence car les Mines Agnico Eagle sollicitent l'utilisation de cette licence pour les rejets miniers d'Amaruq. Les rejets miniers comprennent la roche stérile issue de l'extraction du minerai et stockée sur des haldes à stériles et les résidus miniers issus du traitement du minerai et stockés dans des bassins de rétention. Les résultats de ces tests cinétiques s'expliquent par la présence de gersdorffite, identifiée dans les komatiites et les formations de fer de Whale Tail (URSTM 2017, Golder Associates Ltd 2016). En raison de la structure instable de ce sulfoarséniure, la gersdorffite est un minéral qui se dissout facilement pour libérer l'arsenic

qu'il contient dans l'environnement (Tableau 1-3). Parmi les minéraux sulfurés présents à Whale Tail, la gersdorffite est l'espèce minérale qui a le plus haut potentiel d'oxydation (Chopard 2017).

### **1.2.5 Zone d'étude : la partie nord du gisement Whale Tail**

Il existe trois domaines lithologiques dans le gisement de Whale Tail : le domaine nord, la séquence centrale sédimentaire et le domaine sud (Figure 1-5). Le domaine nord est formé d'une séquence de roches clastiques sédimentaires (grauwackes, argilites et chert en quantité mineure) avec une coulée de lave ultramafique d'affinité tholéiitique et d'un horizon de formation de fer silicatée. Le domaine central, aussi appelé la séquence centrale sédimentaire est une association de roches clastiques riches en matière organique (grauwackes, argilites) et de roches sédimentaires d'origine chimique (chert et formation de fer). Le domaine sud est principalement constitué de coulées de laves mafiques à ultramafiques d'affinité transitionnelle à calco-alcaline (Paquin-Bilodeau et al. 2018). La zone d'étude correspond au domaine nord du gisement de Whale Tail, principalement associé aux komatiites tholéiitiques et aux formations de fer silicatées (Figure 1-5). La distribution de l'or dans cette zone peut se séparer en trois zones principales, appelées Wtb, Wta1 et Wta2 (Paquin Bilodeau et al. 2018). Wtb est la zone minéralisée la plus au nord et se situe entre les komatiites et les formations de fer. Wta1 comprend des formations de fer intercalées aux komatiites et Wta2 correspond à la zone principale des formations de fer. La zone minéralisée Wta2 est juxtaposée aux zones appelées QZ qui se situent dans le domaine central (Figure 1-5), où l'or y est davantage associé à une minéralisation de type *silica flooding*, qui est riche en arsénopyrite. À l'inverse des zones QZ, l'or est principalement associé à la minéralisation de type 1 pour Wta2, Wta1 et Wtb, qui sont des

bandes de remplacement stratiformes à discordantes de pyrrhotite-arsénopyrite-löllingite-or. Les zones minéralisées décrites précédemment sont englobées dans une zone de plus basse teneur, appelée dans le reste du mémoire WT\_LG (Whale Tail, *Low Grade*). Cette zone d'une teneur moyenne de 0,26 g/t Au constitue la zone de dilution des zones minéralisées de haut teneur (Tableau 1-4).

Tableau 1-4 : Teneur moyenne en or des différents zones minéralisées de la zone d'étude (Paquin Bilodeau et al. 2018)

<b>Zones minéralisées</b>	<b>Teneur moyenne en or (en g/t)</b>
<b>Wta2</b>	2.11
<b>Wta1</b>	2.78
<b>Wtb</b>	2.35
<b>WT_LG</b>	0,26



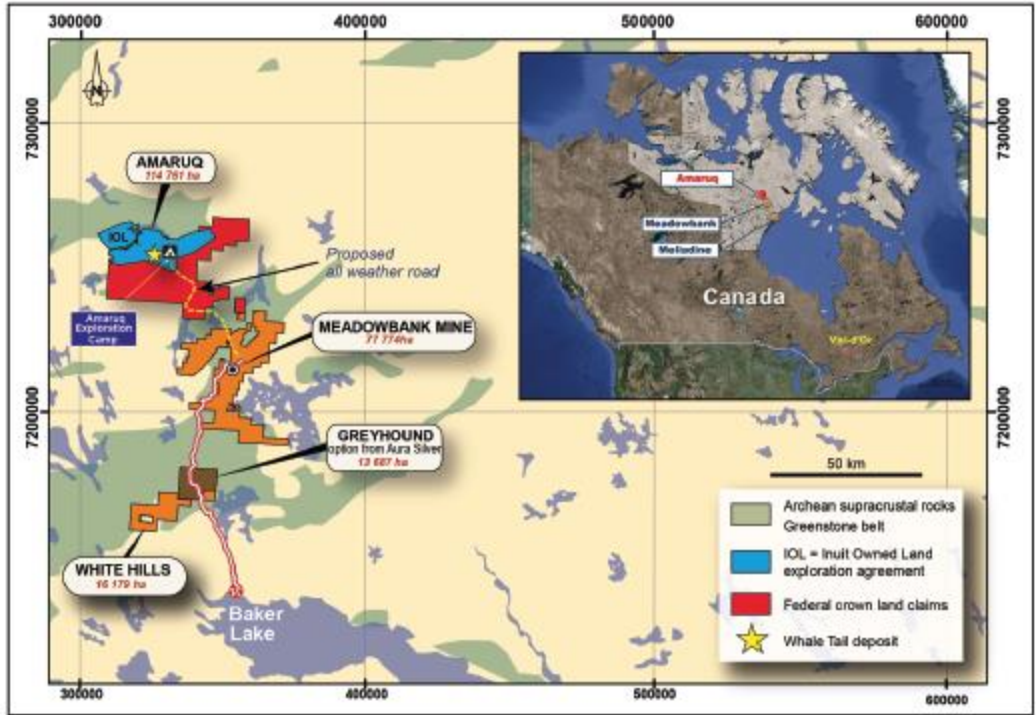


Figure 1-3 : Carte de localisation des projets des Mines Agnico Eagle au Nunavut et des propriétés foncières dans la région de Meadowbank. Coordonnées en UTM Nad 83, zone 15 (Côté-Mantha et al. 2015)

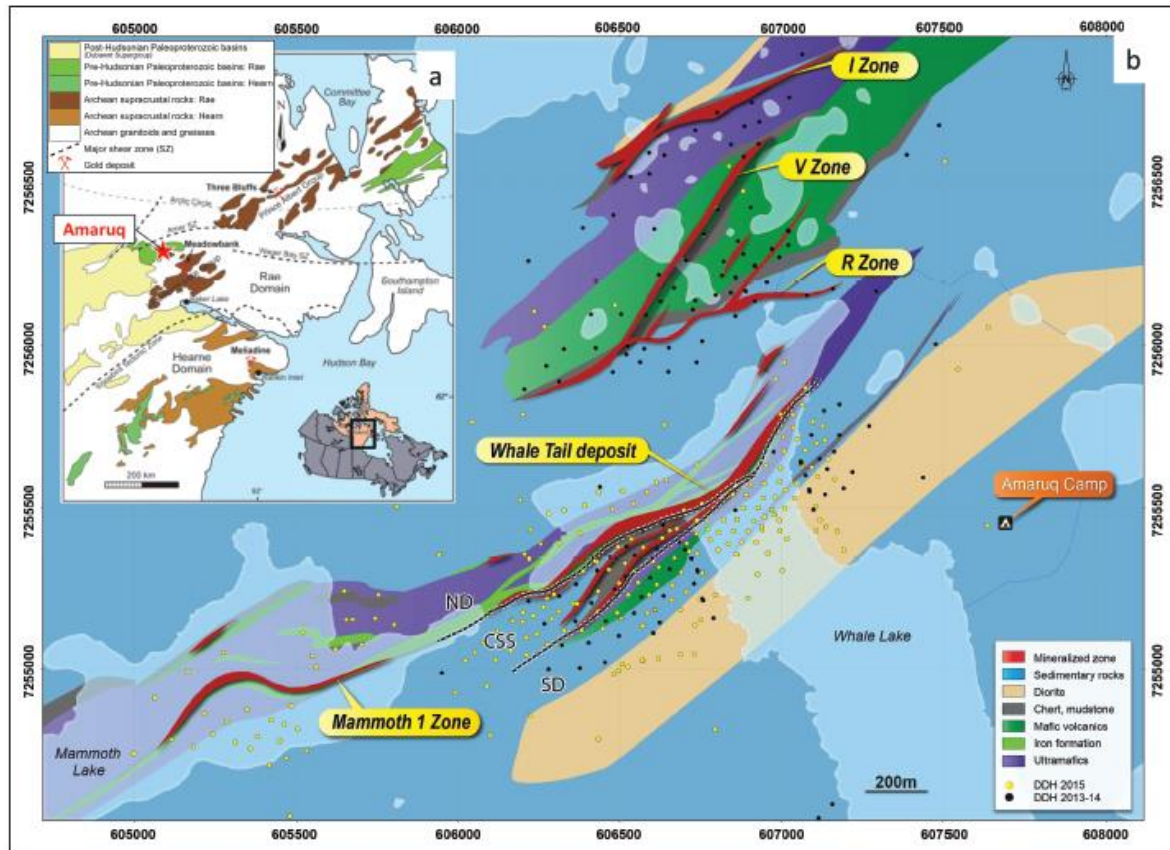


Figure 1-4 : a) Géologie simplifiée de l'ouest de la province du Churchill comprenant les domaines de Rae et de Hearne, localisation de la propriété Amaruk ainsi que des mines Meadowbank et Meliadine. (b) Carte géologique du projet Amaruk localisant les principales zones minéralisées I, V et R, Whale Tail et Mammoth 1. ND= domaine nord, CSS= séquence sédimentaire centrale, SD= domaine sud (Côté-Mantha et al. 2015).

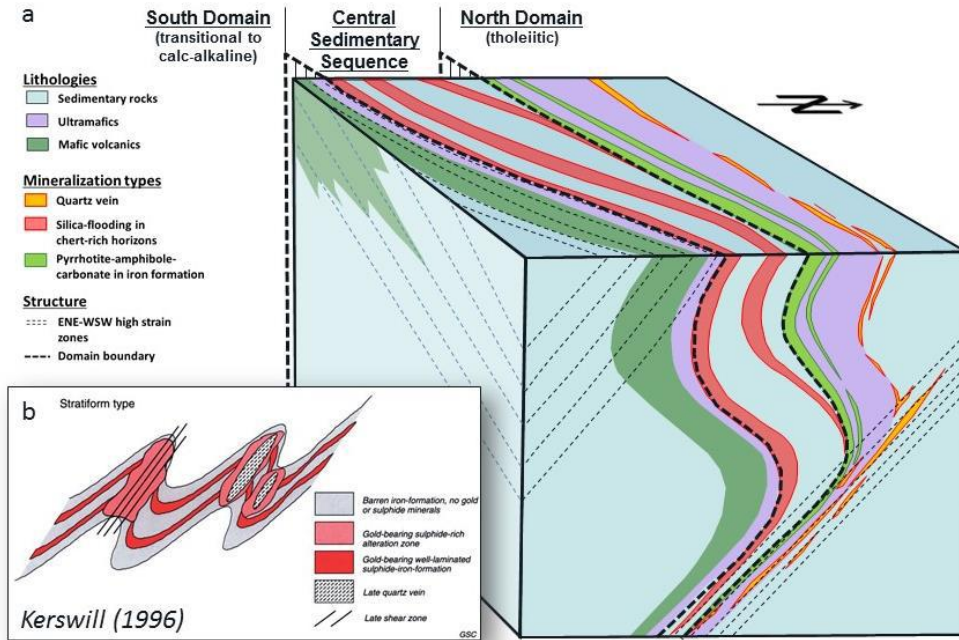


Figure 1-5 : Modèle géologique conceptuel du secteur de Whale Tail : a) représentation schématique de la séquence hôte de la minéralisation à Whale Tail montrant des similarités avec b) le modèle stratiforme des gisements d'or associés à des formation de fer de Kerswill (Paquin Bilodeau et al. 2018).

### **1.3 Objectifs**

En résumé, Amaruq présente des caractéristiques minéralogiques variées. À différentes échelles, la minéralogie impacte les étapes du traitement du minerai et la gestion environnementale des rejets miniers. Ainsi, le projet Amaruq est idéal pour développer des recherches dans le domaine de la géométtallurgie, car il répond aux critères de variabilité géologique (c-à-d. lithologique et teneur en or), minéralogique et métallurgique. L'objectif de ce projet est de développer une méthode permettant de définir des domaines géométtallurgiques et géoenvironnementaux à partir des données acquises pendant la phase d'exploration. Les sous-objectifs permettant de répondre à la problématique générale sont :

- 1) de réaliser une étude pétrographique approfondie pour répertorier les minéraux de la zone étudiée, ainsi que leurs contenus en or et en éléments contaminants ;
- 2) d'évaluer la réponse métallurgique et environnementale de la zone étudiée à partir des données de l'exploration en utilisant l'étude pétrographique de l'objectif 1.

## **CHAPITRE SECOND : MÉTHODOLOGIE**

Les domaines géométallurgiques et géoenvironnementaux seront définis grâce à une méthodologie à plusieurs étapes. Le projet Amaruq est un projet minier avancé. Il sert de modèle au développement d'une méthodologie applicable à des projets miniers qui en sont au stade de l'exploration. La procédure développée utilise les données issues de l'exploration avancée et consiste à établir des liens entre ces données et les paramètres de performance de traitement du minerai et de gestion des rejets miniers grâce à des tests géométallurgiques et géoenvironnementaux, appelés mini-tests. Les liens seront établis grâce au traitement des données par l'emploi d'outils statistiques tels que les corrélations de Pearson.

### **2.1 Données disponibles à l'issue de la phase d'exploration**

Un projet d'exploration génère une grande quantité de données géoscientifiques. Dans cette section, seules les données acquises pour le projet Amaruq seront décrites et ces données peuvent aussi être utiles à un programme géométallurgique. Seules une partie de ces données seront utilisées dans le cadre de cette étude.

#### **2.1.1 Base de données de forage**

Plusieurs types de données sont disponibles dans la base de données de forage des Mines Agnico Eagle, pour le projet Amaruq (Tableau 2-1). Les données utilisées pour le projet sont les données qualitatives, qui correspondent aux observations visuelles des carottes de forage. Les données quantitatives présentes dans la base de forage, comme par exemple les données de susceptibilité magnétique (Tableau 2-1), ne sont pas utilisées dans le cadre

de ce projet, bien que ce type de données puisse être utile à des programmes géométallurgiques appliqués à d'autres gisements.

Tableau 2-1 : Données disponibles dans la base de données de forage du projet Amaruq

	Type de données	Exemple	Description
<b>Données qualitatives</b>	Altération	Carbonates, chlorite, etc.	Style (en bandes, sporadique, etc.), Intensité (faible, modéré ou fort)
	Lithologie	S9D, S9E, V4A, S10, etc.	Unité mineure ou majeure
	Veines	VC4, VC5, VQ1, etc.	Veinules talc-carbonates-chlorite (VC4), stringer carbonates-pyrrhotite (VC5), Veines de quartz cataclasiques déformées (VQ1)
	Minéralisation	Pyrrhotite, arsénopyrite	Pourcentage, style
<b>Données quantitatives</b>	Susceptibilité magnétique ( $10^{-3}$ SI)		
	Conductivité (Mhos/s)		
	Réponse HF (Hz)		
	Données XRF portatif (wt. %)		
	Analyses routinières d'or (Au, Ag, Cu, Mo)		

### 2.1.2 Données externes à la base de données de forage

Le projet Amaruq est un projet minier qui est dirigé par les Mines Agnico Eagle depuis les premières étapes de découverte du gisement jusqu'à l'étape de production. Des analyses complémentaires à celles décrites ci-dessus ont fourni des informations sur la minéralogie, la géochimie et la récupération aurifère (Tableau 2-2) ; ces analyses ont été réalisées par la compagnie ou à la demande de la compagnie et n'ont pas été commanditées dans le cadre

de ce projet. Ce type d'analyse est toujours mené par les compagnies minières mais de manière ponctuelle, pour quelques échantillons, et sur des zones ciblées du gisement.

Des analyses multi-éléments sont disponibles sur plus de 10 000 échantillons issus des forages de la campagne de délimitation de 2018 (en moyenne un échantillon d'un mètre de demi-carotte), où 35 éléments ont été analysés par ALS Minerals (Canada) : Ag, Au, Al, As, B, Be, Bi, Ca, Cd, Co, Cr, Cu, Fe, Ga, Hg, K, La, Mg, Mn, Mo, Na, Ni, P, Pb, S, Sb, Sc, Sr, Th, Ti, Tl, U, V, W, Zn (ANNEXE 1). Ces analyses multi-éléments sont utilisées, dans le cadre de ce projet, pour la sélection des échantillons du programme géométallurgique et géoenvironnemental. Elles permettent de lier la minéralogie et la géochimie des différentes zones et les résultats des tests géométallurgiques et géoenvironnementaux présentés ci-dessous. Un total d'environ 3 000 analyses ont été utilisées dans le cadre de ce projet, appartenant aux trous de forages de la campagne de délimitation seulement, de la zone nord-ouest du gisement Whale Tail.

Plusieurs analyses minéralogiques réalisées par des consultants ou des projets de recherche universitaires renseignent sur la distribution de l'or au sein des sulfures et les différents types de sulfures et sulfarséniures présents dans le minerai (AMTEL 2016 ; AMTEL 2017 ; Golder Associates Ltd 2016 ; Lauzon 2018 ; Integrated Process Mineralogy Solutions Inc 2018a). Il est important de rappeler qu'un projet de doctorat est en cours et porte sur le mode de mise en place des minéralisations aurifères du gisement Whale Tail et IVR. Une étude minéralogique spécifique aux rejets de cyanuration a été réalisée pour comprendre l'encapsulation de l'or et évaluer la proportion d'or invisible (Integrated Process Mineralogy Solutions Inc 2018b).

Aussi, des essais métallurgiques routiniers pour un projet minier en développement ont permis d'évaluer la récupération aurifère dans le dépôt. Ils ont été réalisés sur des échantillons composites. Un échantillon composite est un échantillon constitué de plusieurs mètres de forage issus d'un ou de plusieurs trous de forages, qui est jugé représentatif d'une partie d'un gisement, d'un style de minéralisation ou encore d'une lithologie. Ces essais ont été menés par le laboratoire des Services Techniques, du Centre de Support et Développement (CSD) des Mines Agnico Eagle (Rouyn-Noranda, Canada). Ils reproduisent le processus de traitement du minerai de l'usine de Meadowbank (ANNEXE 2) et utilisent les rejets de laboratoire des analyses d'or. Ces échantillons sont ensuite broyés pour atteindre la maille de libération désirée et sont disposées dans des bouteilles de plusieurs litres (un à deux kilos de matériel) où différents agents chimiques sont ajoutés pour la réaction de cyanuration (oxygène, cyanure, nitrate de plomb) durant 48 heures, en rotation. La récupération de l'or par cyanuration est l'une des méthodes les plus utilisées pour les minerais aurifères et la cyanuration représente environ 80% de l'or récupéré pour le minerai du gisement Whale Tail (Agnico Eagle Mines, 2018).

Des tests environnementaux ont été menés par le consultant Golder Associates Ltd. Ces tests s'inscrivent dans l'étude environnementale du matériel rocheux de Whale Tail (roche stérile, minerai, résidus miniers produits par traitement du minerai, remblais et sédiments de lac de Whale Tail) qui a pour but d'évaluer le potentiel du matériel à générer du drainage acide et à relâcher des métaux et métalloïdes à court terme et à long terme dans l'environnement. Les tests et documents présentés ci-dessus ont permis de développer une méthodologie adaptée aux problématiques métallurgiques et environnementales du gisement étudié.



Tableau 2-2 : Données externes à la base de données de forage pour le projet Amaruq

Domaine	Types de données	Résultats	Paramètres identifiés	Références
Chimie	Analyse multi-éléments	Chimie de la roche	35 éléments	
Minéralogie	Observations microscopiques (Sur minerai, stérile et rejets de cyanuration)	Distribution de l'or	Quantification de l'or invisible, Encapsulation de l'or, Minéraux porteurs d'arsenic	AMTEL 2016; AMTEL 2017; Integrated Process mineralogy 2018a; Integrated Process mineralogy 2018b; URSTM 2017
Métallurgie	Essais métallurgiques	Évaluation de la récupération aurifère	Arsénopyrite, pyrrhotite	Paquin-Bilodeau et al. 2018
Environnement	Tests environnementaux	Évaluation du drainage minier acide et de la lixiviation en métaux et des métalloïdes	Sulfures et haute teneur en As	Golder Associates Ltd, 2016
Géologie	Étude de la minéralisation	Compréhension de la distribution de l'or entre löllingite-arsénopyrite-pyrrhotite	Arsénopyrite et löllingite	Lauzon, 2018

## **2.2 Sélection des échantillons**

Afin de lier la minéralogie à des paramètres métallurgiques et environnementaux, un total de 125 échantillons a été sélectionné et prélevé au sein de la zone d'étude, sur le site d'Amaruq, par l'étudiante. Ces échantillons sont représentatifs de la variabilité minéralogique observée dans la zone nord-ouest du gisement de Whale Tail. La sélection s'appuie sur les observations lithologiques et la distribution des différentes zones minéralisées de la zone d'étude, qui ont été déterminées par la compagnie à partir des analyses chimiques décrites précédemment. Les échantillons prélevés pour les besoins de cette étude sont représentatifs des différents assemblages minéralogiques. Ces échantillons se distinguent de ceux prélevés pour le processus de sélection d'échantillons des tests métallurgiques et environnementaux conventionnels (cf. 2.1.2), puisque leur variabilité spatiale, lithologique et chimique est plus importante en raison d'un plus grand nombre d'échantillons prélevés. Ici, la sélection est multi-paramètres et la maille d'échantillonnage est plus serrée, de l'ordre du mètre (c.-à-d. d'un échantillon d'un mètre).

### **2.2.1 Variabilité spatiale**

Les études et les tests décrits précédemment ont permis d'utiliser plusieurs paramètres pour évaluer la variabilité chimique et minéralogique du gisement. Ainsi, chaque échantillon de la zone étudiée est caractérisé par 5 paramètres : la lithologie, la zone minéralisée dans laquelle il se situe (Wtb, Wta1 et Wta2, LG et roche stérile), la teneur en or, la teneur en As et la teneur en S obtenu par les analyses multi-éléments. Ces paramètres influenceraient la récupération aurifère et la réponse environnementale du minerai d'après les études citées précédemment.

### 2.2.2 Représentativité de la sélection par rapport à la zone d'étude

Un total de 125 échantillons ont été prélevés, dont 100 échantillons ont été sélectionnés parmi les trous de forage de la campagne de délimitation de 2018 (c.-à-d. dans les zones minéralisées riches en or), dans le domaine nord, à l'ouest du gisement de Whale Tail et 25 échantillons dans la roche stérile à partir de trous de forage datant de 2016 et 2017 (Figure 2-1). Aucune analyse chimique multi-éléments n'était disponible pour ces 25 échantillons (les forages se situaient dans la roche considérée comme stérile).

Un soin particulier a été apporté à la sélection des échantillons – la procédure est décrite ci-après et correspond à étudier l'ensemble des analyses chimiques disponibles du domaine nord (environ 3 000 analyses sur les 10 000 disponibles pour le gisement). Dans un premier temps, les analyses d'or ont permis à la compagnie de définir deux domaines : le domaine à haute teneur en or appelé WT\_HG (*Whale Tail High Grade*) dans le reste de ce mémoire, et le domaine à basse teneur, appelé par la suite WT\_LG (*Whale Tail Low Grade*). Le domaine WT\_HG correspond aux zones minéralisées riches en or, modélisées sous le nom de Wta2, Wta1 et Wtb par la compagnie (en moyenne 2.7 g/t Au). Le domaine WT\_LG englobe les zones minéralisées de basse teneur et ce minerai sera traité de la même manière que le domaine WT\_HG. Ainsi, 75 échantillons ont été prélevés dans WT\_HG (Wta2 : 25 échantillons ; Wta1 : 25 échantillons ; Wtb : 25 échantillons), 25 échantillons dans WT\_LG, et 25 échantillons dans la roche stérile.

Le second critère de sélection des échantillons, dans le cadre de ce projet, a été la lithologie. Les komatiites, définies par le code V4A représentent 40 % de la zone étudiée, les formations de fer sulfurées (code S9E) environ 30 % de la zone étudiée et les formations de fer silicatées (code S9D) environ 26 % (Figure 2-2). Ces proportions lithologiques ont été calculées à partir de la lithologie des trous de forages. Ainsi, 33 échantillons ont été

prélevés pour V4A, 47 échantillons pour S9E et 18 échantillons pour S9D pour un total de 100 échantillons de minerai (dont 3 échantillons appartiennent à des lithologies mineures de la zone étudiée). La sélection se rapproche ainsi de la distribution des 2 principales lithologies (S9E/S9D et V4A) au sein de la zone d'étude. Aussi, les échantillons ont été représentés en 3D, ce qui a permis une distribution des échantillons, aussi bien latéralement que verticalement dans le gisement de Whale Tail.

Troisièmement, les teneurs en or, en arsenic et en soufre ont été prises en compte pour la sélection. Les échantillons prélevés ont été choisis pour représenter les teneurs faibles, moyennes, hautes et extrêmes en or (WT\_HG : Tableau 2-3 ; WT\_LG :Tableau 2-6) , en arsenic (WT\_HG :Tableau 2-5 ; WT\_LG : Tableau 2-8) et en soufre (WT\_HG :Tableau 2-4 ; WT\_LG :Tableau 2-7) au sein de la zone d'étude (Tableau 2-8 et Tableau 2-9). Les valeurs faibles correspondent aux teneurs comprises entre la limite de détection et le 25<sup>ème</sup> percentile pour chacun des trois éléments. Les valeurs moyennes correspondent aux teneurs comprises entre 25<sup>ème</sup> percentile et le 75<sup>ème</sup> percentile de chacun des trois éléments. Les valeurs fortes correspondent aux teneurs comprises entre 75<sup>ème</sup> percentile et le 95<sup>ème</sup> percentile de chacun des trois éléments. Et les valeurs extrêmes correspondent aux teneurs supérieures ou égales au 95<sup>ème</sup> percentile de chacun des trois éléments. À titre indicatif, les observations visuelles qui détaillent le contenu en sulfures (arsénopyrite et pyrrhotite, en particulier), réalisées par les géologues ont été prises en compte pour assurer l'échantillonnage de différentes textures des sulfures.

Pour la roche non minéralisée (c.-à-d. la roche stérile), aucune analyse multi-élément n'était disponible. Ainsi, la sélection s'est basée sur des critères de distribution spatiale et texturaux. Le choix a été limité par le nombre de trous de forage disponibles dans cette

zone. Sur les 25 échantillons sélectionnés, 17 échantillons se situent dans les komatiites (codés V4A), 5 échantillons dans les grauwackes (codés S3) et 4 échantillons dans les formations de fer (codés S9D), répartis sur 5 trous de forage. Les komatiites (d'affinité tholéiitique) représente 17% du volume de roche stérile à l'intérieur de la fosse à ciel ouvert de Whale Tail, les formations de fer représentent 15% du volume de roche stérile et les grauwackes représentent 7% du volume de roche stérile (Golder Associates Ltd 2016). Un exemple de la répartition spatiale d'une partie des échantillons est présenté sur la Figure 2-3. Pour résumé, la sélection s'est basée sur la lithologie, les teneurs en or, en arsenic et en soufre. Cette sélection s'appuie également sur les descriptions de forages qui décrivent, entre autres, les proportions et textures des différents sulfures visibles.

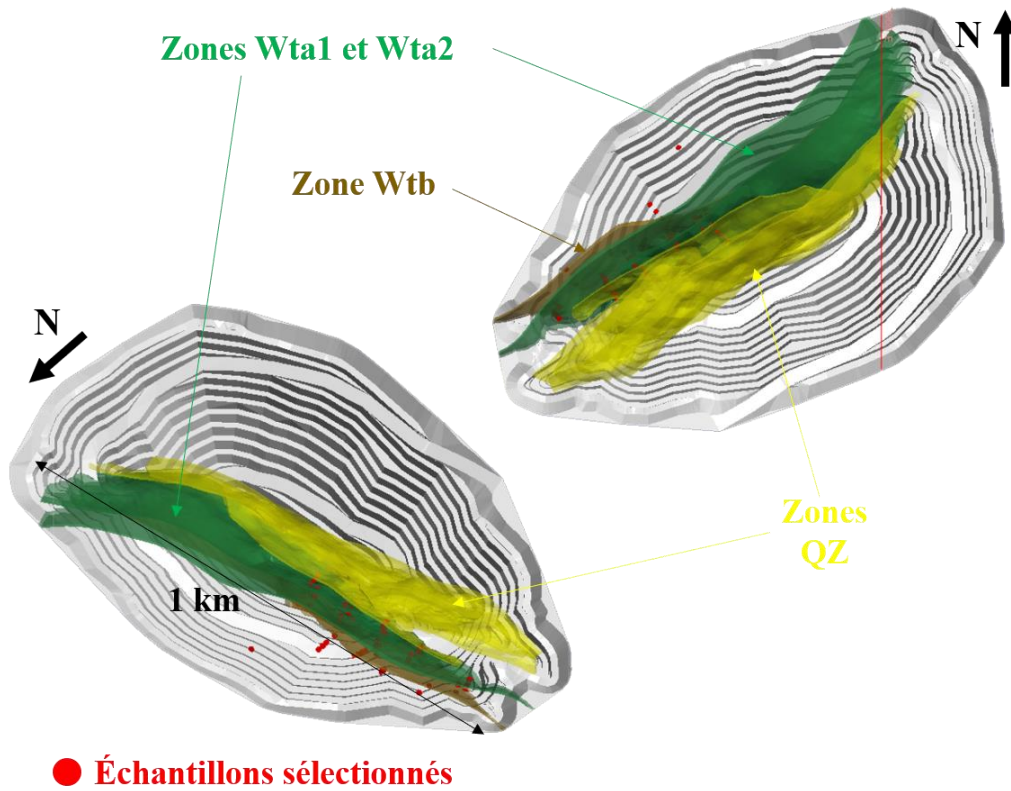


Figure 2-1 : Zones minéralisées et échantillons sélectionnés au sein de la fosse à ciel ouvert du gisement Whale Tail (WT)

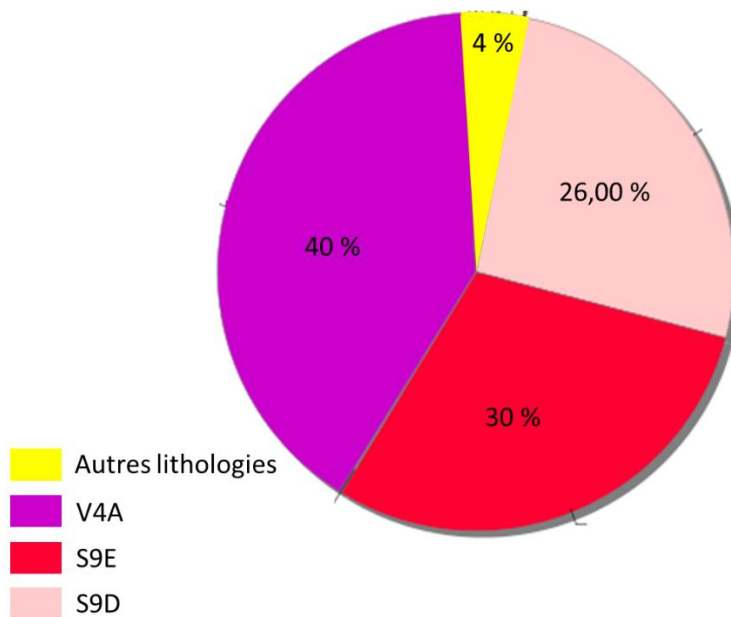


Figure 2-2 : Distribution de la lithologie dans la zone nord-ouest de Whale Tail à partir des intervalles des trous de forages

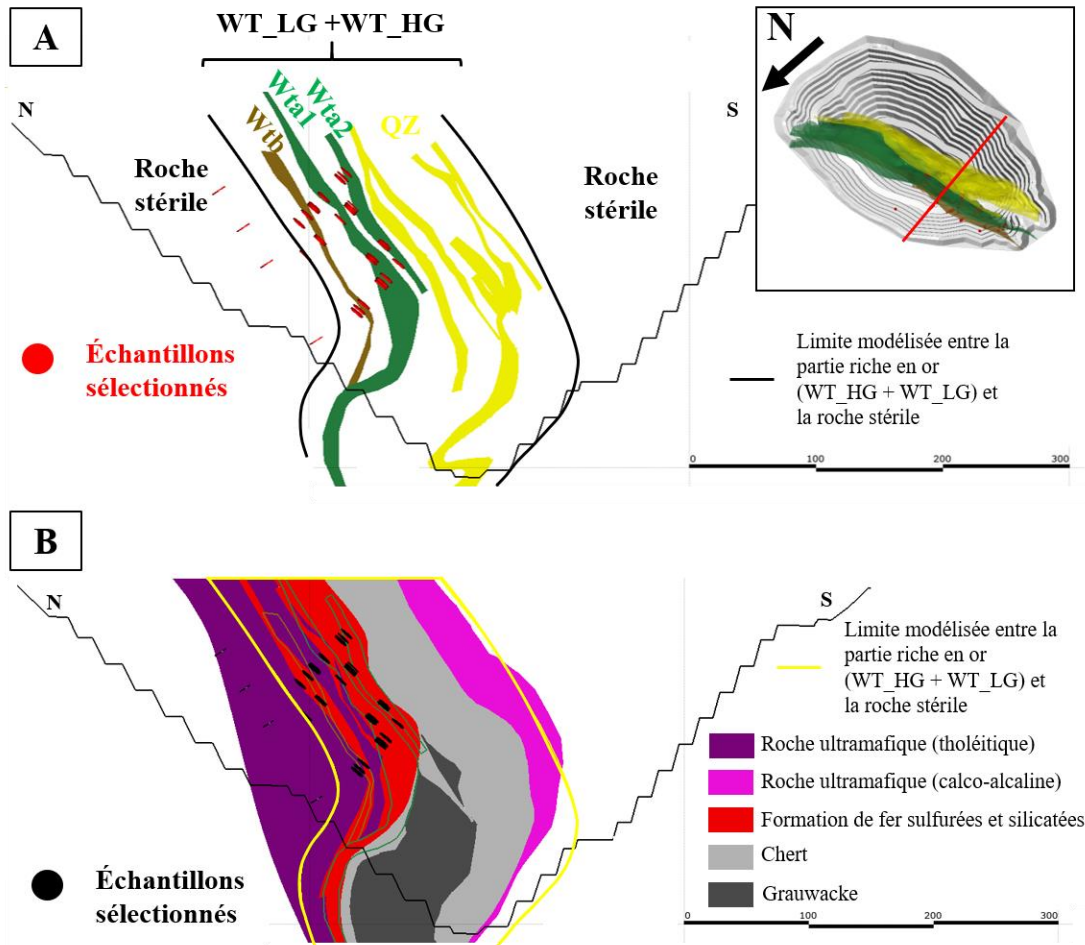


Figure 2-3 : Exemple de la répartition spatiale d'une partie des échantillons sélectionnés : A) au sein des zones de haute teneur en or (WT\_HG : Wta1, Wta2 et Wtb), de la zone de basse teneur (WT\_LG) et au sein de la roche stérile ; B) au sein des différentes lithologies de la zone nord du gisement

Tableau 2-3 : Intervalles des teneurs en or pour WT\_HG

Au (en ppm)						
Intervalle	S9E		S9D		V4A	
	Min	Max	Min	Max	Min	Max
Nulle	<0,005		<0,005		<0,005	
Faible	0,005	0,5	0,005	0,3	0,005	0,1
Modéré	0,5	4,6	0,3	1,8	0,1	0,4
Haut	4,6	16	1,8	6,3	0,4	2,6
Extrême	>16		>6,3		>2,6	

Tableau 2-6 : Intervalles des teneurs en or pour WT\_LG

Au (en ppm)						
Intervalle	S9E		S9D		V4A	
	Min	Max	Min	Max	Min	Max
Nulle	<0,005		<0,005		<0,005	
Faible	0,005	0,1	0,005	0,1	<0,005	
Modéré	0,1	0,8	0,1	0,6	<0,005	0,2
Haut	0,8	5,4	0,6	1,8	0,2	0,7
Extrême	>5,4		>1,8		>0,7	

Tableau 2-4 : Intervalles des teneurs en soufre pour WT\_HG

S (en %)						
Intervalle	S9E		S9D		V4A	
	Min	Max	Min	Max	Min	Max
Nulle	<0,01		<0,01		<0,01	
Faible	0,01	1,2	0,01	0,3	<0,01	
Modéré	1,2	3,6	0,3	1,8	<0,01	0,1
Haut	3,6	7	1,8	3,6	0,1	0,4
Extrême	>7		>3,6		>0,4	

Tableau 2-7 : Intervalles des teneurs en soufre pour WT\_LG

S (en %)						
Intervalle	S9E		S9D		V4A	
	Min	Max	Min	Max	Min	Max
Nulle	<0,01		<0,01		<0,01	
Faible	0,01	0,7	0,01	0,1	<0,01	
Modéré	0,7	2,2	0,1	0,9	<0,01	0,1
Haut	2,2	5,2	0,9	2,6	0,1	0,3
Extrême	>5,2		>2,6		>0,3	

Tableau 2-5 : Intervalles des teneurs en arsenic pour WT\_HG

As (en ppm)						
Intervalle	S9E		S9D		V4A	
	Min	Max	Min	Max	Min	Max
Nul	<2		<2		<2	
Faible	2	983	2	1095	2	761
Modéré	983	2180	1095	2100	761	1518
Haut	2180	3494	2100	3250	1518	2138
Extrême	>3494		>3250		>2138	

Tableau 2-8 : Intervalles des teneurs en arsenic pour WT\_LG

As (en ppm)						
Intervalle	S9E		S9D		V4A	
	Min	Max	Min	Max	Min	Max
Nulle	<2		<2		<2	
Faible	2	791	2	795	2	405
Modéré	791	1790	795	1771	405	1398
Haut	1790	2702	1771	2593	1398	2060
Extrême	>2702		>2593		>2060	



Tableau 2-9 : Statistiques de la zone d'étude pour Au, As, S, Fe et Ni à partir des 3000 analyses multi-éléments de la zone d'étude

Domaine	n	Lithologie		Au (g/t)	As (ppm)	S (%)	Fe (%)	Ni (ppm)
Domaine WT_HG +WT_LG	1106	V4A	MD	0,11	945	0,05	3,80	907
			MY	<b>0,27</b>	<b>968</b>	<b>0,08</b>	<b>3,85</b>	<b>954</b>
			SD	1	610	0,14	1,03	358
	820	S9E	MD	1	1485	2,01	10,6	1230
			MY	<b>3,2</b>	<b>1601</b>	<b>2,47</b>	<b>12,36</b>	<b>1235</b>
			SD	6	1019	1,95	6,19	442
	719	S9D	MD	0,42	1460	0,65	7,83	1360
			MY	<b>1,16</b>	<b>1563</b>	<b>0,99</b>	<b>8,20</b>	<b>1369</b>
			SD	3	902	1,08	3,35	469
Domaine WT_HG	200	V4A	MD	0,17	1092	0,06	3,61	961
			MY	<b>0,62</b>	<b>1116</b>	<b>0,12</b>	<b>3,70</b>	<b>998</b>
			SD	1,49	553	0,28	1,24	306
	631	S9E	MD	1,60	1553	2,24	11,1	1230
			MY	<b>3,89</b>	<b>1682</b>	<b>2,72</b>	<b>13</b>	<b>1226</b>
			SD	6,07	1046	2,01	6,33	422
	388	S9D	MD	0,69	1635	0,95	8,66	1368
			MY	<b>1,61</b>	<b>1751</b>	<b>1,20</b>	<b>8,69</b>	<b>1374</b>
			SD	2,95	959	1,16	3,42	444
Domaine WT_LG	906	V4A	MD	0,1	902	0,05	3,86	885
			MY	<b>0,19</b>	<b>936</b>	<b>0,07</b>	<b>3,88</b>	<b>945</b>
			SD	0,31	618	0,08	0,97	368
	189	S9E	MD	0,33	1225	1,30	8,58	1245
			MY	<b>0,91</b>	<b>1329</b>	<b>1,65</b>	<b>10,21</b>	<b>1266</b>
			SD	1,61	874	1,45	5,18	503
	331	S9D	MD	0,29	1290	0,45	7,17	1355
			MY	<b>0,63</b>	<b>1344</b>	<b>0,74</b>	<b>7,63</b>	<b>1363</b>
			SD	2,40	776	0,91	3,17	496

Tableau 2-10 : Statistiques Au, As, S, Fe et Ni pour la sélection géoméallurgique (n=113) à partir des analyses multi-éléments

Domaine	n	Lithologie		Au (g/t)	As (ppm)	S (%)	Fe (%)	Ni (ppm)
Domaine WT_HG	15	V4A	MD	0,26	1225	0,07	3,28	935
			MY	<b>0,17</b>	<b>1244</b>	<b>0,09</b>	<b>3,13</b>	<b>992</b>
			SD	0,22	595	0,06	0,90	272
	44	S9E	MD	2,39	2000	2,78	12,43	1240
			MY	<b>6,32</b>	<b>2081</b>	<b>3,37</b>	<b>15,04</b>	<b>1273</b>
			SD	9,37	1459	2,48	7,07	484
	14	S9D	MD	0,95	1763	1,26	8,60	1233
			MY	<b>1,68</b>	<b>1719</b>	<b>1,36</b>	<b>8,96</b>	<b>1258</b>
			SD	2,14	846	1,35	4,57	463
Domaine WT_LG	18	V4A	MD	0,05	655	0,03	7,60	808
			MY	<b>0,09</b>	<b>781</b>	<b>0,04</b>	<b>8,00</b>	<b>871</b>
			SD	0,11	643	0,02	3,10	397
	3	S9E	MD	4,26	2860	2,35	8,80	2020
			MY	<b>3,04</b>	<b>1936</b>	<b>2,52</b>	<b>11,63</b>	<b>2045</b>
			SD	2,40	1617	1,17	5,53	506
	4	S9D	MD	0,43	2860	0,3	4,13	1883
			MY	<b>0,43</b>	<b>2760</b>	<b>0,6</b>	<b>4,09</b>	<b>1854</b>
			SD	0,25	1110	0,7	0,69	204
Roche stérile	12	V4A	MD	0,02	284	0,03	3,81	572
			MY	<b>0,03</b>	<b>303</b>	<b>0,03</b>	<b>3,82</b>	<b>593</b>
	1	S3	SD	0,03	193	0,02	0,84	123
TOTAL	113							

### **2.3 Campagne d'échantillonnage**

Lors de la campagne de terrain, les échantillons sélectionnés ont été décrits en prenant en compte les descriptions de forages. Au total, 125 intervalles d'environ un mètre de long ont été détaillés et pour chacun de ces intervalles, un échantillon de demi-carotte de forage d'environ 15 à 20 cm de long a été prélevé pour l'étude minéralogiques sur lame mince. La campagne de terrain a permis de préciser macroscopiquement les caractéristiques des deux principales lithologies de la zone d'étude (formations de fer silicatées/formations de fer sulfurées et komatiites), le pourcentage et la texture des sulfures (pyrrhotite, arsénopyrite, pyrite principalement) et la nature des altérations. La description de chacun des échantillons sélectionnés et échantillonnés est disponible à l'ANNEXE 3.

Sur les 25 échantillons de roche stérile, 13 échantillons ont été envoyés au laboratoire d'ALS pour les analyses multi-éléments. Les mêmes analyses que celles décrites au paragraphe 2.1.2 ont été effectuées (ANNEXE 1). Dans la suite du mémoire, seuls ces 13 échantillons analysés pour les besoins de cette étude ont été pris en compte pour étudier minéralogiquement la roche stérile et tester son comportement géochimique. Le programme géométallurgique et géoenvironnemental final se compose donc de 113 échantillons dont les principales caractéristiques minéralogiques sont décrites au chapitre 3.

### **2.4 Caractérisation minéralogique**

Parmi les 113 échantillons étudiés, 34 échantillons ont fait l'objet d'une étude minéralogique détaillée à partir de lames minces polies de 30 microns d'épaisseur. Les échantillons pour lesquels une lame mince polie a été réalisée, ont été identifiés

à l'ANNEXE 3. L'étude minéralogique a porté principalement sur les sulfures et les minéraux porteurs de la minéralisation et de la plupart des éléments potentiellement polluants. Les paramètres suivants ont été observés : 1) identification des différentes espèces de sulfures ; 2) taille des phases et proportions modales ; et 3) relations texturales et spatiales entre les sulfures et l'or. La caractérisation minéralogique vise à déterminer les relations entre l'or et les sulfures hôtes et à évaluer le contenu en éléments délétères de ces sulfures. La relation texturale entre les silicates et les sulfures a été prise en compte. Plusieurs outils ont été utilisés : le microscope optique, le microscope électronique à balayage (MEB) couplé à la spectrométrie en énergie dispersive (EDS), la microsonde, et l'ablation laser couplée à la spectroscopie de masse à plasma à couplage inductif (LA-ICP-MS – *Laser Ablation Inductively Coupled Plasma Mass Spectrometry*).

#### **2.4.1 Étude pétrographique**

L'objectif de l'étude pétrographique est d'identifier les différents types de sulfures présents, leur pourcentage et texture ainsi que la relation entre l'or et les sulfures. Les 34 lames minces ont été observées au laboratoire de microscopie de l'UQAC en lumière transmise et réfléchi sur un microscope pétrographique Olympus BX51 relié à un appareil photo Olympus DP71.

#### **2.4.2 Observations et Analyses au MEB-EDS**

L'objectif des microanalyses au MEB-EDS est d'identifier les phases non reconnues en lumière réfléchi et l'objectif des observations est d'effectuer des observations texturales précises (par ex. l'association arsénopyrite-löllingite). L'étude au MEB a permis également d'obtenir la composition chimique des sulfures et sulfarséniures et de préciser les relations

entre les phases. Cette étape a donc permis d'obtenir des données préliminaires sur la distribution des éléments suivants : Au, As, Ni, Cu, Pb et Zn dans les phases minérales (sulfures, sulfarséniures, arséniures et oxydes). Les analyses EDS ponctuelles effectuées au MEB ont été réalisées chez IOS Services Géoscientifiques à Chicoutimi à l'aide du microscope électronique Zeiss EVO MA15. Les microanalyses ont été réalisées avec une tension de 20 kV. Le mode d'imagerie par électrons rétrodiffusés a permis d'obtenir des images en niveaux de gris. Le détecteur de rayon X de type « EDS » (*Energy Dispersive Spectrometer*) de la marque Oxford X-Max 150 Aztec 3.3 a été utilisé pour l'analyse élémentaire des grains. Ce spectromètre mesure les rayons X émis par dispersion d'énergie. La limite de détection pour la plupart des éléments est de 500 ppm et les analyses sont exprimées en pourcentage massique (wt. %). Dix lames minces ont été analysées sur les 34, pour un total de 135 microanalyses (Tableau 2-11).

Tableau 2-11 : Lames minces polies pour analyses au MEB

Numéro de lame	Numéro échantillon	Lithologie	Zones	g/t Au	Nombre de point
FG-18-22	CAEXD597935	V4A	Waste	<0,005	13
FG-18-50	CAEXD592887	S9E/S9D	Wtb	1.425	9
FG-18-66	CAEXD593387	V4A	LG	0,187	17
FG-18-68	CAEXD600356	S9E/S9D	Wta1	0,06	10
FG-18-89	CAEXD604062	S9E/S9D	Wtb	1.915	9
FG-18-94	CAEXD600919	V4A	LG	0,012	25
FG-18-100	CAEXD605482	V4A	Wta1	0,742	11
FG-18-104	CAEXD601810	S9D	LG	0,121	11
FG-18-115	CAEXD606051	S9E	Wtb	15.9	21
FG-18-121	CAEXD604486	S9E	Wta2	24.2	12

### 2.4.3 Analyses à la microsonde

Les analyses à la microsonde ont permis d'obtenir des analyses chimiques quantitatives pour les éléments majeurs et mineurs. La microsonde du laboratoire de microanalyse de l'université Laval, de marque CAMECA SX-100 a été utilisée pour les analyses. Une première journée d'analyses a permis d'effectuer 125 points de mesure, sur 12 lames minces polies (Tableau 2-12). Les analyses se sont concentrées sur la gersdorffite et sur les autres sulfures, tels que la pyrrhotite, l'arsénopyrite, la pentlandite et la pyrite. Les éléments suivants ont été analysés : S, Mn, Fe, Co, Ni, Cu, Zn, As, Ag, Sb. Les sulfures ont été analysés avec un faisceau d'électron de 1  $\mu\text{m}$ , pour un temps de comptage de 20 s et un *back time* de 10 s. La limite de détection pour chacun des éléments est de l'ordre de quelques centaines de ppm, respectivement, de  $194 \pm 56$  ppm pour S,  $491 \pm 38$  ppm pour Mn,  $552 \pm 38$  ppm pour Fe,  $294 \pm 15$  ppm pour Co,  $322 \pm 30$  ppm pour Ni,  $420 \pm 37$  ppm pour Cu,  $1289 \pm 102$  ppm pour Zn,  $428 \pm 103$  ppm pour As,  $205 \pm 12$  ppm pour Ag et  $203 \pm 20$  ppm pour Sb. Une seconde journée de microsonde a permis de préciser la composition chimique des carbonates et des oxydes de fer. Le but était de connaître leur contenu en éléments délétères, et particulièrement en arsenic. Cette journée a permis l'analyse de 93 points de mesure, sur 10 lames minces (Tableau 2-12). Les éléments suivants ont été analysés : Na, Mg, Al, Si, Ti, Ca, Ni, Cr, V, Co, Fe, Mn, Nb, P, As, Sr avec un faisceau d'électron de 10  $\mu\text{m}$  pour les carbonates et de 5  $\mu\text{m}$  pour les oxydes de fer, pour un temps de comptage de 20 s et un *back time* de 10 s. La limite de détection pour chacun des éléments est de l'ordre de quelques centaines de ppm, respectivement,  $71 \pm 9$  ppm pour Na,  $51 \pm 8$  ppm pour Mg,  $59 \pm 3$  ppm pour Al,  $62 \pm 2$  ppm pour Si,  $104 \pm 28$  ppm Ti,  $86 \pm 15$  ppm pour Ca,  $215 \pm 45$  ppm pour Ni,  $165 \pm 72$  ppm pour Cr,  $577 \pm 212$  ppm pour V,

202 ± 173 ppm pour Co, 492 ± 114 ppm pour Fe, 377 ± 295 ppm Mn, 210 ± 12 ppm pour Nb, 81 ± 5 ppm pour P, 228 ± 260 ppm pour As, 162 ± 8 ppm pour Sr. L'or n'a pas été analysé car il est difficile à détecter à la microsonde lorsqu'il est structuralement lié aux sulfures.

Tableau 2-12 : Lames minces polies pour analyses à la microsonde

Numéro de lame	Numéro échantillon	Lithologie	Zones	g/t Au	Nombre de point (sulfures et sulfoarséniures)	Nombre de point (carbonates et oxydes)
FG-18-13	CAEXD597930	V4A	Waste	0,007	14	7
FG-18-19	CAEXD597932	V4A	Waste	<0,005		8
FG-18-22	CAEXD597935	V4A	Waste	<0,005	6	5
FG-18-34	CAEXD421255	SED/V4A	Waste	/		7
FG-18-50	CAEXD592887	S9E/S9D	Wtb	1.425	7	
FG-18-60	CAEXD594800	V4A	Wtb	0,21		6
FG-18-66	CAEXD593387	V4A	LG	0,187	11	2
FG-18-68	CAEXD600356	S9E/S9D	Wta1	0,06	17	
FG-18-70	CAEXD601313	S9E	Wta2	8,09		6
FG-18-81	CAEXD601082	S9E	Wta2	3.35	13	
FG-18-89	CAEXD604062	S9E/S9D	Wtb	1.915	3	
FG-18-94	CAEXD600919	V4A	LG	0,012	17	
FG-18-99	CAEXD605461	S9E/S9D	Wta2	6,05		5
FG-18-100	CAEXD605482	V4A	Wta1	0,742	12	
FG-18-104	CAEXD601810	S9D	LG	0,121	9	
FG-18-108	CAEXD603494	S9E	Wta2	14,45	11	
FG-18-115	CAEXD606051	S9E	Wtb	15,9		
FG-18-121	CAEXD604486	S9E	Wta2	24,2	5	
FG-18-122	CAEXD604493	S9E	Wta2	31,8		4

#### 2.4.4 Analyses au LA-ICP-MS

Les éléments traces ont été analysés par LA-ICP-MS. Ces analyses renseignent sur le contenu en or invisible (au microscope optique et électronique) des différents sulfures et de quantifier leur contenu en éléments délétères (p.ex. As, Ni...). Ces analyses ont principalement permis de préciser la distribution des éléments suivants : Au, As, Ni, Sb et Co dans les phases minérales. Ainsi, le contenu en élément traces (Au, Sb) à mineurs (Ni, Co, As) des sulfures, sulfarséniures et arséniures a été déterminé grâce au LA-ICP-MS du laboratoire LabMaTer de l'UQAC. Le système d'ablation laser comprend un spectromètre de masse Agilent 7700x associé à un laser Excimer 193 nm Resonetics M-50. Les isotopes suivants ont été analysés :  $^{27}\text{Al}$ ,  $^{28}\text{Si}$ ,  $^{29}\text{Si}$ ,  $^{33}\text{S}$ ,  $^{34}\text{S}$ ,  $^{47}\text{Ti}$ ,  $^{49}\text{Ti}$ ,  $^{51}\text{V}$ ,  $^{52}\text{Cr}$ ,  $^{53}\text{Cr}$ ,  $^{55}\text{Mn}$ ,  $^{57}\text{Fe}$ ,  $^{59}\text{Co}$ ,  $^{60}\text{Ni}$ ,  $^{61}\text{Ni}$ ,  $^{65}\text{Cu}$ ,  $^{66}\text{Zn}$ ,  $^{71}\text{Ga}$ ,  $^{72}\text{Ge}$ ,  $^{75}\text{As}$ ,  $^{77}\text{Se}$ ,  $^{82}\text{Se}$ ,  $^{90}\text{Zr}$ ,  $^{95}\text{Mo}$ ,  $^{96}\text{Mo}$ ,  $^{105}\text{Pd}$ ,  $^{107}\text{Ag}$ ,  $^{108}\text{Pd}$ ,  $^{111}\text{Cd}$ ,  $^{115}\text{In}$ ,  $^{118}\text{Sn}$ ,  $^{121}\text{Sb}$ ,  $^{125}\text{Te}$ ,  $^{126}\text{Te}$ ,  $^{138}\text{Ba}$ ,  $^{182}\text{W}$ ,  $^{197}\text{Au}$ ,  $^{202}\text{Hg}$ ,  $^{205}\text{Tl}$ ,  $^{208}\text{Pb}$  et  $^{209}\text{Bi}$ . Les paramètres utilisés sont 15 Hz de fréquence et une puissance de  $3 \text{ J/cm}^2$ . Le *dwell time* était de 5 ms/pic pour chaque élément. Les sulfures et les matériaux de référence ont été analysés avec des lignes (vitesse :  $10 \mu\text{m/s}$ ) et des points (*spot*), analysés avec un diamètre de laser allant de 9 à  $33 \mu\text{m}$  (ajusté en fonction de la taille des sulfarséniures et arséniures). Chaque analyse comprend une acquisition de 30s du bruit de fond (analyse du gaz) qui correspond au blanc. Treize lames minces ont été analysées sur les 34, pour un total de 118 analyses (Tableau 2-13).



Tableau 2-13 : Lames minces polies pour analyses au LA-ICP-MS

Numéro de lame	Numéro échantillon	Lithologie	Zones	g/t Au	Nombre de point
FG-18-13	CAEXD597930	V4A	Waste	0,007	12
FG-18-22	CAEXD597935	V4A	Waste	<0,005	9
FG-18-50	CAEXD592887	S9E/S9D	Wtb	1.425	5
FG-18-66	CAEXD593387	V4A	LG	0,187	11
FG-18-68	CAEXD600356	S9E/S9D	Wta1	0,06	15
FG-18-81	CAEXD601082	S9E	Wta2	3.35	11
FG-18-89	CAEXD604062	S9E/S9D	Wtb	1.915	3
FG-18-94	CAEXD600919	V4A	LG	0,012	8
FG-18-100	CAEXD605482	V4A	Wta1	0,742	8
FG-18-104	CAEXD601810	S9D	LG	0,121	11
FG-18-108	CAEXD603494	S9E	Wta2	14.45	9
FG-18-115	CAEXD606051	S9E	Wtb	15.9	13
FG-18-121	CAEXD604486	S9E	Wta2	24.2	3

#### 2.4.5 Traitement des données de LA-ICP-MS

Les données acquises par LA-ICP-MS ont été réduites grâce au logiciel LADR version 1.0.08. Le standard interne  $^{57}\text{Fe}$  a été utilisé pour analyser les grains d'arsénopyrite, de pyrrhotite, de pyrite et le standard  $^{60}\text{Ni}$  a été utilisé comme standard interne pour analyser les grains de gersdorffite et autres arséniures. Les valeurs de Fe et de Ni utilisées comme standard interne ont été obtenues par microsonde pour la plupart des grains analysés et oscillent entre 57 et 59 wt. % Fe pour la pyrrhotite, entre 32 et 36 wt. % Fe pour l'arsénopyrite, entre 47 et 48 wt. % Fe pour la pyrite et entre 5 et 30 wt. % Ni pour la gersdorffite. Les matériaux de référence UQAC-FeS1 et GSE ont été utilisés comme standard externe, qui correspondent à un sulfure artificiel produit à l'UQAC pour UQAC-FeS1 (Savard et al 2018). Les matériels de référence MASS1-C, UQAC-FeS4 et JB5 ont été utilisés pour le contrôle de qualité et indiquent une corrélation positive entre les valeurs

analysées et les valeurs certifiées des standards. Les limites de détection sont égales à 0,04 ppm pour Au, 0,16 ppm pour Co, 10,46 ppm pour Ni, 77,53 ppm pour As et 0,51 ppm pour Sb. Les limites pour les autres éléments analysés sont disponibles à l'ANNEXE 4.

## **2.5 Tests en laboratoire (« mini-tests »)**

Les tests géométallurgiques et géoenvironnementaux sont des tests en développement, adaptés par les Mines Agnico Eagle. Ces tests sont aussi appelés mini-tests car il s'agit de tests rapides, peu coûteux et réalisés sur de faibles masses d'échantillon, de quelques dizaines de grammes. Chacun des échantillons provient d'un échantillon d'un mètre de forage, à l'inverse des tests environnementaux et métallurgiques dit conventionnels, qui utilisent plusieurs kilogrammes de matériel rocheux. Ces mini-tests ont l'avantage d'être utilisable dès les premières étapes d'exploration (puisque'ils requièrent peu de matériel), et peuvent être réalisés sur chaque échantillon d'un mètre de forage. Ceci permet d'acquérir des données sur la variabilité métallurgique et environnementale du minerai et des déchets miniers, au plus tôt dans un projet minier, grâce à des échantillons mieux répartis dans l'espace et plus nombreux, et ainsi plus représentatifs du gisement. Les Mines Agnico Eagle développent ces tests dans la perspective qu'ils soient réalisés dans le futur par des laboratoires externes, à grande échelle, c.-à-d. sur plusieurs centaines à milliers d'échantillons utilisés pour les analyses d'or. Ces mini-tests sont utilisés pour évaluer la réponse métallurgique et environnementale de chaque échantillon. Ces réponses seront ensuite corrélées aux assemblages minéralogiques observés à l'étape précédente.

Les 100 échantillons des différentes zones minéralisées (Wta2, Wta1, Wtb et LG) ont été soumis à ces tests géométallurgiques et géoenvironnementaux et les 13 échantillons de roche stérile ont été soumis seulement aux tests géoenvironnementaux, car ces échantillons

ne constituent pas le minerai. Ils ne seront ainsi pas traités pour récupérer l'or et seront entreposés directement sur la halde à stériles. Les différents tests ont été effectués sur les échantillons pour lesquels des analyses en or ont été réalisées, fournis par ALS Minerals. Ces échantillons prennent la forme d'une poudre de roche broyée à  $P80 < 75\mu\text{m}$ , appelée pulpe.

### **2.5.1 Test géométallurgique**

Le mini-test géométallurgique qui a été réalisé dans le cadre de cette étude est un test de micro-cyanuration. Ce test vise à évaluer la quantité d'or récupérable après traitement du minerai par cyanuration. Ces tests ont été réalisés par l'équipe du laboratoire des Services Techniques du CSD (Rouyn-Noranda, Canada) entre Décembre 2018 et Février 2019. Ils ont été réalisés dans le cadre de ce projet de maîtrise et le résultat de ces tests, fournis par les Mines Agnico Eagle, sont détaillés au chapitre 4. Les tests de micro-cyanuration sont des tests rapides qui sont réalisés sur une petite masse d'échantillon (15g de pulpe de l'échantillon correspondant à un mètre de demi-carotte broyée). Le matériel broyé à une granulométrie  $P80 < 75\ \mu\text{m}$ , est mis en solution avec du nitrate de plomb ( $\text{PbNO}_3$ ) ce qui pré-oxyde le matériel enrichi en sulfures. Parallèlement, une solution qui contient des sels de cyanure ( $\text{NaCN}$ ), de la chaux ( $\text{NaOH}$ ) et de l' $\text{O}_2$  est préparée. Cette solution permet de tamponner le pH de la réaction à une valeur  $\geq 11$  ; et la quantité maximale d' $\text{O}_2$  y est ajoutée (ANNEXE 5). Le pH est tamponné car, lors de la réaction de cyanuration, un  $\text{pH} < 9,5$  entraîne le dégagement gazeux toxique de cyanure (sous forme de  $\text{HCN}$ ). L'oxygène est également maximisé car la réaction de cyanuration consomme de l' $\text{O}_2$  (une mole d' $\text{O}_2$  pour 4 moles d'or et 8 moles de  $\text{CN}^-$ ). Cette solution de cyanure tamponnée est ensuite ajoutée au matériel pré-oxydé dans un tube à essai. Le pH et la quantité d' $\text{O}_2$  sont mesurés avant

et après la mise en agitation pendant 18 heures sur des rouleaux. Le mélange eau-roche est ensuite filtré. Le filtrat, appelé solution mère (*pregnant solution*), qui contient l'or dissout et le rejet solide sont envoyés au laboratoire du complexe de LaRonde (Rouyn-Noranda, Canada) pour analyse de l'or. Les paramètres suivants sont obtenus à l'issue de ce test de micro-cyanuration :

- Paramètres mesurés au cours de la réaction : pH, température, taux d'O<sub>2</sub> et quantité CN<sup>-</sup> libre à la fin de la réaction. Ils sont utilisés pour s'assurer que la réaction est totale et qu'aucun réactif n'a manqué au cours de la réaction de cyanuration.
- Paramètres mesurés à l'issue de la réaction de cyanuration : teneur en or du rejet solide (exprimée en g/t) et teneur en or de la solution mère (exprimée en mg/L) analysées, après fusion pour le rejet solide et finition par spectrométrie d'émission atomique à plasma à couplage inductif - ICP-AES (*Inductively Coupled Plasma Atomic Emission Spectroscopy*). La limite de détection pour les liquides est de 0,005 mg/L Au et de 0,03 g/t Au pour les rejets solides (ANNEXE 5). Ils permettent d'évaluer quantitativement la performance de récupération de l'or.

À partir des paramètres mesurés à l'issue de la réaction de cyanuration, la teneur en or de l'échantillon est recalculée à partir de l'analyse d'or de la solution mère (contenu dans le tube à essai). Cette teneur en or recalculée correspond à la teneur en or de l'échantillon de roche de départ. La teneur en or recalculée est parfois très différente de la teneur en or de l'échantillon solide, obtenue lors des analyses multi-éléments d'or. Cette différence s'explique par l'effet pépité de l'or et par la petite quantité de matériel utilisée, égale à 15g pour le test de micro-cyanuration (contrairement à 30g pour les analyses multi-éléments d'or). Le pourcentage d'or récupéré (exprimé en %), appelé récupération aurifère dans le

reste du mémoire, est alors calculé à partir de la teneur en or recalculée. Le détail des calculs est présenté dans l'encadré ci-dessous :

**Calcul de la teneur en or recalculée**

***Teneur en or recalculée***

$$= \frac{(Masse\ solution\ mère * Teneur\ solution\ mère) + (Masse\ rejet\ solide * Teneur\ rejet\ solide)}{Masse\ solide\ initiale}$$

Avec :

Teneur en or recalculée (en g/t)

Masse solution mère (en g)

Teneur solution mère (en mg/L convertie en g/t)

Masse rejet solide (en g)

Teneur rejet solide (en g/t)

Masse solide initiale (en g), égale à environ 15g

**Calcul de la récupération aurifère**

$$Récupération\ aurifère = \frac{Masse\ solution\ mère * Teneur\ en\ or\ solution\ mère}{Masse\ solide\ initiale * Teneur\ en\ or\ recalculée} * 100$$

Avec :

Récupération aurifère (en %)

Masse solution mère (en g)

Teneur en or solution mère (en mg/L convertie en g/t)

Teneur en or recalculée (en g/t)

Masse solide initiale (en g)

### 2.5.2 Tests géoenvironnementaux

Les tests géoenvironnementaux sont des tests qui permettent d'évaluer le potentiel de drainage minier acide et de lixiviation en métaux d'échantillons rocheux (roche stérile et

minerais dans l'étude). Ces tests ont été réalisés par l'équipe du laboratoire des Services Techniques du CSD (Rouyn-Noranda, Canada) entre Décembre 2018 et Février 2019. Ils ont été réalisés dans le cadre de ce projet de maîtrise et le résultat de ces tests, fournis par les Mines Agnico Eagle sont détaillés au chapitre 4. Néanmoins, la partie analytique des tests de lixiviation a été réalisée à l'UQAC, par l'étudiante. Il est important de noter que, dans la plupart des mines, la roche stérile est entreposée au niveau de haldes à stérile alors que les résidus miniers (rejets de minerai traités) sont le plus souvent envoyés dans des bassins de rétention où le matériel à granulométrie fine (de l'ordre du  $\mu\text{m}$ ) est envoyé. Ici, les échantillons de roche stérile et des zones minéralisées sont testés pour une même granulométrie ( $P_{80} < 75\mu\text{m}$ ), ce qui représente la fraction rocheuse la plus réactive à son environnement. Ainsi les tests géoenvironnementaux évaluent le potentiel de drainage minier acide et de lixiviation en métaux d'échantillons rocheux dans les conditions les plus pessimistes. Dans le cadre de cette étude, quatre tests différents ont été effectués et sont décrits ci-dessous. Il s'agit de tests environnementaux conventionnels qui sont cependant réalisés sur des petites masses pour représenter un échantillon d'un intervalle d'un mètre de demi-carotte.

#### *2.5.2.1 Analyse carbone/soufre*

Le contenu en  $^{13}\text{C}$  et  $^{34}\text{S}$  a été analysé, pour les 113 échantillons étudiés, par combustion dans un four à induction de la marque LECO au laboratoire du complexe de LaRonde (exprimé en %). La limite de détection pour le  $^{13}\text{C}$  et pour le  $^{34}\text{S}$  est de 0,03% (ANNEXE 5). Lorsque la limite de détection est atteinte, la valeur reportée dans la base de données est égale à la moitié de la limite de détection, soit 0,015 % (ANNEXE 5).

### 2.5.2.2 Test NAG

Le test de Génération d'Acide Net, ou NAG test (*Net Acid Generation test*), permet de classifier un échantillon en fonction de son potentiel de génération d'acide (Price 2009). Ce test a été réalisé par l'équipe du laboratoire du CSD, sur 30 échantillons seulement (ANNEXE 5), pour des raisons de coût et de temps. Ils ont été choisis de manière à représenter la variabilité lithologique et le contenu en Au, As et S. Il consiste à oxyder les sulfures d'un échantillon en ajoutant du peroxyde d'hydrogène (H<sub>2</sub>O<sub>2</sub>), et à titrer l'acidité de la solution finale avec une solution de NaOH appropriée jusqu'à un pH égal à 7 (ANNEXE 5). La valeur du NAG correspond à la quantité de kg H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub> généré par tonne de minerai (en kg H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub>/t).

#### Calcul du Net Acid Generation (NAG)

$$NAG = (49 * V_{NaOH} * N_{NaOH})/m$$

Avec :

NAG: Net Acid Generation (en kg H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub>/t)

V<sub>NaOH</sub>: volume de NaOH utilisé lors de la titration (en mL)

N<sub>NaOH</sub> : normalité de la solution de NaOH utilisée (en mol/L), solution de NaOH de 0,1 M ou de 0,5 M

m : masse de l'échantillon (en g), égale à 2.5g

Facteur 49

En fonction de la valeur du NAG, l'échantillon est considéré soit non générateur d'acide (NAG = 0 kg H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub>/t) ; soit ayant une capacité de génération d'acide faible (NAG ≤ 5 kg H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub>/t) ; soit potentiellement générateur d'acide (NAG > 5 kg H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub>/t). Ce test a été fait par convention, pour comparer les résultats obtenus à ceux obtenus par le consultant Golder Associates Ltd.

### 2.5.2.3 Test PN-PA

L'essai PN-PA consiste à déterminer le potentiel de neutralisation (PN) et le potentiel d'acidification (PA) d'un échantillon donné. Le PN et le PA permettent de calculer le ratio de potentiel de neutralisation (*Neutralisation Potential Ratio*, NPR), qui traduit la capacité d'un échantillon à neutraliser l'acidité produite par ruissèlement ou les intempéries (Price 2009).

L'essai est précédé du test *Fizz* qui correspond à un test visuel d'effervescence (*fizz*). Ainsi, une masse de 0,5g est mis en contact avec une solution à 25% HCl pour le test d'effervescence. L'opérateur évalue visuellement l'effervescence de la réaction et, selon son appréciation, détermine le volume de HCl à utiliser, pour l'étape suivante de digestion totale de l'échantillon. L'opérateur choisit une solution à 0,1 M d'HCl pour une effervescence nulle (ajout de 20 ml d'HCl) et pour une effervescence faible (ajout de 40 ml d'HCl) ou une solution à 0,5 M d'HCl pour une effervescence modérée (ajout de 40 ml d'HCl) et pour une effervescence forte (ajout de 80 ml d'HCl). La solution choisie est alors mise en contact avec 2g de l'échantillon à tester (ANNEXE 5).

Le potentiel de neutralisation (PN), qui correspond à la quantité de chaux nécessaire pour neutraliser une tonne d'échantillon, est obtenu par titrage de la solution, par une solution à 0,1 M de soude (NaOH). Et le potentiel d'acidification (PA) correspond au produit de la quantité de soufre total dans l'échantillon (exprimé en wt. %, obtenue par l'analyse C/S) par la valeur de 31,25. Il est alors possible de calculer le NPR, qui correspond à la division du PN sur le PA ; c.-à-d.  $NPR = PN/PA$ . L'échantillon est considéré soit non générateur d'acide ( $NPR > 3$ ) ; soit générateur d'acide ( $NPR < 1$ ); soit ayant un potentiel de génération d'acide incertain ( $1 < NPR < 3$ ).



**Calcul du potentiel de neutralisation (PN)**

$$PN = \left[ \frac{(N_{HCl} * V_{HCl}) - (N_{NaOH} * V_{NaOH})}{m} \right] * 50$$

Avec :

PN : potentiel de neutralisation (en kg CaCO<sub>3</sub> éq. /t)

N<sub>HCl</sub> et N<sub>NaOH</sub>, molarités de HCl et NaOH respectivement

V<sub>HCl</sub> et V<sub>NaOH</sub>, volumes de HCl et NaOH respectivement

m : masse de l'échantillon (en g), égale à 2g

**Calcul du potentiel d'acidité (PA)**

$$PA = S_{total} * 31.25$$

Avec :

PA : potentiel d'acidité (en kg CaCO<sub>3</sub> éq. /t)

S<sub>tot</sub>: pourcentage massique du soufre total dans l'échantillon (en wt. %)

Facteur 31.25 : le facteur dérive du calcul basé sur la réaction de neutralisation de la pyrite qui produit 2 moles de H<sup>+</sup> par mole de soufre et chaque mole de calcite neutralise 2 moles de H<sup>+</sup>

$$(2 * \text{poids moléculaire CaCO}_3 / 2 * \text{poids moléculaire S de la pyrite}) * 10 = ((2 * 100) / (2 * 32)) * 10$$

Où 10 est le facteur de conversion de % à kg/tonne

**Calcul du ratio de potentiel de neutralisation NPR**

$$NPR = PN/PA$$

*2.5.2.4 Tests de lixiviation des éléments à court terme*

Les deux tests de lixiviation décrits ci-dessous visent à évaluer le potentiel de mise en solution des éléments contenus dans la roche et en particulier les métaux polluants pour l'environnement. Les concentrations limites autorisées des éléments délétères des effluents miniers (ici roches stériles et résidus miniers) sont règlementées par le règlement sur les effluents des mines de métaux et des mines de diamants canadien (appelé REMM) et à la réglementation du territoire du Nunavut. La réglementation canadienne établit une limite

de concentration pour les éléments suivants : Cu, Ni, As, Pb et Zn (Tableau 1-2) et la licence de type A pour les éléments suivants : Al, As, Cd, Cr, Cu, Fe, Pb, Hg et Zn (Tableau 2-14). Un échantillon sera considéré comme ayant un potentiel de mise en solution d'un élément si la concentration pour l'élément considéré est supérieure à la concentration moyenne mensuelle autorisée. Les concentrations limites autorisées par le *NWB* sont plus restrictives à celles établies par le gouvernement canadien, ces dernières seront donc utilisées comme référence.

#### *Test SFE*

Le test de lixiviation à court terme, appelé SFE (*Shake Flask Extraction*), est utilisé pour évaluer la lixiviation à court terme des éléments traces contenus dans une roche. Il a été réalisé sur les 113 échantillons. Pour un ratio eau : roche de 3 : 1, une masse de 5g par échantillon est mise en agitation continue avec de l'eau déionisée, pendant 24 h (ANNEXE 5). Le mélange eau-roche est filtré et la partie liquide, appelée lixiviat, est récupérée et analysée par ICP-MS ce qui permet d'obtenir les teneurs des différents éléments chimiques mis en solution.

#### *Test SPLP*

L'essai *Synthetic Precipitation Leaching Procedure (SPLP)* permet de simuler la lixiviation des rejets exposés aux pluies acides. Il a été réalisé sur les 113 échantillons étudiés. Une solution de lixiviation d'acide sulfurique ( $H_2SO_4$ ) et d'acide nitrique ( $HNO_3$ ) à un pH de  $4.2 \pm 0,05$  est préparé. Cette solution, qui simule la composition de pluies acides, est mise en contact avec une masse de 1g d'échantillon solide dilué à un ratio liquide : solide de 20 :1 dans un tube à essai. Le digitube est ensuite mise en rotation sur

des rouleaux horizontaux, pour une durée de 18 h (ANNEXE 5). Le mélange eau-roche est filtré et la partie liquide, appelée lixiviat, est récupérée et analysée par ICP-MS ce qui permet d'obtenir les teneurs des différents éléments chimiques mis en solution.

#### *Analyses des lixiviats issus des tests SFE et SPLP*

À la suite des tests SFE et SPLP, 262 lixiviats (113 lixiviats issus des échantillons rocheux des tests SFE, 113 lixiviats issus des échantillons rocheux des tests SPLP, 12 blancs et 24 duplicatas) ont été envoyés au laboratoire LabMaTer de l'UQAC (Chicoutimi, Canada) où l'étudiante a réalisé par spectrométrie de masse à couplage inductif (ICP-MS) l'analyse des éléments suivants : Al, As, Ba, Be, Bi, Cd, Co, Cr, Cu, Fe, K, Mg, Mn, Mo, Ni, P, Pb, Sb, Se, Sn, Sr, Te, Ti, Tl, U, V, Zn, B, Ca, Cl, Na, S, Si. Le mercure n'a pas été analysé. Les limite de détection (l.d.d) des éléments ont été calculées comme égales à trois fois écart-type des blancs d'analyses. La concentration moyenne des blancs d'analyse pour chacun des éléments analysés et qui correspond au bruit de fond des analyses a été soustraite aux analyses des échantillons.

Tableau 2-14 : Concentrations limites maximales des effluents miniers pour le gisement de Whale Tail (projet de licence A Whale Tail)

Parameter	Unit	Maximum Authorized Monthly Mean Concentration	Maximum Authorized Concentration in a Grab Sample
<i>Conventional Constituents</i>			
pH		6.0 to 9.5	6.0 to 9.5
Total Suspended Solids TSS	mg/L	15	30
Total Dissolved Solids TDS	mg/L	1400	1400
<i>Nutrients</i>			
Total Ammonia (NH <sub>3</sub> -N)	mg-N/L	16	32
Total Phosphorous (P)	mg-P/L	0.3	0.6
<i>Total Metals</i>			
Aluminum (Al)	mg/L	0.5	1.0
Arsenic (As)	mg/L	0.1	0.2
Cadmium (Cd)	mg/L	0.002	0.004
Chromium (Cr)	mg/L	0.02	0.04
Copper (Cu)	mg/L	0.1	0.2
Iron (Fe)	mg/L	1.0	2.0
Lead (Pb)	mg/L	0.05	0.1
Mercury (Hg)	mg/L	0.004	0.008
Nickel (Ni)	mg/L	0.25	0.5
Zinc (Zn)	mg/L	0.1	0.2
<i>Other</i>			
Total Petroleum Hydrocarbons (TPH)	mg/L	3.0	6.0

## 2.6 Corrélation et calcul minéralogique

La dernière étape de la méthodologie consiste à relier les observations minéralogiques aux résultats des tests géométrurgiques et géoenvironnementaux. Un modèle de calcul minéralogique sera établi à partir des analyses multi-éléments, se basant sur les observations minéralogiques. Ce modèle permettra une compréhension plus approfondie des paramètres métallurgiques et des gestions des rejets miniers dans la zone d'étude, voire dans le gisement de Whale Tail.

## 2.7 Résumé de la méthodologie

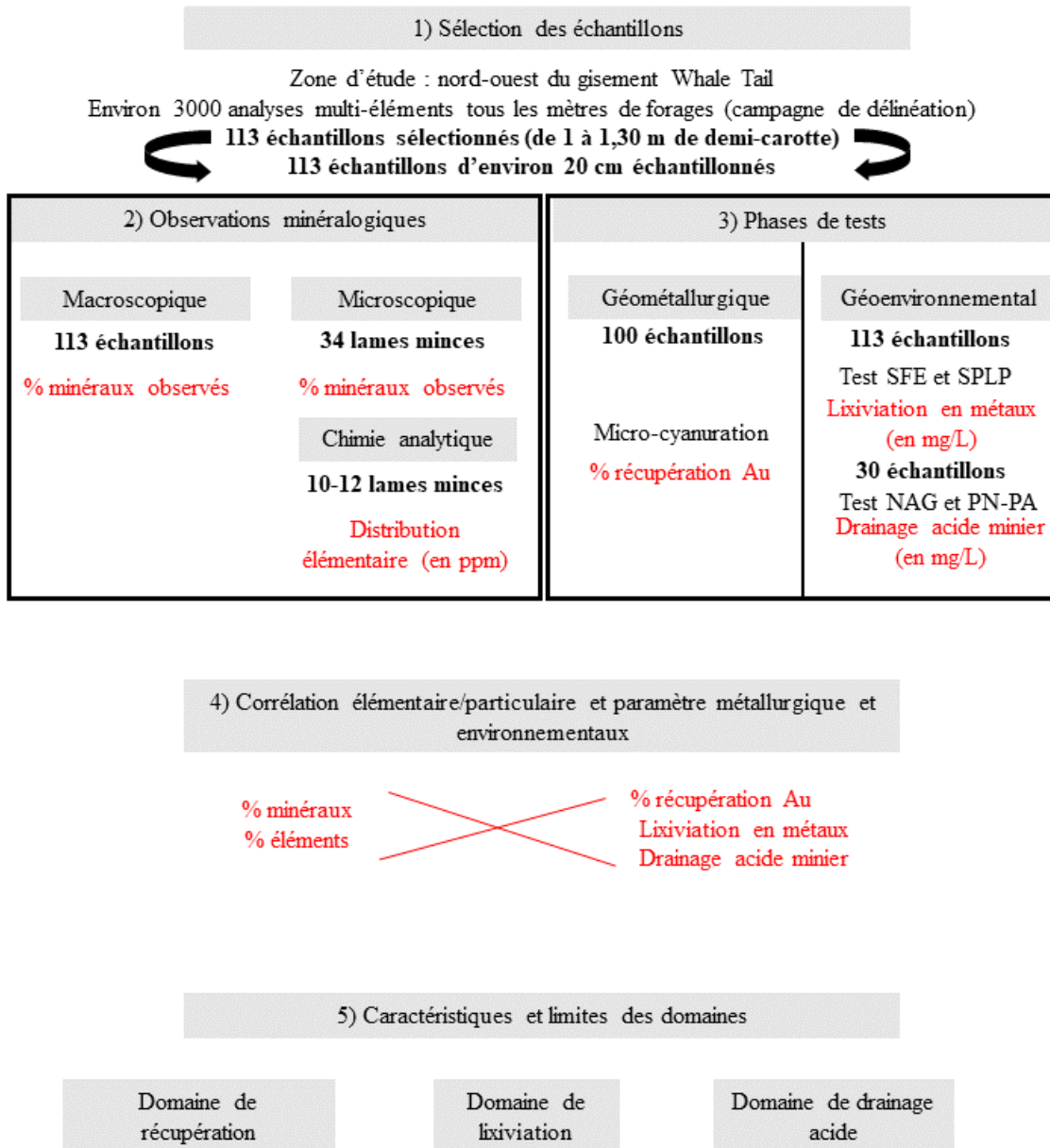


Figure 2-4 : Schéma bilan de la méthodologie

# CHAPITRE TROISIÈME : ÉTUDE

## MINÉRALOGIQUE

Dans ce chapitre, les observations macroscopiques et microscopiques réalisées sur les 113 échantillons de la sélection géométagénétique sont présentées. Ces observations décrivent les minéraux présents dans la zone d'étude au nord-ouest du gisement Whale Tail, et particulièrement les minéraux sulfurés, qui sont les principaux porteurs de la minéralisation aurifère.

### 3.1 Observations macroscopiques

Dans cette section, les principales lithologies de la zone d'étude sont décrites à partir des observations faites dans le cadre de la campagne d'échantillonnage sur le site d'Amaruq. Les formations de fer sont les roches hôtes de la minéralisation et correspondent au minerai riche en or. Elles sont désignées soit par le code S9E, qui correspond à la lithologie riche en or et en sulfures (>5% de sulfures observés, formations de fer sulfurées) ou S9D, qui correspond à la lithologie moins enrichie en or et en sulfures (<5% de sulfures observés, formations de fer silicatées). Les komatiites, désignées par le code V4A, contiennent généralement peu d'or et constituent la lithologie dite stérile (peu à pas minéralisée) ou la lithologie adjacente aux zones de minéralisations. Dans cette section, la description macroscopique des deux principales lithologies est présentée. Ici, le métamorphisme n'a pas été étudié en détails dans le cadre de ce projet, mais au vu des assemblages minéralogiques observés dans la zone minéralisée, le faciès métamorphique est probablement celui des amphibolites. En complément une description pour chacun des 113 échantillons de la sélection est disponible à l'ANNEXE 3.

### 3.1.1 Formations de fer

Les formations de fer du dépôt Amaruq sont des roches litées, qui comprennent des lits de silicates d'une épaisseur de l'ordre du millimètre. Une alternance de lits riches en amphibole, en chlorite et en biotite dans des proportions variables sont facilement reconnaissables macroscopiquement (Figure 3-1). Des grenats sont à plusieurs endroits présents en association avec les lits de biotite. Le litage n'est plus discernable dans les zones de remplacement à carbonates-chlorite-pyrrhotite (Figure 3-1). La pyrrhotite (proportion estimée visuellement), qui est le sulfure principal, est distribuée sous la forme: 1) de plages irrégulières associées à des veines ou veinules de chlorite-quartz-carbonates (entre 15 à 25 vol% Po), appelées pyrrhotite en *stringers* (Figure 3-5), et parfois sous forme semi-massive à massive (jusqu'à 50 vol% Po, Figure 3-6) ; et 2) de grains disséminés (entre 1 à 15 vol% de Po, Figure 3-4) dans les lits de biotite-amphibole et/ou associés aux grenats. Des grains idiomorphes d'arsénopyrite associés à la pyrrhotite sont localement observés et sont de taille inférieure à 5 mm (Figure 3-1). La quantité de sulfures varie d'une zone minéralisée à l'autre (Wta1, Wta2, Wtb et LG; ANNEXE 2). D'après les 113 échantillons de la sélection, la zone Wta2 correspond à la zone la plus riche en pyrrhotite et en arsénopyrite. Son contenu en pyrrhotite est variable (entre 1 à 30 vol% de pyrrhotite observée) et égal à une moyenne d'environ 5 vol% Po. Dans la zone Wtb, la pyrrhotite ne représente jamais plus de 10 à 15 vol%. L'arsénopyrite n'est pas toujours visible à l'œil nu. Au maximum, elle peut représenter de 1 à 2 vol% dans la zone Wta2. Contrairement à la zone Wta2, il n'y a pas de grains d'arsénopyrite visibles dans les échantillons des zones minéralisées Wta1 (excepté pour un échantillon, CAEXD603006/FG-18-128, ANNEXE

3) et Wtb, situées plus au nord de Wta2. Il est possible que les grains d'arsénopyrite soient trop petits pour être visibles à l'œil nu dans ces zones.

### **3.1.2 Komatiites**

Les komatiites sont des roches aphanitiques, fortement altérées en carbonate-talc-serpentine-chlorite (Figure 3-2). Cette altération caractéristique des komatiites de Whale Tail prend la forme de veinules de carbonates-chlorite ou correspond à une altération plus pervasive sous forme d'imprégnation de la matrice. Des komatiites moins altérées, contenant peu de veinules de carbonates-chlorite, contiennent des oxydes de fer, disséminés (magnétite et/ou chromite). Dans le secteur à l'étude, les komatiites ne sont minéralisées que localement et contiennent seulement des traces de pyrite et de pyrrhotite (< 1% ; ANNEXE 3).

Aussi, plusieurs échantillons sont caractérisés par une minéralogie transitionnelle entre les formations de fer et les komatiites (Figure 3-3). Par exemple, l'échantillon CAEXD591527 est composé d'un assemblage de carbonate-chlorite-talc, caractéristique des komatiites, mais est fortement foliée ce qui lui donne un aspect similaire au litage des formations de fer (Figure 3-3). Aucun code lithologique spécifique est utilisé par les géologues d'exploration pour décrire ce type de faciès. C'est pourquoi, dans la suite du mémoire, leur lithologie d'assignation initiale est conservée. Néanmoins, ces échantillons ont été identifiés à l'ANNEXE 3, par le code S9D/V4A, au besoin.



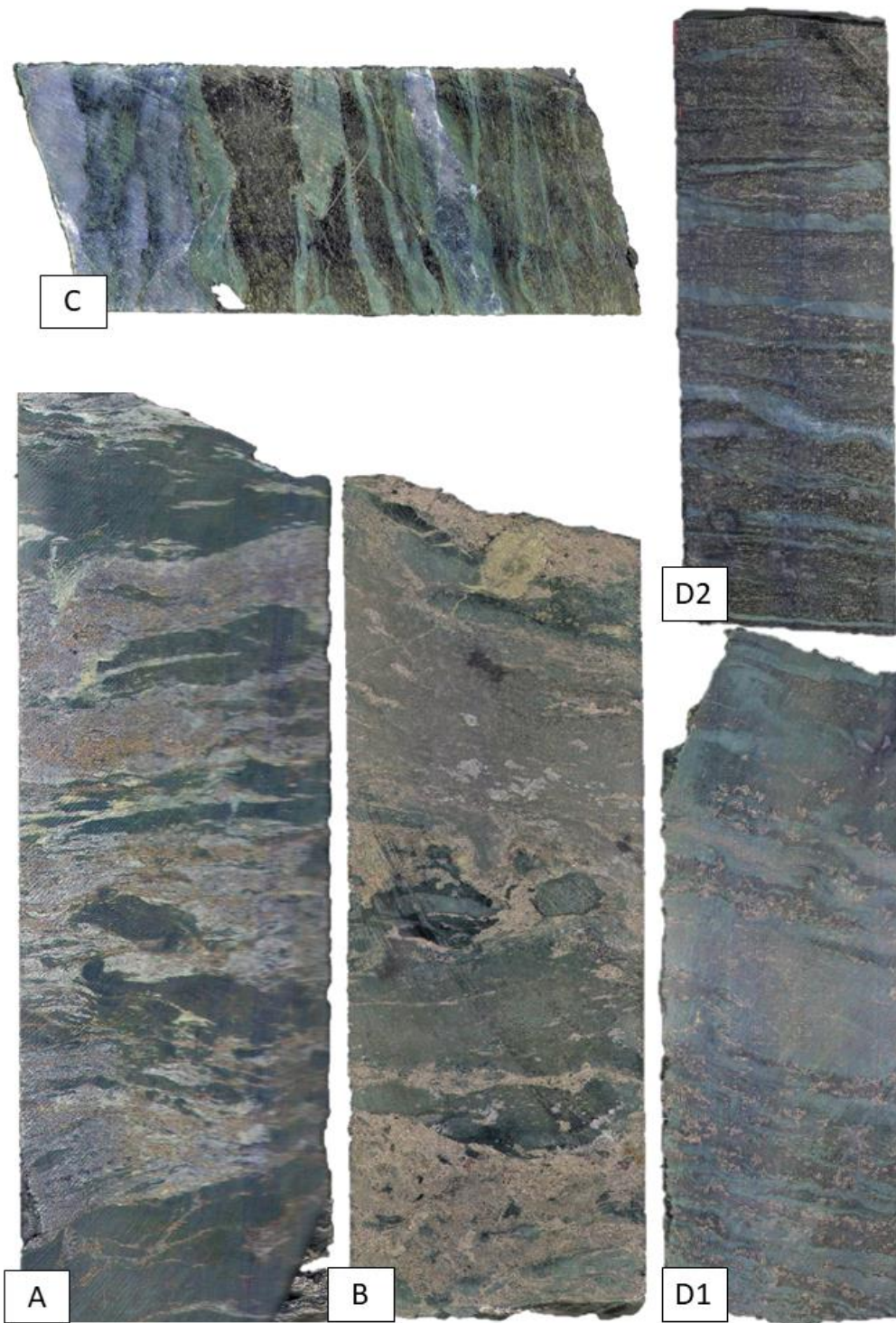


Figure 3-1 : Échantillons de demi-carotte de formations de fer silicatées (C) ou des sulfures (A, B et D) : A) Texture avec zone de remplacement à amphibole-chlorite-carbonate-pyrrhotite. La pyrrhotite se présente sous la forme de stringer (FG-18-115/ CAEXD606051); B) Texture avec zone de remplacement à amphibole-chlorite-carbonate-pyrrhotite avec grains d'arsénopyrite (FG-18-121/CAEXD604486) ; C) Texture litée avec alternance de lits de biotite-grenat et chlorite-amphibole avec des veines de quartz-carbonates stratiformes (FG-18-55/ CAEXD592706) ; D) Texture litée avec alternance de lits de biotite-grenat et chlorite-amphibole (D1) avec pyrrhotite disséminée et sans pyrrhotite visible (D2; FG-18-35/ CAEXD591508)

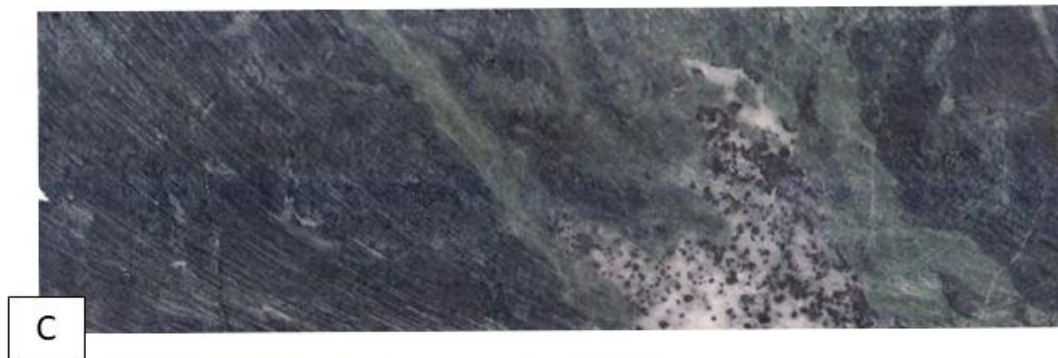


Figure 3-2 : Échantillons de demi-carotte de komatiites altérées (V4A), caractérisées par une matrice de talc-serpentine-carbonates et A) associées à veinules de carbonates-chlorite (FG-18-28/CAEXD597937); B) avec des amas de carbonates au sein de la matrice (FG-18-20/CAEXD597933); C) traversé par une veine à carbonates-chlorite et des grains de chromite (FG-18-10/CAEXD597926); D) associés à des grains de chromite-carbonates (FG-18-119/CAEXD605435)

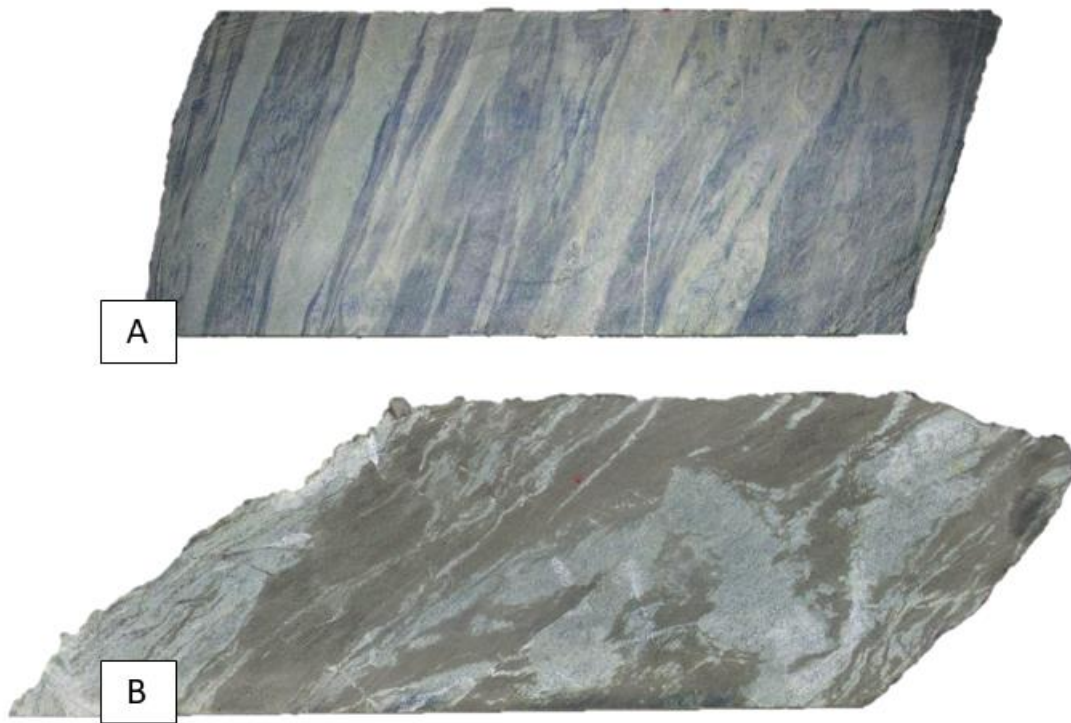


Figure 3-3 : Échantillons de komatiites altérées/formation de fer montrant une texture différente du faciès classique : A) alternance de lits de talc-serpentine et de veinules de chlorite-carbonate (FG-18-38/CAEXD591527) et B) altération en biotite avec veinules de carbonates (FG-18-49/CAEXD592873)

## 3.2 Pétrographie

L'étude pétrographique en lames minces réalisée sur 34 échantillons de la sélection de 113 échantillons est présentée dans cette section. Elle permet de vérifier la présence de grains d'arsénopyrite et d'autres minéraux non visibles à l'œil nu et de caractériser la distribution de l'or. En effet, il est observé lors de l'étude macroscopique des échantillons que certains sulfures ont une taille inférieure au millimètre, ne permettant pas une identification à l'œil nu. Aucun grain d'or n'a également été observé en macroscopique, malgré des teneurs élevées obtenues par analyse chimique. Les fiches descriptives des lames minces sont disponibles à l'ANNEXE 5 et un résumé de ces observations est présenté à l'ANNEXE 3.

### 3.2.1 Formations de fer

À l'échelle microscopique, les formations de fer sont formées de bandes millimétriques à sous-millimétriques d'amphibole, de chlorite, de biotite et de quartz (Figure 3-7 A). Des grenats granoblastiques se superposent le plus souvent aux lits de biotite (Figure 3-7 B). Un assemblage de chlorite-quartz-carbonates-pyrrhotite remplace le litage sédimentaire, recoupant le litage primaire. Ce remplacement prend la forme de veinules et/ou plage de remplacement. En lumière naturelle, les formations de fer contiennent des sulfures (principalement pyrrhotite et arsénopyrite) ainsi que des oxydes de fer (principalement magnétite, Figure 3-7 C).

#### 3.2.1.1 Pyrrhotite

La pyrrhotite ( $\text{Fe}_{1-x}\text{S}_x$ ) est le principal sulfure observé en lame mince dans les formations de fer (jusqu'à 20 vol% observé dans une lame mince). La pyrrhotite se présente sous plusieurs types de textures :

- Pyrrhotite de type 1 : Disséminée et parallèle à la foliation (Figure 3-7 D) ; associée aux grenats où la pyrrhotite remplace le cœur et/ou les bordures de ces grenats.
- Pyrrhotite de type 2 : Plage irrégulière à texture xénomorphe (Figure 3-7 E et E1). Localement remplacée par de la magnétite (Figure 3-7 C).
- Pyrrhotite de type 3 : Inclusions de forme arrondie situées dans les grains d'arsénopyrite (Figure 3-7 F)

Les pyrrhotites de type 1 et de type 2 sont les plus abondantes dans les échantillons de la zone d'étude. Des exsolutions de pentlandite ((Fe, Ni)<sub>9</sub>S<sub>8</sub>) et des grains de chalcopryrite (CuFeS<sub>2</sub>) sont observés dans les pyrrhotites de types 1 et 2 (Figure 3-7 E). Les grains de chalcopryrite et de pentlandite représentent généralement moins de 0.5 vol% observé dans une lame mince.

#### 3.2.1.2 *Arsénopyrite et löllingite*

L'arsénopyrite (FeAsS) est le second sulfure le plus abondant dans les formations de fer (jusqu'à 0,5 à 1 vol%). Ce sulfure d'arsenic représente un volume mineur au sein des différentes zones minéralisées, excepté dans des échantillons de Wta2 où il peut excéder 1 vol%. La zone Wtb contient que très peu d'arsénopyrite où seuls quelques grains ont été observés dans deux échantillons situés à l'extrême ouest de la fosse à ciel ouvert (Numéro échantillon/Numéro utilisé par l'étudiante : CAEXD606051/FG-18-115 et CAEXD594800/FG-18-60). L'arsénopyrite a trois types de texture :

- Arsénopyrite de type 1 est la plus rare ; elle est observée dans les échantillons de Wta2 seulement, et se présente sous la forme d'amas de grains de forme irrégulière (Figure 3-9 C1).

- Arsénopyrite de type 2 prend la forme de grains idiomorphes disséminés, souvent associés à la pyrrhotite (Figure 3-9 A2 ; Figure 3-11 A).
- Arsénopyrite de type 3 se situe dans ou le long des plages irrégulières de pyrrhotite de type 2 (Figure 3-7 E1; Figure 3-9 A1). Les grains d'arsénopyrite y sont le plus souvent cubiques ou de forme losangique (Figure 3-7 E1; Figure 3-9 A1).

La taille des grains est de 100 à 300  $\mu\text{m}$ , mais peut atteindre jusqu'à 0,5 mm pour l'arsénopyrite de type 1. Des grains de löllingite ( $\text{FeAs}_2$ ), seulement observables par imagerie BSE en raison de leurs petites tailles (quelques  $\mu\text{m}$  à 10  $\mu\text{m}$ ) qui, en lumière réfléchie, est proche de celle de l'arsénopyrite, se situent au centre des grains d'arsénopyrite de type 2 et 3 (Figure 3-13). La löllingite ne se trouve pas systématiquement au cœur de chaque grain d'arsénopyrite. La löllingite est toujours associée à des grains d'or et des grains de hessite ( $\text{Ag}_2\text{Te}$ ). La löllingite est localement situé au cœur de grain d'arsénopyrite. La pyrite ( $\text{FeS}_2$ ) ne dépasse pas 1 vol% observé dans une lame mince. Elle est souvent associée avec la pyrrhotite ou en grains disséminés avec l'arsénopyrite (Figure 3-12).

### 3.2.1.3 Gersdorffite et nickéline

La gersdorffite ( $\text{NiAsS}$ ) est un sulfarséniure observé dans les formations de fer et dans les komatiites. Les grains de gersdorffite sont en traces dans les formations de fer et sont situés uniquement dans celles riches en silicates (codé S9D; ANNEXE 2) qui contiennent moins de 5 vol% de sulfures. Ainsi aucun grain de gersdorffite n'a été identifié dans les formations de fer riches en sulfures (codé S9E) au sein des échantillons à l'étude. Ce sulfarséniure est présent dans les échantillons codés S9D dans des proportions comprises entre 0,1 et 1 vol% observé dans une lame mince. La gersdorffite coexiste avec l'arsénopyrite et la pyrrhotite dans les zones Wta2, Wta1 et Wtb (Figure 3-8 A et B), mais cette observation n'a pas été

faite dans la zone LG. La gersdorffite se présente sous forme de grains disséminés, de 20 à 50  $\mu\text{m}$ , de forme cubique à pseudo cubique. Au sein des formations de fer, la gersdorffite se situe aussi bien dans des lits à biotite-chlorite que dans des lits de carbonates-chlorite (Figure 3-8 D1 et D2). La nickéline (NiAs), qui est un arséniure de nickel, est parfois associée avec la gersdorffite, et se situe le plus souvent au cœur de grains de gersdorffite, sous forme de globules (Figure 3-8 E). Cependant, des nickélines disséminées de forme globulaire, se situent parfois à proximité de grains de gersdorffite, mais ne sont jamais en contact avec ce minéral ou d'autres sulfures.

#### 3.2.1.4 Or

Les formations de fer de Whale Tail représentent la principale lithologie porteuse de la minéralisation aurifère dans la zone d'étude, et l'or y prend plusieurs formes. Les échantillons appartenant à la zone minéralisée Wta2 sont ceux qui contiennent le plus de grains d'or observables à l'échelle microscopique (libérés des sulfures et/ou en inclusions de sulfures). Sur 8 lames minces observées pour Wta2, 5 contiennent des grains d'or microscopique. Les grains d'or se présentent soit sous forme d'inclusions fines, dans des grains d'arsénopyrite (Figure 3-9 A1, A2, B1, C1), soit le long des bordures des plages de pyrrhotite de formes irrégulières (Figure 3-9 B2), soit entre les silicates (Figure 3-9 C1). Les grains d'or finement inclus dans l'arsénopyrite se situent à côté à des grains de löllingite ( $\text{FeAs}_2$ ) et de hessite ( $\text{Ag}_2\text{Te}$ ), visibles par microscopie électronique à balayage (Figure 3-13). Aussi, l'or est observé par endroits le long de plages irrégulières de magnétite, associées à la pyrrhotite (Figure 3-9 B2). Pour la zone minéralisée Wta1, sur les 7 lames minces étudiées, seulement 2 contiennent des grains d'or microscopiques. Ces grains d'or se présentent également soit sous forme d'inclusions fines dans des grains d'arsénopyrite, soit le long des bordures des plages irrégulières de pyrrhotite (Figure 3-10

A), soit libérés des sulfures (Figure 3-10 B). Le nombre de grains d'or microscopique diminue à mesure que l'on s'éloigne de la zone minéralisée Wta2, qui correspond à la zone minéralisée la plus riche en or de la zone d'étude.

Pour Wtb, sur les 8 lames minces étudiées, 3 contiennent des grains d'or microscopiques. Les trois types d'or décrits précédemment sont observés dans la zone minéralisée de Wtb (Figure 3-11). De plus, des grains d'or en inclusion fine dans un grain de gersdorffite ont été observés (Figure 3-11 B). Sachant que de la gersdorffite a été observée dans les autres zones, il est possible que des grains d'or soient présents également dans les grains de gersdorffite des échantillons des zones Wta1 et Wta2. Néanmoins, la majeure partie de l'or microscopique appartient aux trois textures décrites ci-dessus. Dans les échantillons provenant de la zone LG et de la roche stérile, aucun grain d'or n'a été observé.

Les grains d'or qui se situent le long des bordures de plages de pyrrhotite ou de magnétite sont généralement plus grossiers que les grains d'or des autres textures suivantes, avec une moyenne d'environ 50  $\mu\text{m}$ . Les grains d'or présents en inclusion fine dans l'arsénopyrite ont une taille comprise entre 5 et 20  $\mu\text{m}$ . Les grains d'or en inclusion fine dans des grains disséminés de gersdorffite, observés dans des échantillons des zones Wtb et de Wta1 ont une taille inférieure ou égale à 5  $\mu\text{m}$ . Par la suite, les microanalyses permettront de commenter sur la finesse de l'or.

#### 3.2.1.5 *Oxydes de fer*

L'oxyde de fer principal dans les formations de fer est la magnétite. La magnétite est toujours associée aux plages irrégulières de pyrrhotite et se présente également sous la forme de plages irrégulières à texture xénomorphe (Figure 3-7 C). Des grains de chromite sont observés par endroits au sein des formations de fer et, sont moins altérés que ceux situés dans les komatiites (Figure 3-15 A).



### 3.2.1.6 Carbonates

Les formations de fer présentent des quantités de carbonates variables. Les carbonates prennent principalement la forme de veinules. Ces veinules sont soit parallèles à la foliation soit parallèles aux bandes de silicates. Il s'agit principalement de grains de calcite, associés aux *stringers* de pyrrhotite.

## 3.2.2 Komatiites

Les komatiites se caractérisent par un assemblage de carbonates, de talc-serpentine et de chlorite, présents dans des proportions variées (Figure 3-14 A1 et A2). Les oxydes de fer sont systématiquement présents dans les komatiites (en moyenne entre 0,5 à 2 vol%) : il s'agit de minéraux du groupe des spinelles (chromite à spinelle chromifère) et d'ilménite. Les sulfures ne représentent jamais plus de 1 vol% et sont associés aux minéraux d'altération de carbonate, chlorite et talc.

### 3.2.2.1 Gersdorffite et nickéline

La gersdorffite est le principal sulfarséniure (et espèce sulfuré) observé dans les komatiites, et prend plusieurs textures : 1) des grains disséminés, de forme pseudocubique (Figure 3-14 B et D) ; 2) des grains associés à des sulfures de fer comme la chalcopyrite, la pyrrhotite ou la pentlandite (Figure 3-14 C). De l'ullmannite (NiSbS) a aussi été identifiée au MEB dans un échantillon; et 3) des grains associés à des oxydes de fer (Figure 3-14 F). La taille des grains de gersdorffite oscille entre 20 et 50 $\mu$ m, jusqu'à 500 $\mu$ m. De la même manière que dans les formations de fer, la nickéline est associée avec la gersdorffite, et se situe le plus souvent au cœur de grains de gersdorffite disséminés, sous forme de globules (Figure

3-14 G et E). Des nickélines disséminées de forme globulaire se situent aussi à proximité de grains de gersdorffite, mais ne sont jamais en contact avec ce minéral ou d'autres sulfures.

#### 3.2.2.2 *Sulfures de fer*

Plusieurs espèces de sulfures de fer sont présentes dans les komatiites. Ainsi des grains de pyrrhotite, pentlandite et pyrite représentent moins de 1 vol%. Les grains de pyrite sont toujours associés à la pentlandite, qui se situe sur les bordures des grains de pyrite, sous forme d'auréole. Ces sulfures ne sont pas toujours visibles.

#### 3.2.2.3 *Oxydes de fer*

Les oxydes de fer sont toujours présents dans les komatiites. Cependant, leur pourcentage semble plus élevé dans les roches stériles ou non minéralisées (LG) que dans les komatiites présentes dans les zones minéralisées Wta1 et Wtb. Le principal oxyde de fer observé fait partie du groupe du spinelle. Il s'agit de grains de chromite et de spinelles chromifères qui ont un cœur plus foncé que sur leurs bordures (Figure 3-15 A, B et C). Des grains de nickéline sont parfois observés dans les bordures de couleurs claires de ces oxydes (Figure 3-14 F). Le second oxyde de fer observé en proportion est l'ilménite (Figure 3-15 D).

#### 3.2.2.4 *Carbonates*

Les komatiites sont des roches riches en carbonates, qui représentent entre 30 à 50 vol%. Les carbonates sont majoritairement présents sous forme de petits grains de calcite et dolomite, dans des proportions variées, en imprégnation dans la matrice de talc-serpentine-carbonates-chlorite. Des veinules de calcite sont aussi observées.

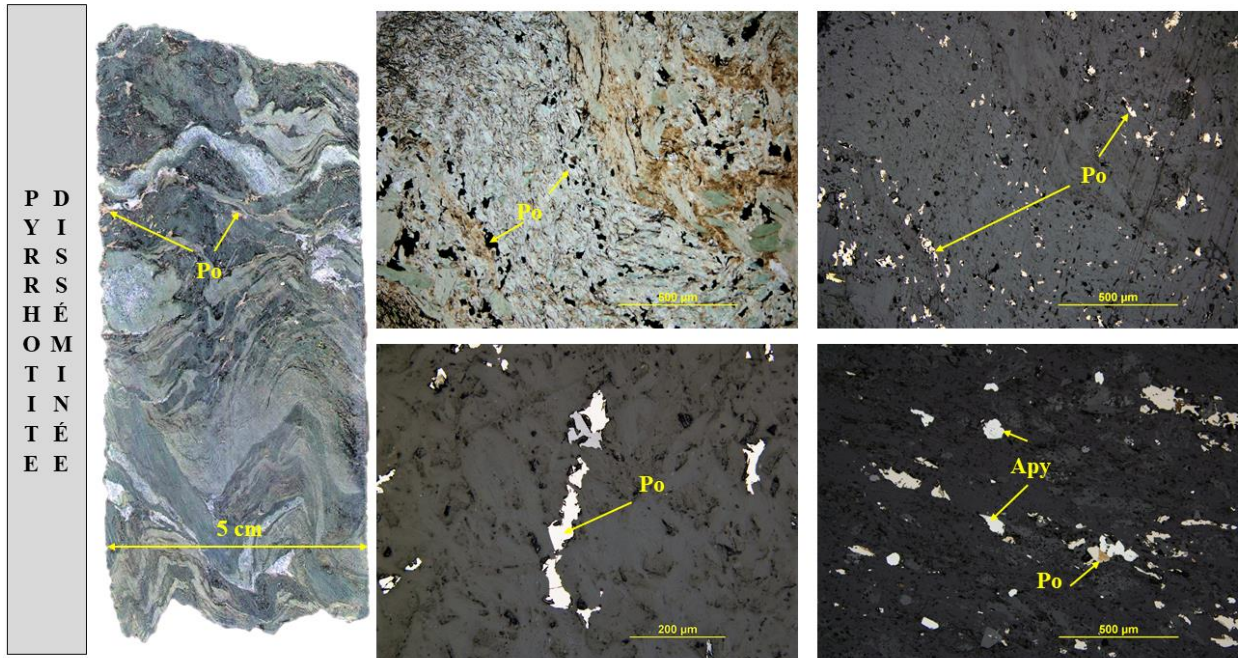


Figure 3-4 : Descriptif de la pyrrhotite disséminée

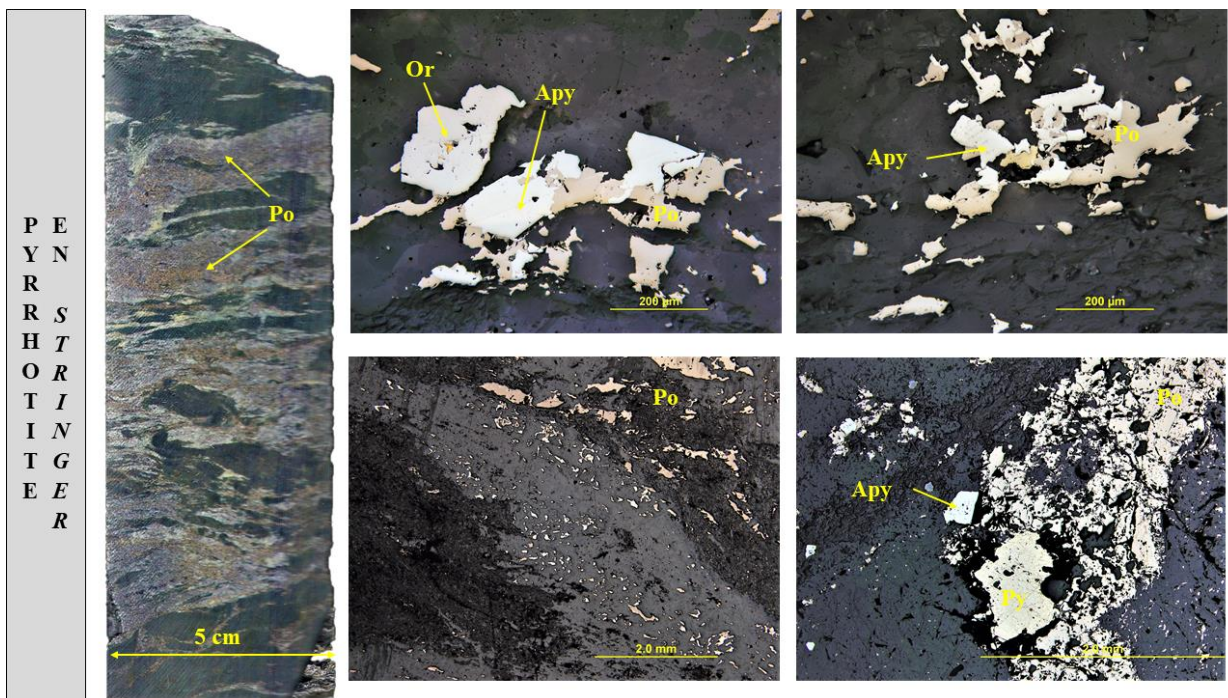


Figure 3-5 : Descriptif de la pyrrhotite en stringer

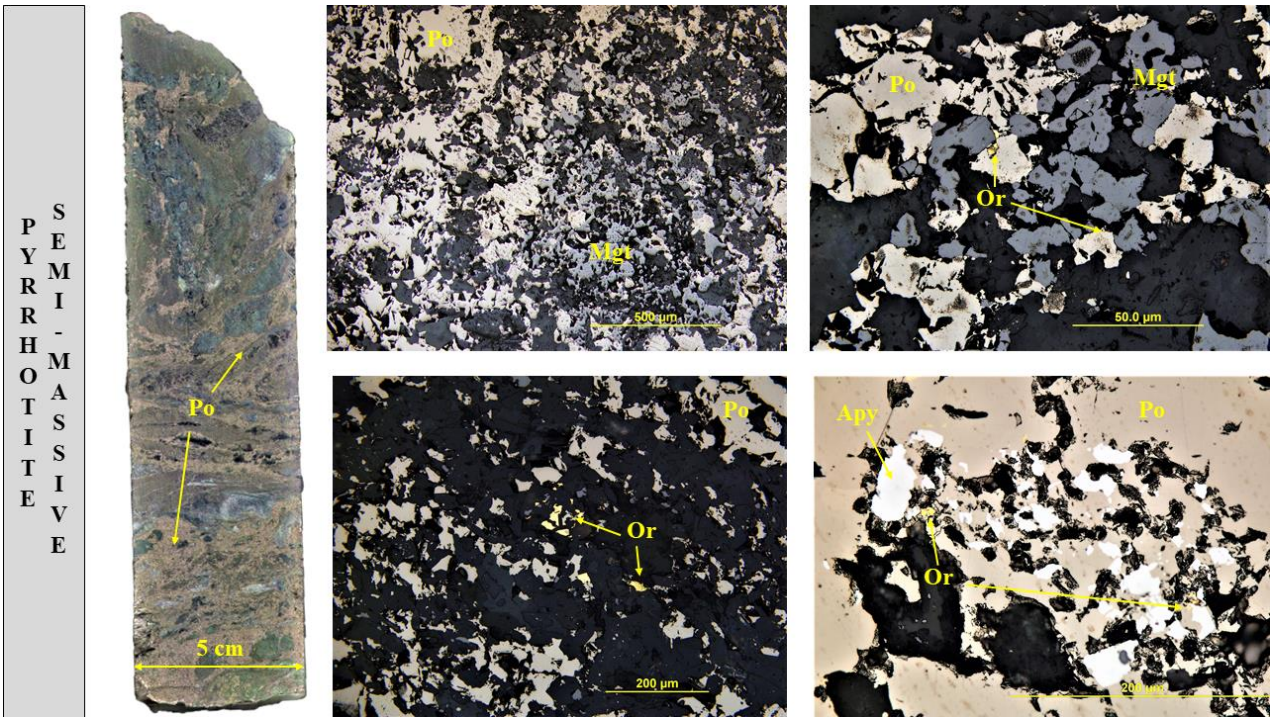


Figure 3-6 : Descriptif de la pyrrhotite semi-massive

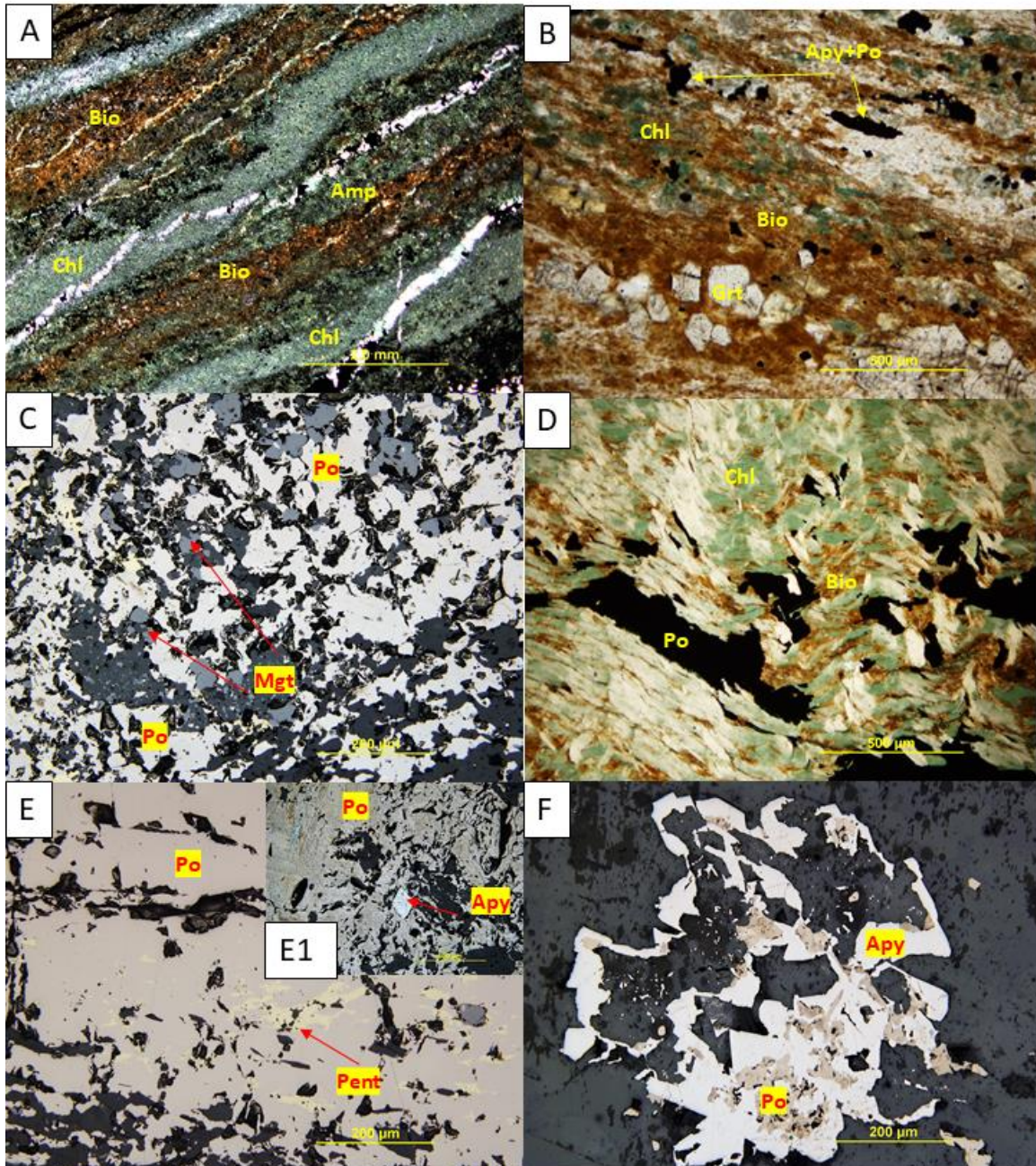


Figure 3-7 : Micrographies en microscopie optique en lumière réfléchie et en lumière transmise des formations de fer (1) : A) les formations de fer sont formées de bandes millimétriques à inframillimétriques d'amphiboles, de chlorite, de biotite et de quartz (FG-18-85/ CAEXD601116); B) grenats granoblastiques se superposent le plus souvent aux lits de biotite (FG-18-46/CAEXD592855); C) pyrrhotite associée à de la magnétite (FG-18-03/CAEXD605428); D) pyrrhotite de type 1 : disséminée et souvent parallèle au litage (FG-18-41/ CAEXD591531); E et E1) pyrrhotite de type 2 : plages irrégulières qui peuvent encapsuler des grains d'arsénopyrite (FG-18-75/CAEXD601489) ou des exsolutions de pentlandite (FG-18 122/CAEXD604493); F) pyrrhotite de type 3: forme de globules ou inclusions situées dans les grains d'arsénopyrite (FG-18-115/CAEXD606051)

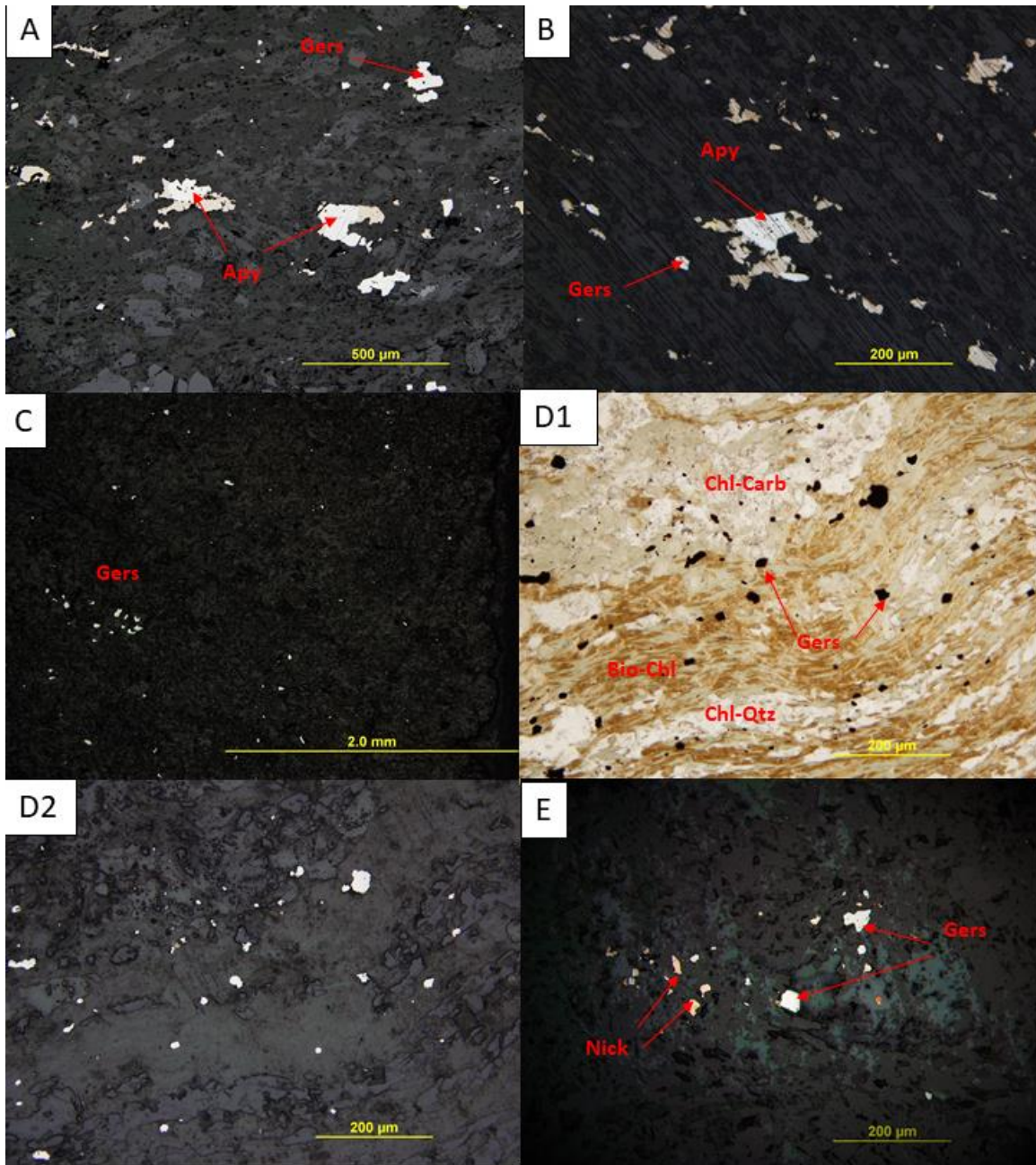


Figure 3-8 : Micrographies en microscopie optique en lumière réfléchie et en lumière transmise des formations de fer : A) arsénopyrite et gersdorffite (?) (Wta1/FG-18-46/CAEXD592855); B) arsénopyrite et gersdorffite (Wta1/FG-18-55/CAEXD592706); C) gersdorffite disséminée (jusqu'à 1%) (Wtb/FG-18-50/ CAEXD592887); D1) grains de gersdorffite au sein des bandes litées - D2 en lumière réfléchie avec gersdorffite (Wta2/FG-18-99/CAEXD605461); E) grains de nickéline et de gersdorffite (LG/FG-18-104/ CAEXD601810)

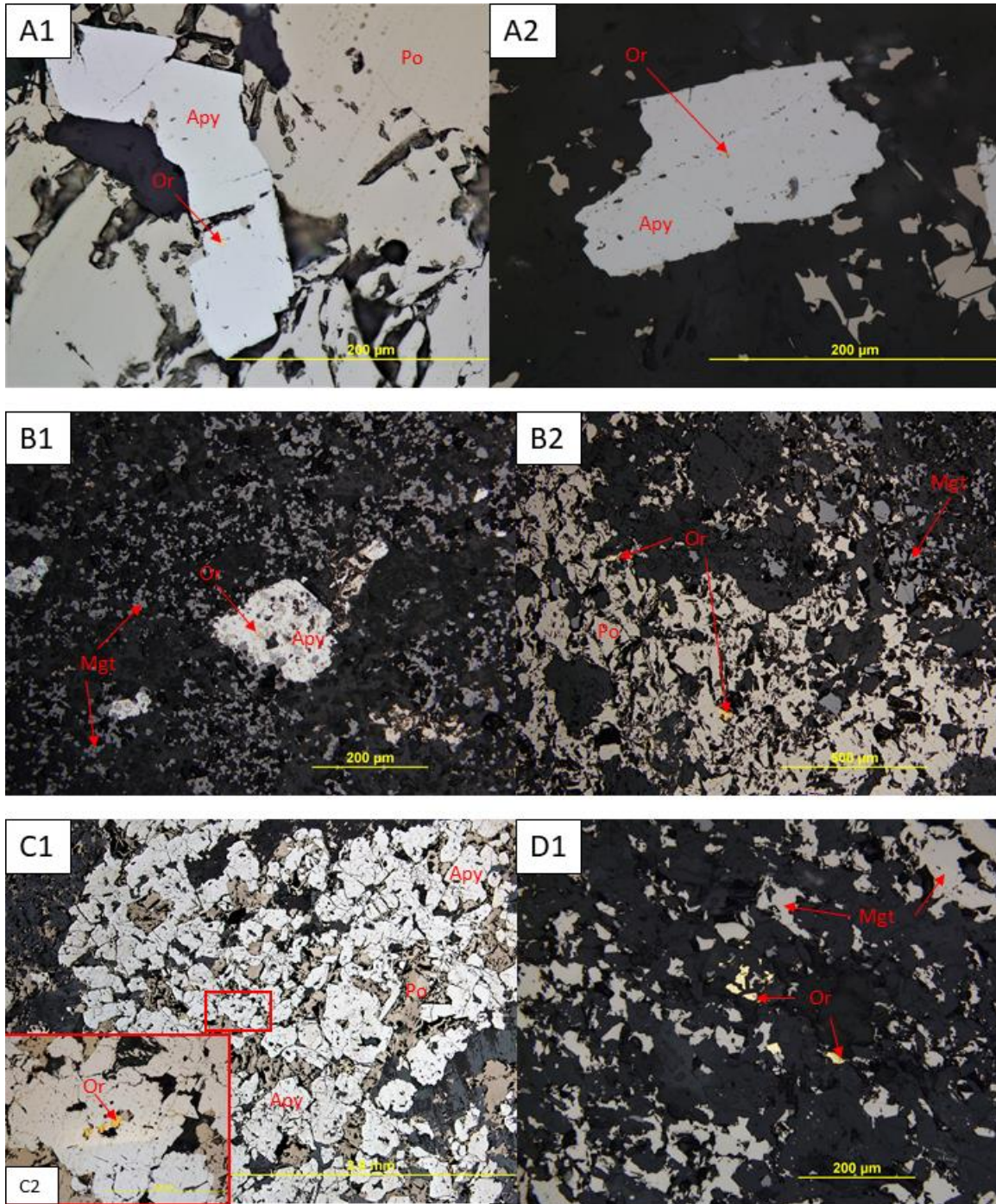


Figure 3-9 : Micrographies en microscopie optique en lumière réfléchie de la distribution de l'or dans la zone Wta2 : A) grain d'or finement inclus dans grain d'arsénopyrite (FG-18-106) ; A2) grain d'or finement inclus dans grain d'arsénopyrite (FG-18-106) ; B1) grain d'or finement inclus dans grain d'arsénopyrite (FG-18-108) ; B2- Grains d'or en bordures des plages irrégulières de pyrrhotite ; C1) Amas de grains d'arsénopyrite associés à de la pyrrhotite (FG-18-121) ; C2) grains d'or finement inclus dans arsenopyrite ; D1) grains d'or libérés des sulfures, associés à de la magnétite (FG-18-122)

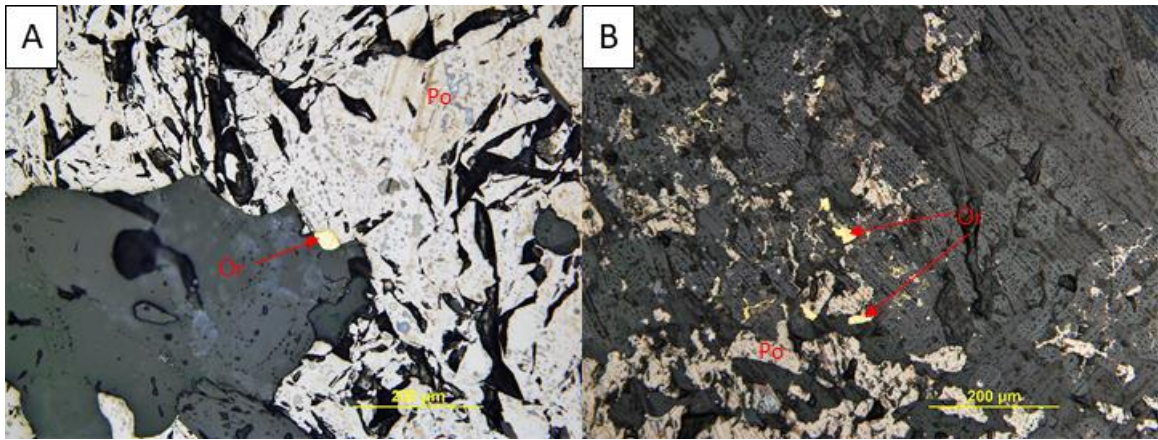


Figure 3-10 : Micrographies en microscopie optique en lumière réfléchie de la distribution de l'or dans la zone Wta1 : A1) grain d'or en bordure d'une plage de pyrrhotite (FG-18-75) ; A2 )grains d'or libérés des sulfures (FG-18-75)

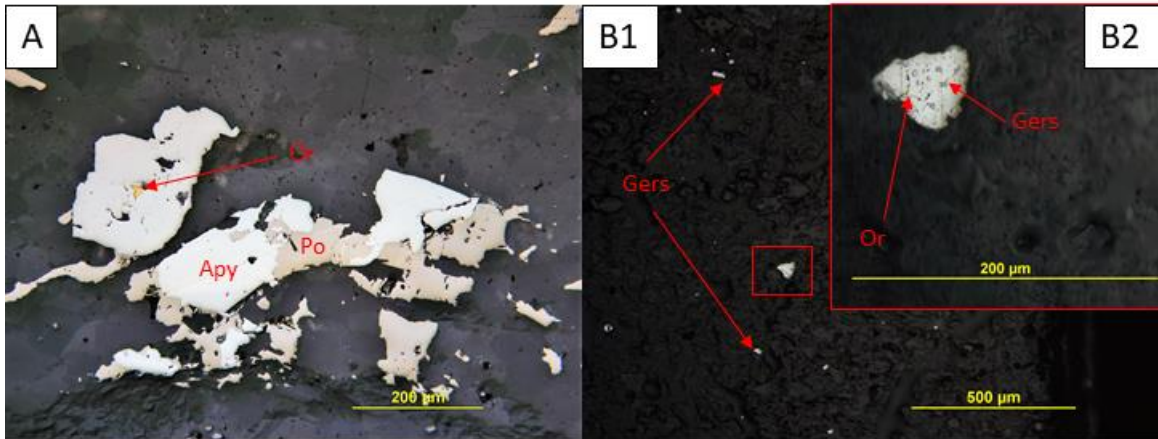


Figure 3-11 : Micrographies en microscopie optique en lumière réfléchie de la distribution de l'or dans la zone Wtb : A-) grain d'or finement inclus dans un grain d'arsénopyrite (FG-18-115) ; B1) grains de gersdorffite disséminés (FG-18-89) ; B2) grain d'or finement inclus dans gersdorffite (FG-18-89)



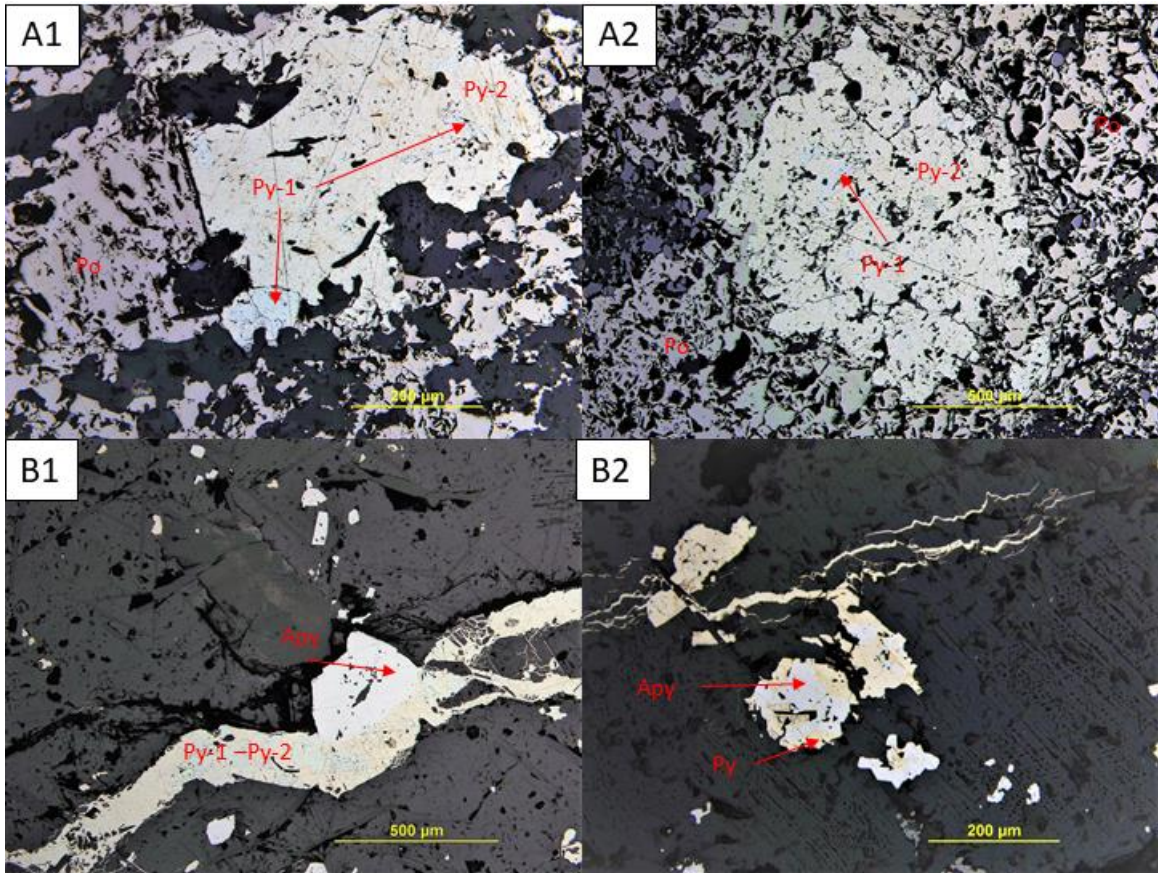


Figure 3-12 : Micrographies en microscopie optique en lumière réfléchie des formations de fer : A1) grain de pyrite inclus dans une plage irrégulière de pyrrhotite et A2) grain de pyrite dans une plage irrégulière de pyrrhotite (FG-18-70/CAEXD601313); B1) veinule de pyrite multi-phasé avec grain d'arsénopyrite associé et B2) grains disséminés de pyrite-arsénopyrite (FG-18-81/CAEXD601082)

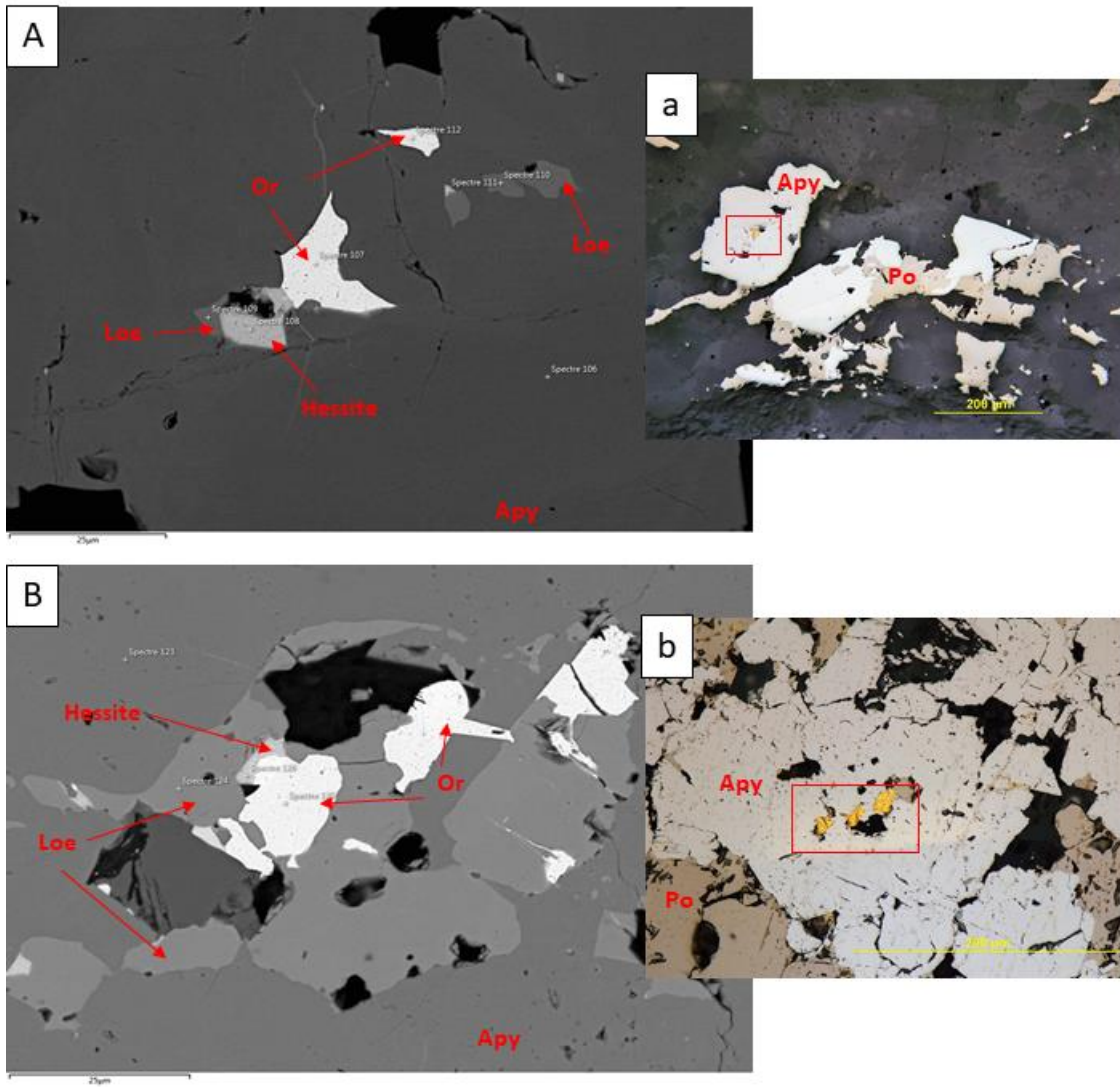


Figure 3-13 : Micrographies en microscopie optique en lumière réfléchie des associations arsénopyrite-löllingite : a) grain d'or inclus dans un grain d'arsénopyrite ; A) grains d'or a) associés avec löllingite et hessite ; b) grains d'or inclus dans un grain d'arsénopyrite ; B) grains d'or b) associés avec löllingite et hessite

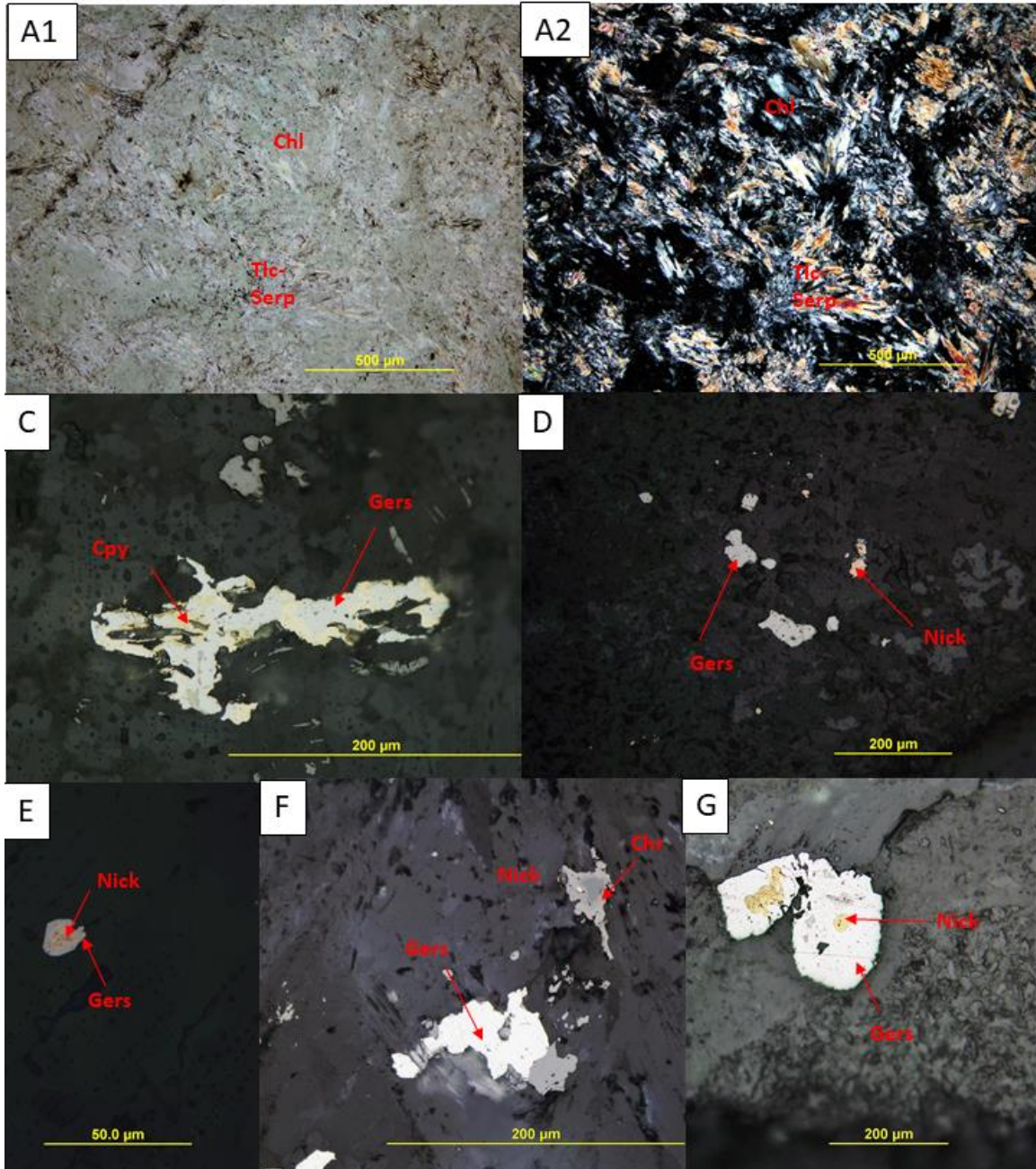


Figure 3-14 : Micrographies en microscopie optique en en lumière transmise et en lumière réfléchie des komatiites : A1) matrice talc-serpentine-chlorite, en lumière transmise non analysée et A2) en lumière analysée (Roche stérile/ FG-18-13/ CAEXD597930); C) association chalcopyrite-gersdorffite (Wtb/ FG-18-119/ CAEXD605435); D) grains de gersdorffite disséminés associés à des grains de nickéline de forme globulaire (LG/FG-18-104/ CAEXD601810); E) grain de nickéline de forme globulaire inclus dans un grain de gersdorffite (LG/FG-18-114/ CAEXD606043); F) gersdorffite associée à des oxydes de fer (LG/FG-18-66/ CAEXD593387) et G) grain de nickéline en inclusion dans gersdorffite (Roche stérile/FG-18-13/ CAEXD597930)

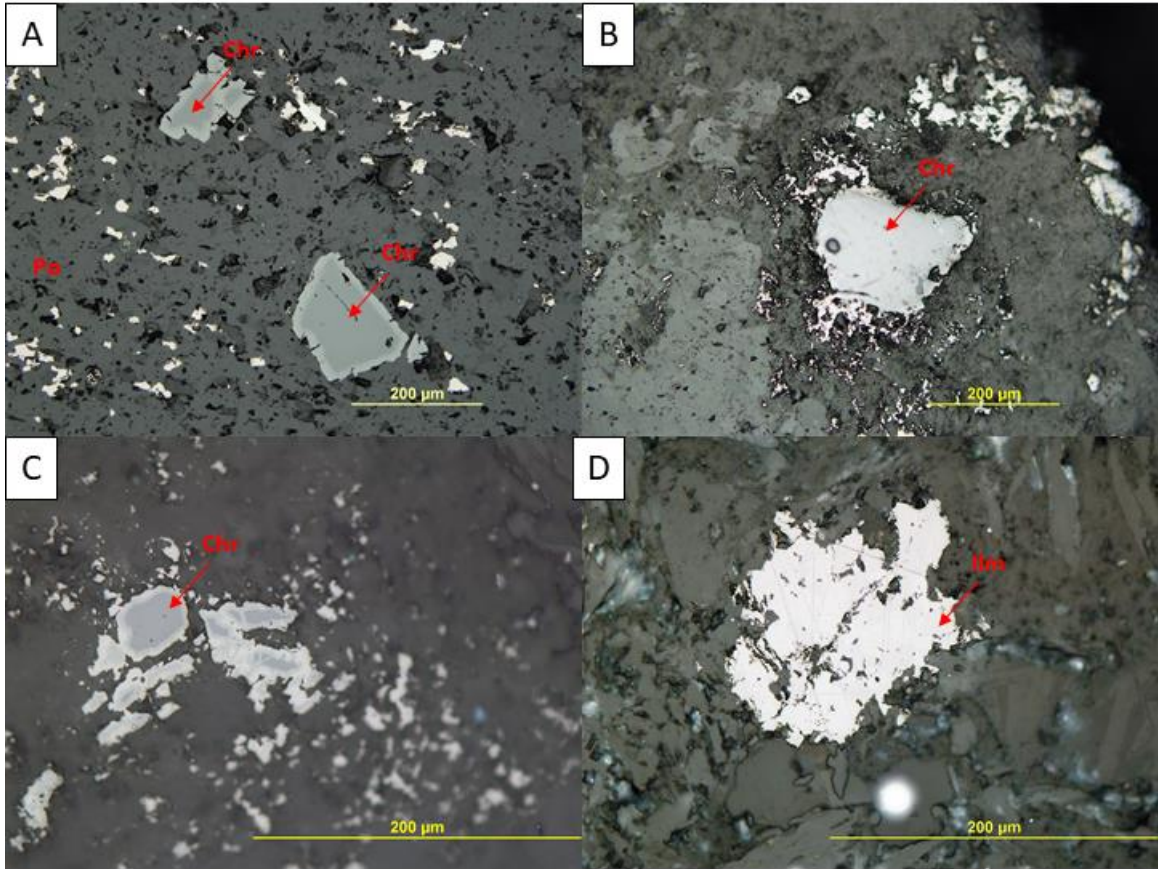


Figure 3-15 : Micrographies en microscopie optique en lumière réfléchie des oxydes de fer des komatiites : A, B et C) grains de chromites (FG-18-03, FG-18-119 et FG-18-97 ); D) grain d'ilménite (FG-18-13)

### 3.3 Conclusion

Les observations macroscopiques et microscopiques ont permis de détailler la minéralogie des deux principales lithologies de la zone nord-ouest du gisement Whale Tail et de confirmer le caractère réfractaire de l'or (encapsulation de l'or dans l'arsénopyrite) et son association avec les sulfures. Ainsi, une attention particulière a été portée à l'identification des différentes espèces de sulfures, leurs proportions modales, et les relations texturales et spatiales entre les sulfures et l'or.

Les formations de fer représentent la principale lithologie porteuse d'or. La pyrrhotite représente le principal minéral porteur de soufre et de fer dans les formations de fer, codées S9E ou S9D ; seule la proportion varie. Plusieurs formes de pyrrhotite ont été observées (disséminée, en *stringer* et semi-massive) et dans le cadre de ce projet, seuls le contenu en pyrrhotite, Au et éléments délétères du minerai seront étudiés. Le mode de formation des différentes textures de pyrrhotite est un problème métallogénique et ne fait pas l'objet de cette étude. L'arsénopyrite est le second sulfure par ordre d'importance, il représente en moyenne 0,5 à 1 vol% des échantillons et est le plus souvent non visible à l'œil nu. La gersdorffite est aussi présente dans les formations de fer riches en silicates (codées S9D, <5 vol% sulfures) et non dans celles riches en sulfures. L'arsénopyrite est donc le principal sulfure porteur d'arsenic dans les formations de fer codées S9E alors que pour les formations de fer codées S9D, l'arsenic est porté par l'arsénopyrite et la gersdorffite.

Les komatiites, codées V4A, contiennent généralement peu d'or et constituent la lithologie adjacente aux zones de minéralisation. La gersdorffite représente le principal sulfarséniure et le principal minéral porteur d'arsenic des komatiites. Les sulfures de fer présents, tels que la pentlandite, la pyrite et la pyrrhotite représentent moins de 1 vol%. La nickéline des komatiites et des formations de fer est considérée négligeable à l'échelle de l'échantillon

(traces), ainsi que la löllingite localement présente dans les grains d'arsénopyrite dans les formations de fer. Les échantillons de la roche stérile présentent des traces à 0,5 vol% de gersdorffite. L'analyse chimique de ces grains permettra de connaître la composition quantitative des éléments qu'ils contiennent et permettra d'utiliser les analyses multi-éléments pour les corrélés à la minéralogie car il est difficile de modéliser la distribution des minéraux associés à l'or à partir d'observations macroscopiques. Cette modélisation sera effectuée à partir des données chimiques. Ainsi, le microscope électronique à balayage et la microsonde sont des outils qui permettent de valider l'identification de certains minéraux et d'étudier leurs textures avec précision.

# QUATRIÈME CHAPITRE : MICROANALYSES

## DES PRINCIPAUX MINÉRAUX D'INTÉRÊT

Dans ce chapitre, les résultats des microanalyses chimiques réalisées sur les différents sulfures et oxydes de fer sont présentés. Ces analyses renseignent sur la distribution de l'or au sein des sulfures et sur le contenu en éléments majeurs et contaminants des minéraux. Les analyses faites au microscope électronique à balayage (MEB) ont permis d'identifier et d'obtenir la composition chimique des sulfures et sulfarséniures. Un total de 132 points d'analyses sur 10 lames minces a été effectué (Tableau 2-11). Puis, un total de 218 points d'analyses à la microsonde a permis d'obtenir des analyses quantitatives précises sur les minéraux identifiés au MEB en lame mince (Tableau 2-12). Ces données ont été utilisées pour les analyses LA-ICP-MS. Les analyses au LA-ICP-MS ont permis de connaître les contenus en éléments traces (< 1000 ppm) des sulfures, tels que l'or et les éléments délétères définis par les réglementations environnementales (As, Ni, etc.). Un total de 119 points d'analyses sur 13 lames minces a été analysé (Tableau 2-13).

### 4.1 Sulfures de fer

#### 4.1.1 Pyrrhotite

Les grains de pyrrhotite ( $\text{Fe}_{(1-x)}\text{S}_x$ ) analysés au MEB (n=10) se situent dans les formations de fer seulement. Les pyrrhotites ont une composition homogène en Fe et S (médiane  $\pm$  écart-type :  $58,48 \pm 0,91$  wt. % Fe et  $41,12 \pm 0,48$  wt. % S ; Tableau 4-1). Les grains de pyrrhotite associés à de la pentlandite-violarite sont moins riches en fer comparativement à la stœchiométrie idéale de la pyrrhotite, car ces pyrrhotites sont enrichies en Ni (entre 0,66 et 2,23 wt. % Ni, ANNEXE 5), ce qui s'explique par une substitution du Fe. La teneur

en Ni des pyrrhotites associées à de l'arsénopyrite ou sous forme de plages irrégulières est inférieure à la limite de détection (l.d.d.).

Les grains de pyrrhotite analysés à la microsonde se situent dans les formations de fer seulement des zones Wta1 et Wta2 (n= 18). La pyrrhotite a un contenu homogène en Fe et S ( $59,48 \pm 1,34$  wt. % Fe et  $39,04 \pm 0,28$  wt. % S ; Tableau 4-1). Les pyrrhotites associées à de la pentlandite-violarite ont un contenu en Ni compris entre 0,93 et 3,02 wt. %. Les pyrrhotites sous forme de large plage irrégulière, parfois associées à des grains d'arsénopyrite ont un contenu en Ni plus faible que les précédentes, compris entre 0,11 et 0,45 wt.%. Tous les grains de pyrrhotite analysés montrent que la pyrrhotite est plus riche en soufre comparée à sa stœchiométrie idéale. Des traces de Co, Zn, As et Sb ont été mesurées et leurs teneurs varient de <l.d.d. à < 0,1 wt. % (ANNEXE 5).

Les grains de pyrrhotite analysés (n=21) au LA-ICP-MS ont un contenu en or inférieur à la limite de détection (l.d.d. Au = 0,04 ppm), à l'exception d'un grain de pyrrhotite de l'échantillon CAEXD603494, qui contient 0,91 ppm d'or.

Tableau 4-1 : Analyses chimiques des grains de pyrrhotite

Pyrrhotite		Fe (wt. %)	S (wt. %)	Ni (wt. %)
MEB (n=10)	Médiane	58,48	41,12	0,82
	Écart-type	0,91	0,48	0,66
MS (n=18)	Médiane	59,48	39,04	0,71
	Écart-type	1,34	0,28	0,71

#### 4.1.2 Arsénopyrite

Les grains d'arsénopyrite (FeAsS) analysés au MEB (n=7) se situent dans les formations de fer seulement. Les arsénopyrites ont un contenu homogène en As, Fe et S (médiane  $\pm$  écart-type :  $46,86 \pm 0,82$  wt. % As,  $32,77 \pm 0,92$  wt. % Fe et  $18,93 \pm 0,92$  wt. % S ; Tableau



4-2). La composition de certains grains d'arsénoopyrite n'est pas stœchiométrique, car ils sont riches en Ni (de <l.d.d. à 1,41 wt. %) et Co (de <l.d.d à 1,38 wt. %), ce qui s'explique par une substitutions du Fe (ANNEXE 5).

Les grains d'arsénoopyrite analysés à la microsonde se situent dans les formations de fer de la zone minéralisée Wta2 (n=16). L'arsénoopyrite a un contenu homogène en As, Fe et S ( $45,72 \pm 1,32$  wt. % As,  $34,87 \pm 1,28$  wt. % Fe et  $18,64 \pm 1,10$  wt. % S ; Tableau 4-2). Des traces de Co, Ni et Sb ont été mesurées et leur teneur varie de <l.d.d. à <0,1 wt. % pour Co et Sb et jusqu'à 2,35 wt. % pour Ni. Le contenu en Cu et Zn est inférieur à la limite de détection (ANNEXE 5).

Les grains d'arsénoopyrite analysés au LA-ICP-MS (n=22) se situent dans les formations de fer. Ils ont un contenu en or qui varie d'inférieur à la limite de détection (l.d.d. = 0.04 ppm) à 7 728 ppm. Les deux grains d'arsénoopyrite qui présentent les plus hautes teneurs d'or correspondent aux grains contenant de fines inclusions d'or (respectivement 4673 et 7728 ppm) d'une taille d'environ 20  $\mu\text{m}$  et 10  $\mu\text{m}$ . Le reste des grains d'arsénoopyrite analysés ne présentent pas de fines inclusions d'or visible en microscopie et ont un contenu en or de  $0,63 \pm 6,53$  wt. % Au. Cet or correspond à des inclusions nanométriques dans les grains d'arsénoopyrite (Figure 4-1). L'arsénoopyrite est le sulfure qui contient le plus d'or invisible, sous la forme de nanoparticules ou distribué atomiquement.

Tableau 4-2 : Analyses chimiques des grains d'arsénoopyrite

Arsénoopyrite		Fe (wt. %)	As (wt. %)	S (wt. %)	Ni (wt. %)	Co (wt. %)
MEB (n=7)	Médiane	32,77	46,86	18,93	0,66	1,30
	Écart-type	0,92	0,82	0,92	0,41	0,07
MS (n=16)	Médiane	34,87	45,72	18,64	0,42	0,17
	Écart-type	1,28	1,32	1,10	0,73	0,21

### 4.1.3 Pentlandite-Violarite

Les grains de minéraux appartenant à la solution solide de pentlandite-violarite ((Fe,Ni)<sub>9</sub>S<sub>8</sub>-FeNi<sub>2</sub>S<sub>4</sub>) analysés au MEB (n=11) se situent dans les formations de fer et les komatiites. La composition des grains en Fe, Ni et S est très variable (médiane ± écart-type : 24,54 ± 3,45 wt. % Fe, 40,28 ± 3,81 wt. % Ni et 34,97 ± 4,55 wt. % S ; Tableau 4-3).

Quelques grains de minéraux appartenant à la solution solide pentlandite-violarite ont été analysés (n=9) par microsonde, provenant des formations de fer et des komatiites. Cette solution solide a un contenu homogène en Fe (25,46 ± 0,58 wt. % Fe ; Tableau 4-3) et variable en Ni et S (40,42 ± 5,06 wt. % Ni et 32,74 ± 3,63 wt. % S ; Tableau 4-3). Des traces de Zn, Co, As et Sb ont été mesurées et leur contenu varie de <l.d.d. à < 1 wt. % (ANNEXE 5).

Tableau 4-3 : Analyses chimiques de la pentlandite-violarite

Pentlandite-violarite		Ni (wt. %)	Fe (wt. %)	S (wt. %)
MEB (n=11)	Médiane	40,28	24,54	34,97
	Écart-type	3,81	3,45	4,55
MS (n=9)	Médiane	40,42	25,46	32,74
	Écart-type	5,06	0,58	3,63

## 4.2 Sulfarséniures et arséniures

### 4.2.1 Gersdorffite

Les grains de gersdorffite analysés au MEB se situent dans les formations de fer (n=18) et dans les komatiites (n=20). La gersdorffite a une teneur en As et S relativement homogène (médiane ± écart-type : 46,46 ± 1,57 wt. % As et 19,37 ± 0,83 wt. % S ; Tableau 4-4). À l'inverse, la teneur en Ni varie entre 19,08 et 33,79 wt. % Ni (25,12 ± 4,72 wt. % Ni). La composition des grains de gersdorffite n'est pas stœchiométrique, car les grains sont riches

en Fe et Co. Le contenu en Fe varie d'inférieur à la l.d.d à 9,67 wt. % Fe ( $5,86 \pm 3,02$  wt. % Fe) et le contenu en Co varie d'inférieur à la l.d.d à 8,97 wt. % ( $2,47 \pm 1,81$  wt. % Co) (Tableau 4-4). Ces variations sont dues à des solutions solides : la gersdorffite correspond à une solution solide de gersdorffite-cobaltite.

Le contenu en Ni, Fe, Co et Sb varie en fonction de la lithologie et de la zone minéralisée qui contient les grains de gersdorffite analysés. Les gersdorffites situées dans les komatiites ont des teneurs plus élevées en Ni ( $27,91 \pm 4,42$  wt. % Ni) que les gersdorffites des formations de fer (n= 18 ;  $22,24 \pm 4,35$  wt. % Ni). À l'inverse, les gersdorffites des formations de fer sont plus riches en Fe ( $8,89 \pm 2,91$  wt % Fe) par rapport à celles des komatiites ( $4,60 \pm 2,24$  wt. % Fe).

Les gersdorffites situées dans la zone de roche stérile (n=4) et de la zone Wtb (n=12) ne contiennent pas de Sb (<l.d.d., l.d.d  $\approx 500$  ppm) contrairement aux grains de gersdorffite situés dans la zone minéralisé Wta1 et la zone *Low Grade*. Plus les grains se situent proche des zones les plus riches en or (c.-à-d. la zone Wta2), plus les gersdorffites ont un contenu élevée en Sb (respectivement  $0,37 \pm 0,49$  wt. % Sb pour LG et  $0,66 \pm 0,80$  wt. % Sb pour Wta1). Aussi, les gersdorffites de la roche stérile sont plus riches en Co ( $5,55 \pm 1,17$  wt. % Co) que les gersdorffites situées à proximité ou dans les zones minéralisées.

Les grains de gersdorffite analysés à la microsonde se situent dans les formations de fer (n=22) et dans les komatiites (n=41). La gersdorffite a un contenu relativement homogène en As et en S ( $45,35 \pm 1,59$  wt. % As et  $18,13 \pm 1,00$  wt. % S ; Tableau 4-4). Le contenu en Fe, Ni, Co et Sb est variable : entre 1,38 et 11,72 wt. % Fe ( $5,89 \pm 2,08$  wt. % Fe), entre 9,40 et 32,55 wt. % Ni ( $24,59 \pm 4,92$  wt. % Ni), entre 0,33 et 22,93 wt. % Co ( $3,10 \pm 5,23$ wt. % Co) et entre inférieur à la l.d.d et 0,92 wt. % Sb ( $0,20 \pm 0,17$  wt. % Sb) (Tableau

4-4 et ANNEXE 5). Des différences de composition chimique sont observables entre la gersdorffite des deux lithologies (Figure 4-2). Les grains de gersdorffite des formations de fer sont plus riches en Fe que ceux des komatiites ( $6,90 \pm 1,80$  wt. % Fe pour S9E/S9D et  $5,34 \pm 1,65$  wt. % Fe pour V4A). Les gersdorffites de la roche stérile (n=17) sont les plus riches en Co, avec  $6,81 \pm 6,94$  wt. % Co contre environ 2,5 wt. % Co pour les gersdorffites des autres zones (Figure 4-3).

Les grains de gersdorffite analysés au LA-ICP-MS (n=58) montrent que la gersdorffite contient de l'or invisible (non visible au microscope optique). Son contenu en or varie entre 0,04 ppm (l.d.d) et 15.9 ppm. Sur la Figure 4-4, un exemple de spectre d'analyse d'un grain de gersdorffite montre que l'or est sous forme de micro-inclusion au sein du grain de gersdorffite.

Tableau 4-4 : Analyses chimiques des grains de gersdorffite

Gersdorffite		Ni (wt. %)	Fe (wt. %)	Co (wt. %)	As (wt. %)	S (wt. %)
MEB (n=38)	Médiane	25,12	5,86	2,47	46,46	19,37
	Écart-type	4,72	3,02	1,81	1,57	0,83
MS (n=63)	Médiane	24,59	5,89	3,10	45,35	18,13
	Écart-type	4,92	2,08	5,23	1,59	1

#### 4.2.2 Nickéline

Les grains de nickéline analysés au MEB (n=9) se situent dans les formations de fer et dans les komatiites. La nickéline a un contenu homogène en As et Ni (médiane  $\pm$  écart-type :  $55,35 \pm 1,31$  wt % As et  $43,35 \pm 1,02$  wt. % Ni ; Tableau 4-5). Des traces de Fe, Sb et S sont mesurées et leur contenu varie de < l.d.d. à < 1 wt. % pour Fe et S et de l.d.d. à 2,57 wt. % pour Sb (ANNEXE 5).

Les grains de nickéline analysés à la microsonde (n=6) ont un contenu homogène en Ni et As ( $54,15 \pm 1,40$  wt. % As et  $42,49 \pm 0,97$  wt. % Ni ; Tableau 4-5). Des traces de Fe, Sb, Zn, Co et S ont été mesurées et leur contenu varie de <l.d.d. à < 1 wt. % pour Fe, Zn, Co et S et de <l.d.d à  $2,79$  wt. % Sb (ANNEXE 5).

Tableau 4-5 : Analyses chimiques des grains de nickéline

Nickéline		Ni (wt. %)	As (wt. %)
MEB (n=9)	Médiane	43,35	55,35
	Écart-type	1,02	1,31
MS (n=7)	Médiane	42,49	54,15
	Écart-type	0,97	1,40

### 4.2.3 Löllingite

Les grains de löllingite analysés au MEB (n=5) se situent dans les formations de fer, au sein des grains d'arsénopyrite. La löllingite a un contenu homogène en As (médiane  $\pm$  écart-type :  $70,40 \pm 0,52$  wt. % ; Tableau 4-6). À l'inverse, la teneur en Fe varie entre 16,33 et 24,41 wt. % Fe ( $21,76 \pm 3,56$  wt. % Fe). La composition des grains de löllingite n'est pas stœchiométrique, car les grains sont riches en Co, Ni et S. Le contenu en Co varie de <l.d.d à  $4,45$  wt. % ( $3,04 \pm 1,95$  wt. % Co), en Ni de 3,34 à  $7,14$  wt. % ( $4,63 \pm 1,69$  wt. % Ni) et en S de 0,7 à  $1,74$  wt. % ( $1,62 \pm 0,46$  wt. %) (Tableau 4-6 et ANNEXE 5). Aucun grain de löllingite n'a été analysé à la microsonde.

Tableau 4-6 : Analyses chimiques des grains de löllingite

Löllingite		Fe (wt. %)	As (wt. %)
MEB (n=5)	Médiane	21,76	70,40
	Écart-type	3,56	0,52

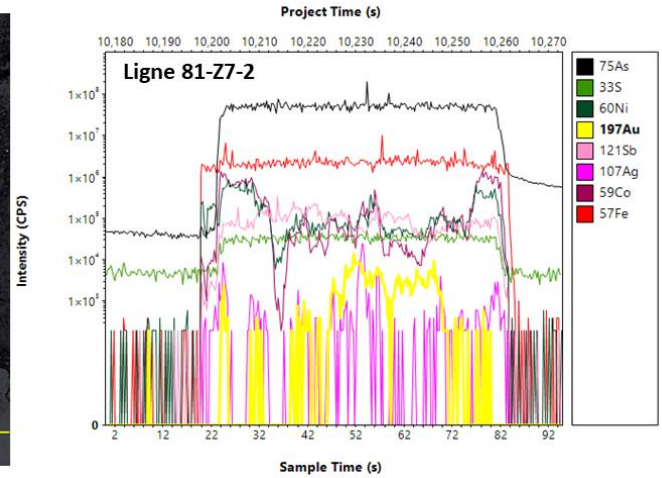
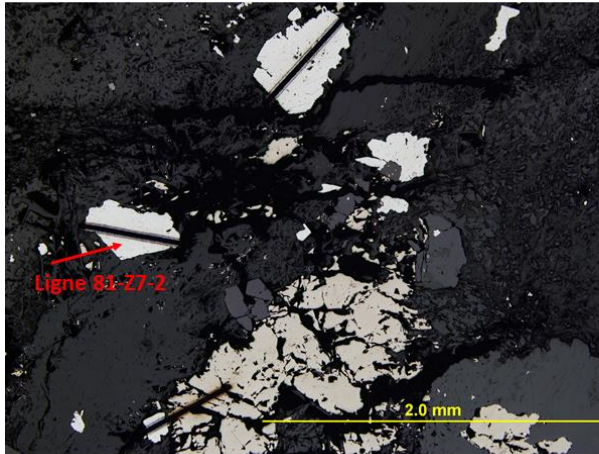


Figure 4-1 : Spectre d'arsénopyrite obtenu par LA-ICP-MS avec plusieurs micro-inclusions de grain d'or (jaune, Au = 3,3 ppm)

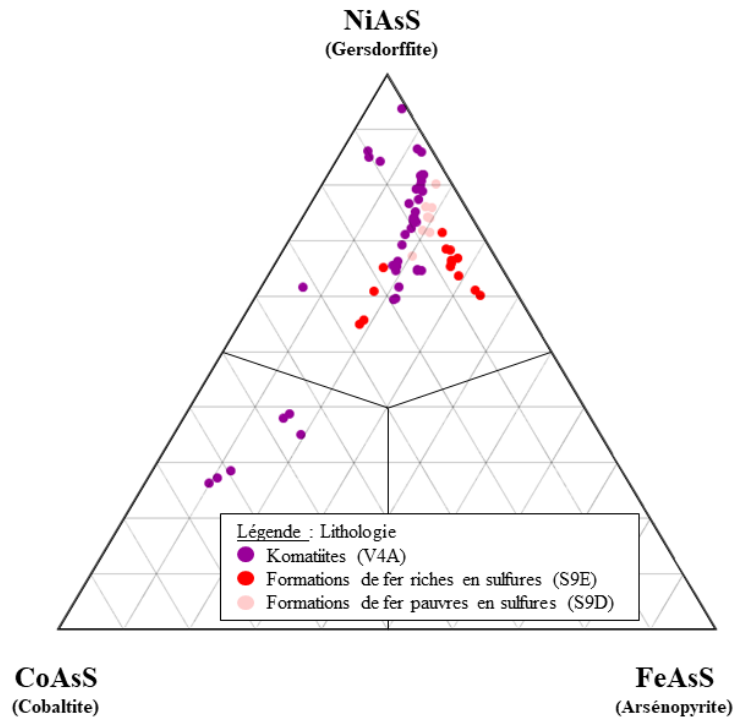


Figure 4-2 : Composition de la gersdorffite analysée par microsonde dans le diagramme ternaire NiAsS-CoAsS-FeAsS en fonction de la lithologie de l'échantillon

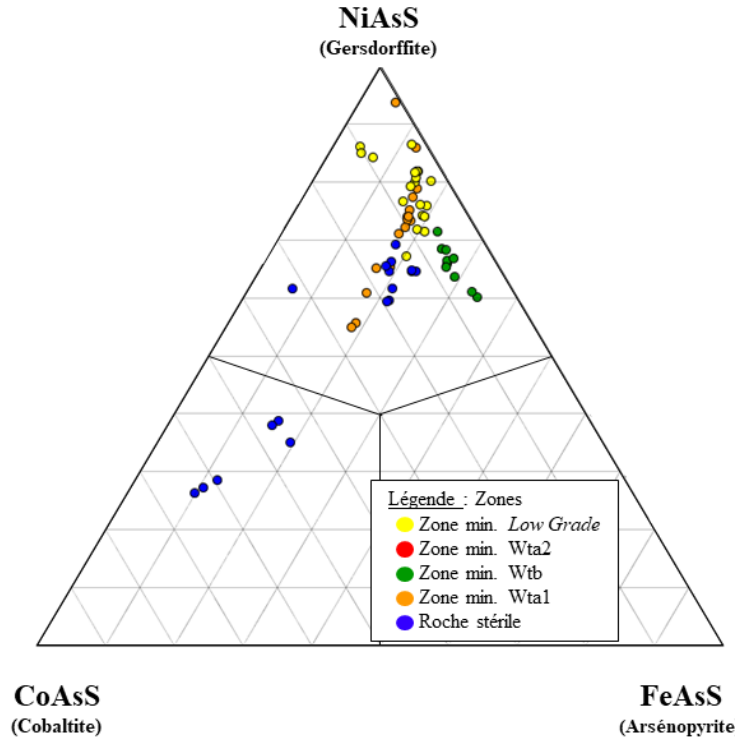


Figure 4-3 : Composition de la gersdorffite analysée par microsonde dans le diagramme ternaire NiAsS-CoAsS-FeAsS en fonction de la zone minéralisée de l'échantillon

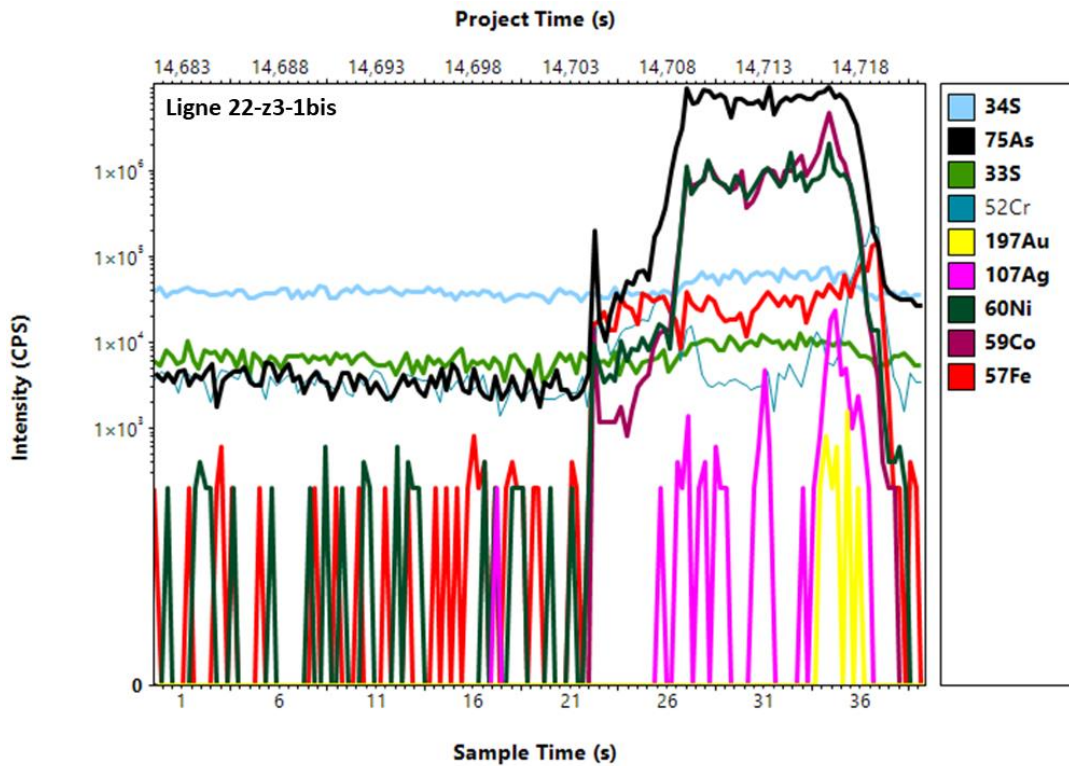


Figure 4-4 : Spectre de gersdorffite obtenu par LA-ICP-MS avec une micro-inclusion de grain d'or (jaune) sur la lame mince FG-18-22

### 4.3 Or et tellures associés

Les grains d'or analysés au MEB (n=9) indiquent que l'or prend la forme d'électrum (n=3; Au < 75%) ou d'or natif (n=6; Au > 75% ; Tableau 4-7). Les grains d'électrum se situent en inclusions dans les grains d'arsénopyrite et les grains d'or natif se situent également en inclusions dans l'arsénopyrite, dans les silicates ou dans la gersdorffite. Des grains de hessite (Ag<sub>2</sub>Te) ont été identifiés (n=2). Ils sont associés aux grains d'or et de löllingite inclus dans l'arsénopyrite. Aucun grain d'or n'a été analysé à la microsonde.

Tableau 4-7 : Analyses chimiques des grains d'or

Or		Ag (wt. %)	Au (wt. %)
MEB (n=9)	Médiane	17,94	82,06
	Écart-type	6,24	6,24

### 4.4 Oxydes de fer

Les oxydes de fer analysés (n=16) au MEB se situent dans les komatiites (à l'exception de deux grains d'ilménite dans les formations de fer). Trois types d'oxydes de fer ont été identifiés grâce au MEB : des ilménites, des spinelles chromifères et des magnétites/magnétites chromifères. Les ilménites (n=9) ont une composition variable en Fe et Ti (médiane ± écart-type : 30,46 ± 3,92 wt. % Fe et 30,18 ± 2,26 wt. % Ti). La composition des grains d'ilménite n'est pas stœchiométrique, car les grains sont riches en Mn. Le contenu en manganèse (Mn) varie entre 2,80 et 10,86 wt. % (3,57 ± 3,29 wt. % Mn). Des traces de vanadium (V) ont été mesurées et leur contenu varie de <l.d.d à 0,27 wt. % V (ANNEXE 5).

Les magnétites (n=5) ont une composition variable en Fe (68,12 ± 9,44 wt. % Fe). La composition des magnétites n'est pas stœchiométrique, car les grains sont riches en chrome



(Cr). Il s'agit de magnétite chromifère dont le contenu en Cr varie de 0,4 à 14,98 wt. % ( $2,34 \pm 6,19$  wt. % Cr). Des traces de V ont été mesurées et leur contenu varie de <l.d.d. à 0,18 wt. % V. Les magnétites chromifères correspondent aux bordures de grains de spinelles chromifères/chromite (n=2) ou sont associées à de la gersdorffite dans les komatiites (ANNEXE 5).

Plusieurs types d'oxydes de fer ont été analysés à la microsonde dans les formations de fer et les komatiites (n=43). Pour les formations de fer, seulement des magnétites associées à des plages irrégulières de pyrrhotite ont été analysées (n=9). La magnétite a un contenu en FeO et Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> homogène ( $29,698 \pm 0,20$  wt. % FeO et  $64,703 \pm 0,73$  wt. % Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>). Les autres éléments sont en traces et en particulier l'arsenic, dont le contenu varie d'inférieur à la l.d.d à 638 ppm ( $205 \pm 190$  ppm As). Les oxydes de fer, analysés dans des échantillons de komatiites, correspondent à de l'ilménite, de la magnétite et de la chromite. L'ilménite (n=17) a un contenu homogène en FeO et TiO<sub>2</sub> ( $41,680 \pm 0,80$  wt. % FeO et  $53,104 \pm 0,45$  wt. % TiO<sub>2</sub>). La composition des grains d'ilménite n'est pas stœchiométrique, car les grains sont riches en Mn. Le contenu en Mn varie entre 2,52 et 4,50 wt. % ( $3,827 \pm 0,70$  wt. % Mn). Les autres éléments sont en traces et en particulier l'arsenic, dont le contenu est inférieur à la limite de détection ( $205 \pm 190$  ppm As). Les grains de magnétite analysés (n=7) sont spatialement associés avec les grains de chromite (ANNEXE 5). La composition des grains de chromite (n=10) est variable (Figure 4-5) et oscille entre chromite alumineuse et chromite ferrifère, depuis le cœur vers la bordure des grains. Le contenu en arsenic des grains de chromite (qui forme le cœur du grain) et leur bordure de magnétite est inférieur à la l.d.d (ANNEXE 5).

## 4.5 Carbonates

Les grains de carbonates analysés à la microsonde proviennent des échantillons de formations de fer et des komatiites (n=50). Aucun carbonate n'a été analysé au MEB. La nature des carbonates analysés varie entre les deux lithologies. Ainsi des grains de calcite et de dolomite ont été analysés dans les deux lithologies alors que des grains de sidérite ont été analysés uniquement dans les formations de fer. La calcite a une composition variable en  $\text{CaCO}_3$  (médiane  $\pm$  écart-type :  $97,27 \pm 3,96$  wt. %  $\text{CaCO}_3$ ). La composition des grains de calcite n'est pas stœchiométrique, car les grains sont riches en  $\text{FeCO}_3$ ,  $\text{MgCO}_3$  et  $\text{MnCO}_3$ . Le contenu varie de 0,3 à 1,26 wt. % ( $0,77 \pm 0,40$  wt. %  $\text{FeCO}_3$ ), de 0,32 à 2,24 wt. %  $\text{MgCO}_3$  ( $0,78 \pm 0,57$  wt. %  $\text{MgCO}_3$ ) et de 0,45 à 1,96 wt. %  $\text{MnCO}_3$  ( $1,16 \pm 0,44$  wt. %  $\text{MnCO}_3$ ).

La dolomite a une composition homogène en  $\text{CaCO}_3$  ( $51,60 \pm 0,57$  wt. %  $\text{CaCO}_3$ ) et variable en  $\text{MgCO}_3$  ( $39,13 \pm 4,05$  wt. %  $\text{MgCO}_3$ ). La composition des grains de dolomite n'est pas stœchiométrique, car les grains sont riches en  $\text{FeCO}_3$  ( $6,67 \pm 3,33$  wt. %) et  $\text{MnCO}_3$  ( $0,86 \pm 0,58$  wt. %). Les grains de dolomite provenant des formations de fer sont plus riches en fer ( $10,58 \pm 4,23$  wt. %  $\text{FeCO}_3$ ) que les grains de calcite de komatiites ( $5,53 \pm 1,62$  wt. %  $\text{FeCO}_3$ ) (Figure 4-6).

Les grains de sidérite des formations de fer analysés se situent au niveau des zones de plages irrégulières de pyrrhotite. La sidérite a une composition homogène en  $\text{FeCO}_3$  ( $75,188 \pm 1,16$  wt. %  $\text{FeCO}_3$ ) mais la composition des grains de sidérite n'est pas stœchiométrique, car les grains sont riches en  $\text{CaCO}_3$  ( $9,05 \pm 1,40$  wt. %),  $\text{MgCO}_3$  ( $3,26 \pm 0,40$  wt. %) et  $\text{MnCO}_3$  ( $3,91 \pm 0,32$  wt. %). Le contenu en arsenic pour les grains de calcite, dolomite et sidérite a été analysé et est inférieur à la limite de détection.

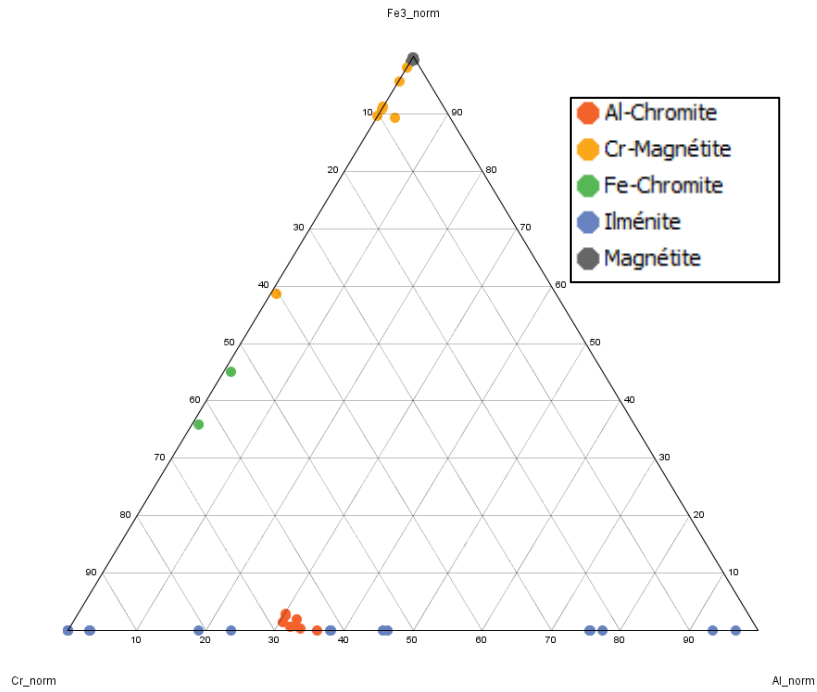


Figure 4-5 : Composition des différents oxydes de fer dans le système Fe-Al-Cr (microsonde)

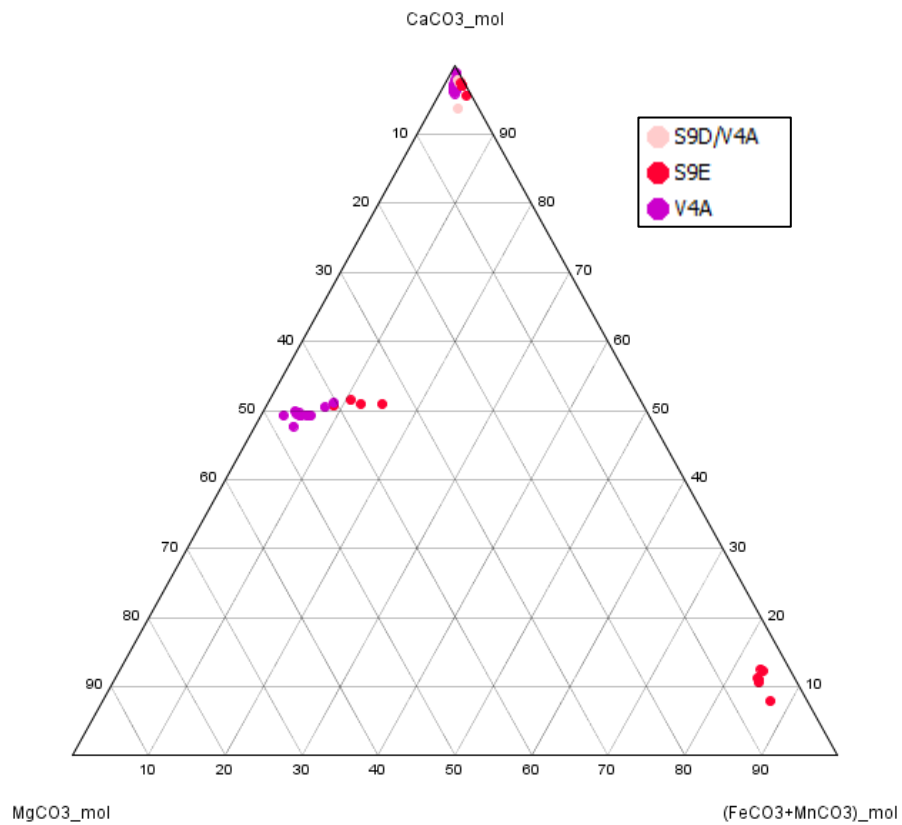


Figure 4-6 : Composition des différents carbonates dans le système (Fe+Mn)-Ca-Mg (microsonde)

## 4.6 Conclusion

D'après les analyses chimiques réalisées au MEB, à la microsonde et au LA-ICP-MS, le contenu des éléments majeurs des sulfures, sulfarséniures et arséniures a été déterminé. Ces analyses ont également permis de déterminer leur contenu en traces en or et en éléments délétères pour l'environnement. Les oxydes de fer et carbonates des formations de fer et komatiites ont aussi été analysés pour mesurer leur contenu en éléments délétères comme l'arsenic. Les arsénopyrites et les gersdorffites présentent un contenu similaire en arsenic et en soufre d'environ 46 wt. % As et 19 wt. % S. Les gersdorffites analysées appartiennent à la solution solide gersdorffite-cobaltite. La pyrrhotite a un contenu homogène en Fe et S d'environ 60 wt. % Fe et 39 wt. % S. Les analyses chimiques confirment que l'arsénopyrite et la gersdorffite sont les principaux porteurs d'arsenic dans les formations de fer et dans les komatiites, sachant que le pourcentage de nickéline et de löllingite est négligeable. Les carbonates ne portent pas d'arsenic et le contenu en arsenic mesuré pour les oxydes de fer est inférieur à la limite de détection, ce qui est négligeable par rapport au contenu en As des arsénopyrites et gersdorffites.

Les analyses au LA-ICP-MS ont permis de mesurer le contenu en or invisible (sous la forme de nanoparticules non visibles au microscope) pour l'arsénopyrite et la gersdorffite. Il est possible d'affirmer qu'en raison de la taille infra-micrométrique de ces particules d'or, cette portion d'or ne pourra pas être récupérée lors du processus de traitement du minerai de Meadowbank.

# **CINQUIÈME CHAPITRE : TESTS**

## **GÉOMÉTALLURGIQUES ET**

## **GÉOENVIRONNEMENTAUX**

Les mini-tests géométallurgiques et géoenvironnementaux sont des tests en développement et adaptés par les Mines Agnico Eagle pour être utilisés en exploration minérale. Ces tests ont été réalisés par les Mines Agnico Eagle et par l'étudiante pour les besoins de ce projet. Les mini-tests pourraient permettre, lorsque leur utilisation se sera généralisée : 1) d'identifier les possibles problématiques liées au traitement du minerai et à la gestion environnementale des déchets miniers; et 2) d'évaluer la variabilité spatiale de la réponse métallurgique et environnementale dans un gisement. Les mini-tests sont des tests rapides et qui utilisent des petites masses issues de nombreux échantillons, ce qui assure une meilleure distribution spatiale des échantillons, et cela dès les premières étapes d'exploration. Ces échantillons correspondent aux rejets des analyses d'or et n'entraîneront pas de coût d'échantillonnage supplémentaire pour la compagnie. Les protocoles analytiques sont décrits au chapitre 2 et disponibles à l'ANNEXE 5. Les résultats du test géométallurgique et des tests géoenvironnementaux sont présentés ci-dessous.

### **5.1 Résultats des tests géométallurgiques**

Dans le cadre de ce projet, le test géométallurgique utilisé est celui de micro-cyanuration. Pour rappel, ce mini-test consiste à mettre en solution un échantillon de poudre de roche avec une solution de cyanure de sodium, ce qui évalue la réponse du minerai au procédé de cyanuration, le

plus utilisé dans l'industrie aurifère. Le pourcentage d'or mis en solution est ainsi estimé par le pourcentage de récupération aurifère ( $[m_{\text{solution\_mère}} \times [\text{Au}]_{\text{solution\_mère}}] / [m_{\text{solide\_initiale}} \times [\text{Au}]_{\text{recalculée}}]$ ). Les paramètres de la réaction de cyanuration et les résultats (c.-à-d. le pourcentage de récupération aurifère) sont présentés dans cette section pour les 100 échantillons testés des zones minéralisées Wta1, Wta2, Wtb et de la zone LG.

### 5.1.1 Récupération aurifère

La récupération aurifère d'un échantillon est considérée : 1) faible lorsque  $< 80\%$  ; 2) moyenne lorsque comprise entre 80 et 90% ; 3) élevée lorsque comprise entre 90 et 95% et 4) excellente lorsque  $> 95\%$  (Figure 5-1). Le pourcentage de récupération aurifère varie entre 18,5% à 98%, pour une médiane de  $83 \pm 13\%$  (médiane  $\pm$  écart-type) pour les 100 échantillons testés (Figure 5-2 et Figure 5-3).

Les duplicatas effectués pour 10 échantillons montrent que la récupération varie de 0,13 % à 20% pour un échantillon dupliqué (Figure 5-4). À la suite de ce résultat, l'incertitude d'analyse sur le pourcentage de récupération aurifère d'un échantillon est d'environ  $\pm 10\%$ . Une corrélation positive ( $R^2=0,94$ ) est observée entre la teneur en or de l'échantillon (analyse multi-élément) et la teneur en or recalculée de l'échantillon à partir de l'analyse du tube à essai ( $[m_{\text{solution}} \times [\text{Au}]_{\text{en solution}} + m_{\text{rejet\_solide}} \times [\text{Au}]_{\text{rejet\_solide}}] / [m_{\text{solide\_initial}}]$ , Figure 5-5). L'analyse en or de l'analyse multi-élément est réalisée sur une masse de 30g issue d'une demi-carotte de forage d'un mètre et le test de micro-cyanuration est réalisé sur une masse de 15g issue de la même demi-carotte de forage d'un mètre. Cette corrélation indique que la distribution de l'or est relativement homogène entre un échantillon de 15g ou de 30g. La corrélation est cependant moins bonne pour les échantillons à

faible teneur en or ( $< 0,5$  g/t). En effet, les teneurs en or recalculées des échantillons sont généralement supérieures aux teneurs en or mesurées par l'analyse multi-élément en or (Figure 5-6). Pour les échantillons de teneur en or inférieur à  $0,5$  g/t, les concentrations en or analysées dans le rejet solide sont proches ou inférieures à la limite de détection de l'analyse, égale  $0,03$  g/t (Figure 5-7). Ainsi, leur récupération aurifère, calculée à partir de la teneur en or de l'échantillon recalculée, est considérée peu représentative de la valeur de récupération de l'échantillon pour ces échantillons faibles en or. Le test de micro-cyanuration ne serait donc pas adapté pour le minerai dont le contenu en or est inférieur à  $0,5$  g/t dans notre zone d'étude.

#### *5.1.1.1 Récupération aurifère selon la lithologie*

La récupération aurifère est plus élevée dans les formations de fer (S9E et S9D) que dans les komatiites (V4A), avec une récupération aurifère égale à  $87 \pm 12$  % (moyenne  $\pm$  écart-type) pour les échantillons de S9E ( $n=38$ ), et égale à  $83 \pm 9$  % pour les échantillons de S9D ( $n=25$ , Figure 5-2). Les échantillons de komatiites (V4A) ont une récupération aurifère égale à  $77 \pm 16$  % ( $n=31$ ). La majeure partie des échantillons qui ont une teneur en or inférieure ou égale à  $1$  g/t ont une récupération faible ( $< 80\%$ ) et ce, quel que soit la lithologie (Figure 5-8). Une corrélation positive est observée entre la récupération aurifère et la teneur recalculée de l'échantillon pour les échantillons faibles en or ( $< 0,5$  g/t). Ce phénomène est interprété comme un artefact dû à la limite de détection de l'or dans le rejet solide ( $< 0,03$  g/t, Figure 5-7). Ainsi, la moitié de la l.d.d est utilisée pour réaliser les calculs de récupération aurifère lorsque la teneur en or du rejet solide est inférieure à la l.d.d. La récupération aurifère est faible pour ces échantillons car l'or est probablement invisible (sous forme d'inclusions nanométriques ou dissout dans la structure cristalline) ce qui rend la récupération de l'or par cyanuration non adaptée. Les échantillons des

formations de fer présentent des valeurs de récupérations aurifères moins variables que les échantillons de komatiites. Les valeurs de récupérations aurifères des formations de fer sont moyennes à élevées pour les échantillons qui contiennent  $> 1\text{g/t Au}$  (Figure 5-8). Un seul échantillon sur les échantillons  $> 1\text{g/t Au}$  présente une récupération de 18,5 %. Cette valeur de récupération très faible s'explique soit par un problème de manipulation au laboratoire ou d'analyse, soit par une minéralogie particulière. Il aurait fallu répéter ce test pour s'assurer de la valeur obtenue.

Deux groupes sont observables pour les échantillons des formations de fer (S9E +S9D, Figure 5-9). Le premier groupe correspond aux échantillons dont la teneur en or recalculée est supérieure à 1 g/t et pour lesquels la récupération aurifère augmente de façon linéaire avec le contenu en or de l'échantillon. La récupération aurifère varie entre 85 % et 95 % pour des teneurs en or comprises entre 1 g/t et 40 g/t. Le deuxième groupe correspond aux échantillons qui ont une teneur en or recalculée aussi supérieure à 1 g/t, mais pour lesquels la récupération aurifère est plus basse que les échantillons du groupe 1, et ce pour des teneurs en or équivalentes. Les récupérations aurifères varient entre 75% et 85 % pour des teneurs en or comprises entre 2 g/t et 30 g/t.

#### *5.1.1.2 Récupération aurifère par zones minéralisées*

La récupération aurifère moyenne des échantillons provenant des différentes zones minéralisées est similaire entre les zones, et est égale à  $87,3 \pm 9,2$  % (moyenne  $\pm$  écart-type) pour Wtb, à  $86,2 \pm 14,9$  % pour Wta2 et  $88,5 \pm 5,8$  (Figure 5-3). Les échantillons de la zone LG ont une récupération plus basse, égale à  $75,4 \pm 16,8$  %, probablement due à de plus faibles teneurs en or. À noter, cependant que la récupération aurifère des échantillons des zones LG et Wta2 est très variable (Figure 5-3).



### 5.1.2 Consommation de réactifs

Les résultats montrent des variations importantes de la récupération aurifère. Dans cette section, la quantité de réactifs en fin de réaction est évaluée afin de s'assurer que les réactifs étaient en quantité suffisante ; et de vérifier si ces paramètres ont un impact sur la récupération aurifère. L'oxygène et le cyanure sont les deux principaux réactifs de la réaction de cyanuration. Leur concentration est toujours en excès lors du traitement du minerai en usine. En effet les réactifs doivent être en quantité suffisante en fin de réaction pour s'assurer que la réaction de cyanuration de l'or soit complète, sinon cela entraînerait une baisse de la récupération aurifère

#### 5.1.2.1 Consommation de O<sub>2</sub>

Pendant le mini-test, une concentration en O<sub>2</sub> entre 10-20 mg/L est maintenue pour toute la durée de la réaction de cyanuration totale. À la fin de la réaction, la teneur finale en O<sub>2</sub> dissout des échantillons testés est de  $5,44 \pm 2,15$  mg/L (Figure 5-10). Les blancs présentent un contenu moyen en O<sub>2</sub> en fin de réaction similaire, égal à  $5,50 \pm 2,18$  mg/L. Cependant la quantité d'O<sub>2</sub> dissout à la fin des tests varie d'une lithologie à l'autre. Les komatiites consomment moins d'O<sub>2</sub> ( $7,52 \pm 0,84$  mg/L O<sub>2</sub> dissout) que les formations de fer ( $4,63 \pm 1,81$  mg/L d'O<sub>2</sub> dissout pour S9E et  $5,27 \pm 1,79$  mg/L d'O<sub>2</sub> dissout pour S9D ; Figure 5-10). Cette différence est due au contenu en or plus important dans les formations de fer, ce qui nécessite plus d'O<sub>2</sub>. Pour rappel, la réaction de cyanuration consomme Au + O<sub>2</sub> mais d'autres minéraux, tels que les sulfures de fer consomment aussi du cyanure et de l'O<sub>2</sub>. Des échantillons des formations de fer sulfurées (S9E) présentent une quantité d'O<sub>2</sub> dissout finale anormalement basse, inférieure à 0,5 mg/L (Figure 5-11). Il est possible que la réaction de cyanuration de l'or soit incomplète pour ces échantillons. La valeur de récupération aurifère pour ces échantillons serait ainsi sous-estimée. Cependant, O<sub>2</sub> n'a pas limité

la réaction dans les autres échantillons et ce paramètre n'influe donc pas sur la majeure partie des valeurs de récupération aurifère.

#### 5.1.2.2 *Consommation de CN<sup>-</sup>*

Au début du mini-test, la solution a une concentration en cyanure de 1061 mg/L CN<sup>-</sup> libre (initialement 2 g/L NaCN<sup>-</sup>). À la fin de la réaction de cyanuration, la quantité de cyanure libre moyenne pour tous les échantillons est égale à  $477 \pm 143$  mg/L de CN<sup>-</sup> libre (Figure 5-12). Les échantillons des komatiïtes consomment moins de cyanure que les échantillons de formations de fer. Cette différence est liée au contenu en or plus important dans les formations de fer, qui nécessite plus de cyanure. Aussi, les formations de fer sont riches en pyrrhotite, qui est un sulfure consommateur de cyanure. Le contenu en cyanure en fin de réaction pour l'ensemble de échantillons est suffisant, ce qui indique qu'un manque de cyanure ne peut expliquer les récupérations faibles.

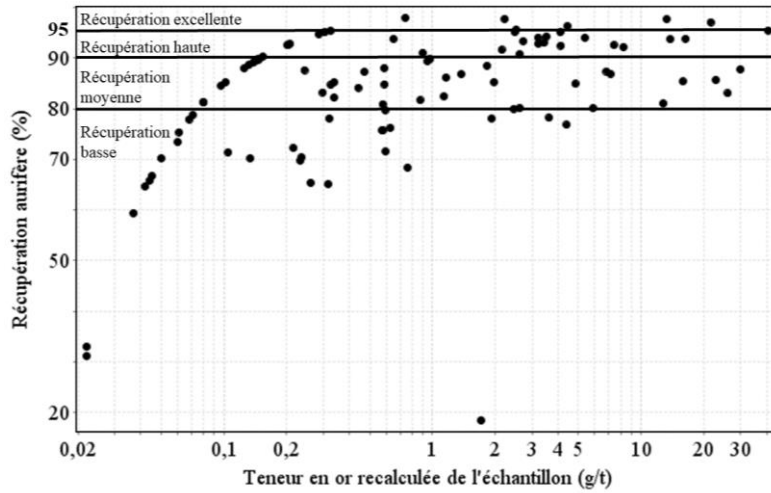


Figure 5-1 : Diagramme binaire du pourcentage de récupération aurifère (%) vs la teneur en or recalculée de l'échantillon à partir de l'analyse du digitube (g/t, échelle logarithmique)

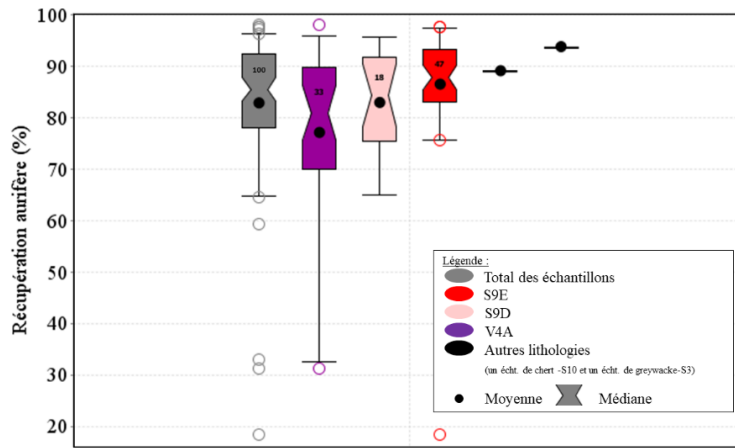


Figure 5-2 : Boîtes à moustaches du pourcentage de récupération aurifère pour les lithologies principales (S9E : formations de fer sulfurées, S9D : formations de fer silicatées et V4A : komatiites altérées)

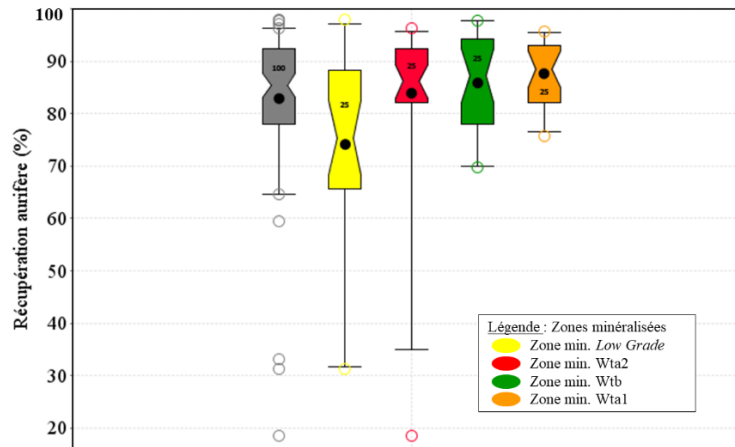


Figure 5-3 : Boîtes à moustaches du pourcentage de récupération aurifère en fonction des zones minéralisées de haute teneur (Wta2, Wta1 et Wtb) et de basse teneur (LG)

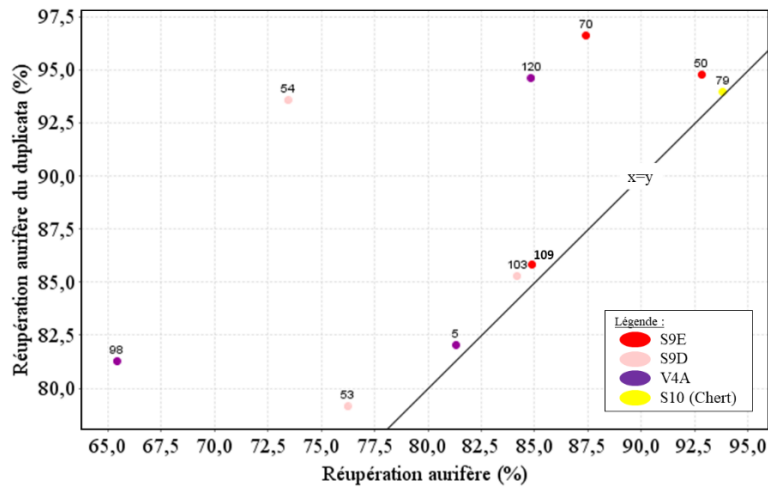


Figure 5-4 : Diagramme binaire du pourcentage récupération aurifère vs la récupération aurifère des dix tests en duplicatas

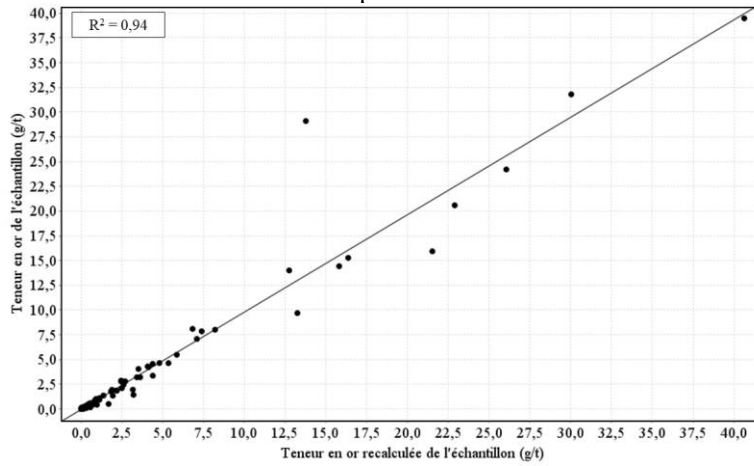


Figure 5-5 : Diagramme binaire de la teneur en or de l'échantillon de l'analyse multi-éléments de type roche-totale vs la teneur en or recalculée de l'échantillon à partir de l'analyse du digitube ( $R^2=0.94$ )

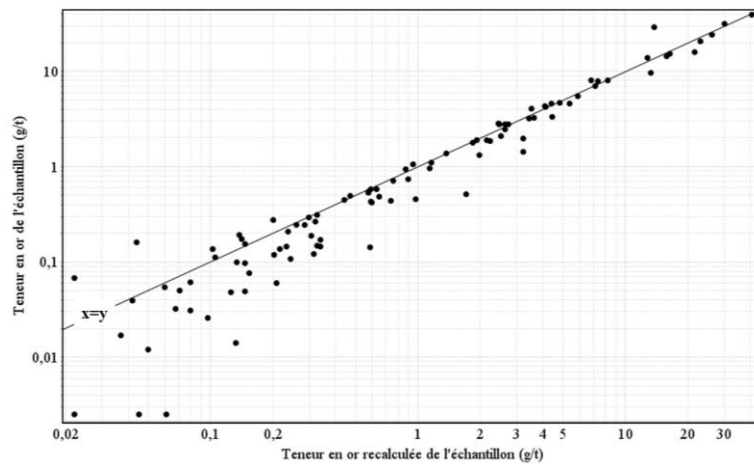


Figure 5-6 : Diagramme binaire de la teneur en or de l'échantillon de l'analyse multi-éléments de type roche-totale vs la teneur en or recalculée de l'échantillon à partir de l'analyse du digitube (échelle logarithmique)

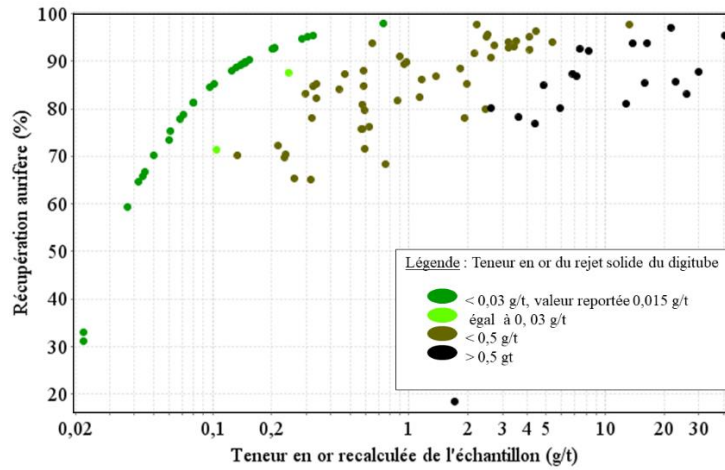


Figure 5-7 : Diagramme binaire de la récupération aurifère (%) vs la teneur en or recalculée de l'échantillon à partir de l'analyse du digitube (g/t, échelle logarithmique) en fonction de la teneur en or du rejet solide

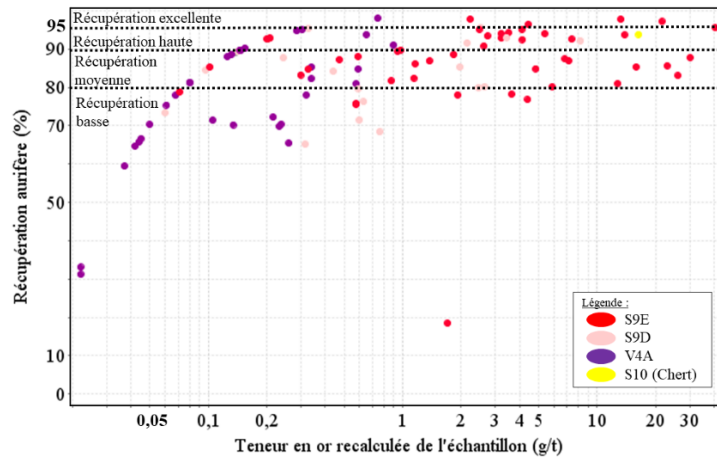


Figure 5-8 : Diagramme binaire de la récupération aurifère (%) vs de la teneur en or de l'échantillon (g/t, échelle logarithmique) en fonction de la lithologie de l'échantillon

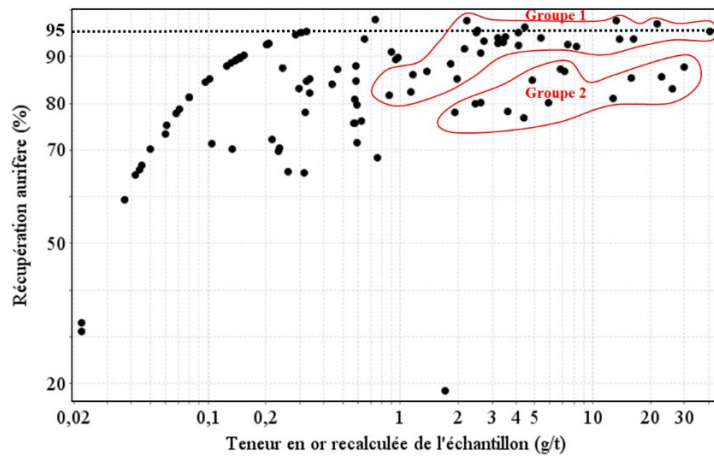


Figure 5-9 : Diagramme binaire de la récupération aurifère (%) vs de la teneur en or de l'échantillon (g/t, échelle logarithmique) qui montre deux groupes de récupération

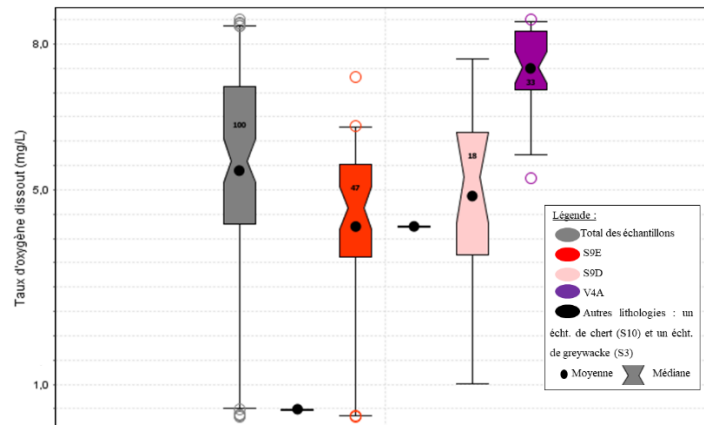


Figure 5-10 : Boîtes à moustache de la teneur en O<sub>2</sub> dissout final, après la réaction de cyanuration pour les lithologies principales

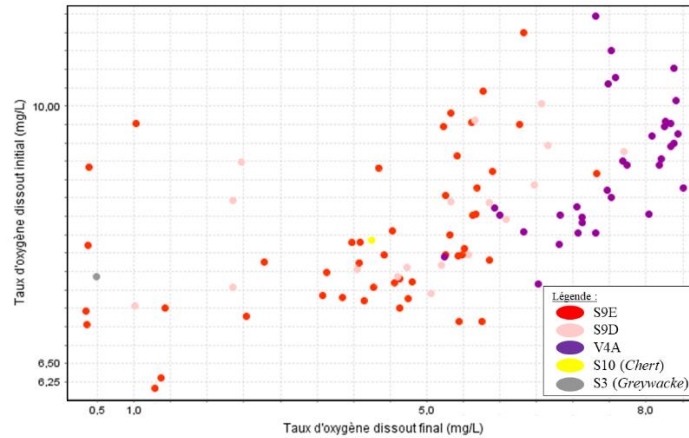


Figure 5-11 : Diagramme binaire de la quantité d'O<sub>2</sub> dissout initiale vs la quantité d'O<sub>2</sub> dissout finale pour les lithologies principales

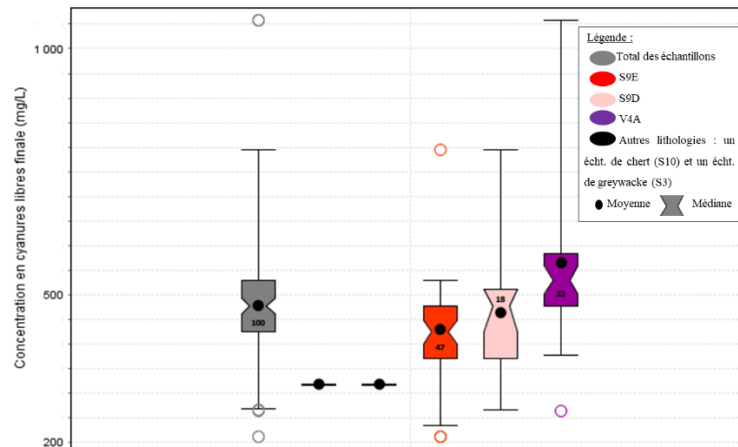


Figure 5-12 : Boîtes à moustache de la quantité de cyanure libre en fin de réaction de cyanuration (en mg/L de CN<sup>-</sup> libre) pour les lithologies principales

## 5.2 Résultats des tests géoenvironnementaux

Les tests géoenvironnementaux servent à évaluer le drainage minier acide et la mise en solution des métaux provenant des échantillons analysés. Dans cette section, les résultats de l'analyse carbone/soufre et des quatre différents tests effectués sur les 113 échantillons de la sélection sont présentés.

### 5.2.1 Analyses carbone/soufre

Les concentrations en soufre (S) et en carbone (C) ont été mesurées par combustion au LECO (n=113). Le contenu en C varie de < 0,03 wt. % (l.d.d) à 4,14 wt. % et la teneur en S varie de < 0,03 wt. % (l.d.d) à 15,95 wt. % (ANNEXE 5). Les komatiites contiennent  $1,51 \pm 1,08$  wt. % C alors que les formations de fer contiennent  $0,44 \pm 0,55$  wt. % C pour les S9E et  $0,36 \pm 0,33$  wt. % C pour les S9D (Figure 5-13). Ces mesures sont en accord avec les observations macroscopiques et microscopiques, puisque l'on observe plus de carbonates dans les komatiites que dans les formations de fer. Les formations de fer ont un contenu en S de  $3,37 \pm 4,04$  wt. % S pour les S9E et de  $1,05 \pm 1,53$  wt. % S pour les S9D (Figure 5-14). Les komatiites contiennent  $0,07 \pm 0,06$  wt. % S. Ceci est également en accord avec les observations pétrographiques : les formations de fer sont plus riches en sulfures (pyrrhotite et arsénopyrite principalement) que les komatiites.

Des différences de teneur en C et en S sont également observées d'une zone minéralisée à l'autre. Les échantillons de la zone minéralisée Wta2 sont plus riches en soufre ( $4,50 \pm 4,10$  wt. % S) que les échantillons des zones Wta1 ( $2,18 \pm 3,11$  wt. % S), Wtb ( $0,18 \pm 2,79$  wt. % S) et LG ( $0,09 \pm 1,67$  wt. % S). Les échantillons de komatiites de la roche stérile (n=13) sont très pauvres en S ( $\leq$  l.d.d) et sont riches en C ( $1,10 \pm 0,81$  wt. % C). Aussi, la teneur en soufre se corrèle positivement à la teneur en soufre obtenue par les analyses multiéléments ICP-MS ( $R^2=0,93$ , Figure 5-15). La

valeur de l'analyse du soufre obtenue par ICP-MS peut donc être utilisée pour évaluer le contenu en soufre des échantillons de la zone d'étude.

### **5.2.2 Essai PN-PA**

Le test PN-PA a été réalisé sur 30 échantillons et 2 duplicatas (ANNEXE 5). D'après le ratio du potentiel de neutralisation ( $NPR = PN/PA$ ), 16 échantillons sont considérés comme étant générateur d'acide ( $NPR < 1$ ), 3 échantillons comme potentiellement générateur acide ( $1 < NPR < 3$ ) et 13 échantillons comme non générateur d'acide ( $NPR > 3$  ; Figure 5-16).

Les échantillons de komatiites ne sont pas générateurs d'acide. Les formations de fer ont un potentiel d'acidité (PA) plus élevé que les komatiites. Selon la littérature, un échantillon avec un contenu en S supérieur à 5 wt. % est considéré générateur d'acide dans tous les cas et un échantillon avec un contenu en soufre inférieur à 0,3 wt. % S n'est pas considéré comme générateur d'acide. Les échantillons de komatiites contiennent moins de 0,3 wt. % S et le NPR est toujours inférieur à 1 (Figure 5-17). Ainsi, les komatiites ne sont pas génératrices d'acide ; elles ne contiennent pas de minéraux problématiques qui pourraient être responsables d'un drainage minier acide. Pour les formations de fer (S9E et S9D) cependant, le contenu en S et C (soit en sulfures et carbonates pour le cas de notre étude) est variable (Figure 5-17 et Figure 5-18). Les échantillons de formations de fer sont considérés comme ayant un potentiel de génération d'acide incertain à générateur d'acide. Ces roches peuvent contenir des minéraux problématiques (sulfures) générateurs de drainage minier acide. Le faible contenu en carbonates des échantillons de formations de fer ne permet pas de neutraliser l'acidité générée par l'oxydation des sulfures (Figure 5-18).



### 5.2.3 Test NAG

Le test NAG a été effectué sur 30 échantillons et 2 duplicatas (ANNEXE 5). D'après le résultat du NAG, les échantillons de komatiites sont considérés comme étant non générateur d'acide alors que les échantillons de formation de fer sont considérés comme ayant un potentiel de génération d'acide faible ou élevé.

### 5.2.4 Test SFE

Le test de lixiviation en métaux à court terme, appelé SFE (*Shake Flask Extraction*), a été appliqué aux 113 échantillons étudiés. Les concentrations moyennes maximales mensuelles autorisées et les concentrations maximales autorisées pour un échantillon ponctuel (*grab sample*) des effluents miniers sont détaillées au chapitre 2 (Tableau 2-14). Les résultats des tests de SFE sont comparés à ces concentrations maximales, établies par le *Nunavut Water Board* pour Al, As, Cd, Cr, Cu, Fe, Pb, Hg, Ni, Zn. La concentration mesurée par le test de SFE pour un échantillon est comparée à la concentration maximale autorisée pour un échantillon ponctuel. Et l'ensemble des échantillons analysés d'une lithologie sont comparés aux concentrations moyennes maximales autorisées mensuellement. Pour rappel, les concentrations en Cd et en Zn des lixiviats sont inférieures aux limites de détection dans le cadre de cette étude, et les concentrations en autres éléments des lixiviats sont supérieures aux limites de détection et présentées ci-dessous.

#### 5.2.4.1 Échantillons des zones minéralisées (*Wtb, Wta1, Wta2 et LG*)

Les concentrations moyennes en Al, en Cu, en Fe et en Pb lixivié des échantillons des zones minéralisées sont inférieures aux concentrations mensuelle maximale autorisées en Al, en Cu, en Fe et en Pb (Figure 5-19). Aussi, tous les échantillons des zones minéralisées ont une concentration en Al, en Cu, en Fe (à l'exception d'un échantillon) et en Pb inférieure à la concentration maximale

autorisée en Al, en Cu, en Fe et en Pb pour un échantillon ponctuel. Ainsi, ces éléments ne présentent pas de risque particulier à court terme, d'après ce test, et ce pour les deux lithologies principales.

La concentration moyenne en Ni lixivié des échantillons de formations de fer (S9E et S9D) des zones minéralisées est supérieure à la concentration mensuelle maximale autorisée en Ni (Tableau 5-1). Ainsi, une partie des échantillons des zones minéralisées a une concentration en Ni lixivié supérieure à la concentration maximale autorisée pour un échantillon ponctuel (Figure 5-20 et Figure 5-21). Cependant, la concentration médiane en Ni lixivié des échantillons de formations de fer est inférieure à 0,25 mg/L. Ainsi, il y a un risque faible à modéré de mise en solution du Ni qui dépasserait les concentrations mensuelles maximales autorisées à court terme pour les formations de fer.

Tableau 5-1 : Concentrations moyenne et médiane du nickel pour les principales lithologies après le test SFE

Nickel		S9D	S9E	V4A
		Concentration moyenne maximale autorisée mensuellement (en mg/l)	0,25	
	Moyenne	0,75	0,40	0,15
	Médiane	0,08	0,06	0,01
	Maximum	9,30	6,73	0,98
	Écart-type	2,30	1,12	0,24

La concentration moyenne en Cr lixivié des échantillons de formations de fer (S9D) et des komatiites des zones minéralisées est supérieure à la concentration mensuelle maximale autorisée en Cr (Tableau 5-2 et Figure 5-22). Ainsi, une partie des échantillons des zones minéralisées a une concentration en Cr lixivié supérieure à la concentration maximale autorisée pour un échantillon ponctuel en Cr (Figure 5-23 et Figure 5-24). Cependant, la concentration médiane en Cr lixivié des échantillons de formations de fer (S9D) est égale à 0,02 mg/L (Tableau 5-2). Ainsi, il y a un

risque modéré à élevé de mise en solution du Cr qui dépasserait les concentrations mensuelles maximales autorisées à court terme pour les komatiïtes.

Tableau 5-2 : Concentrations moyenne et médiane du chrome pour les principales lithologies après le test SFE

Chrome		S9D	S9E	V4A
		Concentration moyenne maximale autorisée mensuellement (en mg/l)	0,02	
	Moyenne	0,04	0,01	0,06
	Médiane	0,02	0,008	0,04
	Maximum	0,18	0,07	0,37
	Écart-type	0,05	0,02	0,07

La concentration moyenne en As lixivié des échantillons des trois lithologies des zones minéralisées étudiées a une concentration très supérieure à la concentration mensuelle maximale autorisée en As (Tableau 5-3 et Figure 5-25 ). Aussi, la majorité des échantillons testés ont une concentration en As lixivié supérieure à la concentration maximale autorisée pour un échantillon ponctuel (Figure 5-26 et Figure 5-27). Ainsi, la concentration moyenne en As lixivié des échantillons codés S9D et V4A est plus, de 200 fois plus élevée que la concentration mensuelle maximale autorisée et environ 100 fois plus élevée pour les échantillons codés S9E (Tableau 5-3). Ainsi, les rejets miniers issus des zones minéralisées étudiées présentent un risque élevé de mise en solution de As et ce, pour les deux lithologies principales. Aussi, une corrélation positive ( $R^2 = 0,86$ ) est observée entre la concentration en As et Ni lixivié pour les komatiïtes (Figure 5-28) ce qui s'explique par la présence de gersdorffite, qui est riche en Ni et As.

Tableau 5-3 : Concentrations moyenne et médiane de l'arsenic pour les principales lithologies après le test SFE

Arsenic		S9D	S9E	V4A
		Concentration moyenne maximale autorisée mensuellement (en mg/l)	0,1	
	Moyenne	22,82	12,54	34,38
	Médiane	13,03	3,82	29,15
	Maximum	65,29	159,08	139,74
	Écart-type	22,76	27,72	64,61

#### 5.2.4.2 *Échantillons de roche stérile*

Les concentrations moyennes en Al, en Ni, en Pb, et en Fe lixivié des échantillons de roche stérile testés sont inférieures aux concentrations mensuelle maximale autorisées en Al, en Ni, en Pb et en Fe (ANNEXE 5). Ainsi, ces éléments ne présentent pas de risque d'être mis en solution au-dessus des concentrations mensuelles maximales autorisées à court terme pour les komatiites non minéralisées.

La concentration moyenne en Cr lixivié des échantillons de komatiites de roche stérile est supérieure à la concentration mensuelle maximale autorisée en Cr (Tableau 5-4). Ainsi, une partie des échantillons de roche stérile a une concentration en Cr lixivié supérieure à la concentration maximale autorisée pour un échantillon ponctuel. Ainsi il y a un risque modéré à élevé de mise en solution du Cr qui dépasserait la concentration mensuelle maximale autorisée à court terme pour les komatiites de la roche stérile.

La concentration moyenne en As lixivié des échantillons de komatiites de roche stérile est très supérieure à la concentration mensuelle maximale autorisée en As (Tableau 5-4). Aussi, la majorité des échantillons testés a une concentration en As lixivié supérieure à la concentration maximale autorisée pour un échantillon ponctuel en As (Figure 5-29). Ainsi, la concentration moyenne en As lixivié des échantillons de komatiites de roche stérile est, d'environ 50 fois plus élevée que la concentration mensuelle maximale autorisée (Tableau 5-4). Cependant la lixiviation de l'arsenic des komatiites de la roche stérile est cependant environ 7 fois moins élevée que pour les komatiites des zones minéralisées. Ainsi, les komatiites de la roche stérile présentent un risque élevé de mise en solution d'arsenic.

Tableau 5-4 : Concentrations moyenne et médiane de l'arsenic et du chrome pour les échantillons de roche stérile après le test SFE

V4A		As	Cr
		Concentration moyenne maximale autorisée mensuellement (en mg/l)	0,1
	Moyenne	5,63	0,04
	Médiane	4,19	0,04
	Maximum	16	0,07
	Écart-type	5,49	0,01

### 5.2.5 Test SPLP

Le test de lixiviation en métaux qui simule l'effet des pluies acides, appelé test SPLP (*Synthetic Precipitation Leaching Procedure*), a été effectué sur les 113 échantillons étudiés. Les concentrations maximales mensuelles autorisées sont détaillées au chapitre 2 et sont identiques à celles utilisées pour le test SFE. Les résultats des tests de SPLP sont comparés à ces concentrations maximales qui ont été établies par le *Nunavut Water Board* pour Al, As, Cd, Cr, Cu, Fe, Pb, Hg, Ni, Zn (Tableau 2-14). La concentration mesurée par le test de SPLP pour un échantillon est comparée à la concentration maximale autorisée pour un échantillon ponctuel. Et l'ensemble des échantillons analysés d'une lithologie sont comparés aux concentrations moyennes maximales autorisées mensuellement. Pour rappel, les concentrations en Cd et en Zn des lixiviats sont inférieures aux limites de détection dans le cadre de cette étude, et les concentrations en autres éléments des lixiviats sont supérieures aux limites de détection et présentées ci-dessous.

#### 5.2.5.1 Échantillons des zones minéralisées (*Wtb, Wta1, Wta2 et LG*)

Les concentrations moyennes en Al, en Fe, en Cu, en Cr et en Pb lixivié des échantillons des zones minéralisées sont inférieures aux concentrations mensuelle maximale autorisées en Al, en Fe, en Cu, en Cr et en Pb (Figure 5-30). Aussi, tous les échantillons des zones minéralisées ont une concentration en Al, en Fe, en Cu (à l'exception d'un échantillon), en Cr et en Pb inférieure à la concentration maximale autorisée pour un échantillon ponctuel. Ainsi, Pb, Fe, Cu, Cr et Al ne

présentent pas de risque d’être mis en solution au-dessus des concentrations mensuelles limites autorisées à court terme, et ce pour les deux lithologies principales.

Les concentrations moyennes en Ni lixivié des échantillons des zones minéralisées est inférieure à la concentration mensuelle maximale autorisée en Ni (Tableau 5-5, Figure 5-31). Cependant, deux échantillons codés S9D des zones minéralisées ont une concentration en Ni lixivié supérieure à la concentration maximale autorisée pour un échantillon ponctuel (Figure 5-32). Ainsi, pour Ni, il y a un risque faible de mise en solution du Ni au-dessus des concentrations maximales autorisées, à court terme, et ce pour les formations de fer silicatées (S9D).

Tableau 5-5 : Concentrations moyenne et médiane du nickel pour les échantillons des zones minéralisées après le test SPLP

Nickel		S9D	S9E	V4A
		Concentration moyenne maximale autorisée mensuellement (en mg/l)	0,25	
	Moyenne	0,23	0,03	0,01
	Médiane	0,01	0,01	0,01
	Maximum	1,91	0,45	0,01
	Écart-type	0,59	0,07	0

La concentration moyenne en As lixivié des échantillons des deux lithologies des zones minéralisées étudiées est très supérieure à la concentration mensuelle maximale autorisée en As (Tableau 5-6 et Figure 5-33). Aussi, la majorité des échantillons testés ont une concentration en As lixivié supérieure à la concentration maximale autorisée pour un échantillon ponctuel en As (Figure 5-34). Ainsi, la concentration moyenne en As lixivié des échantillons est entre 35 à 60 fois plus élevée que la concentration mensuelle maximale autorisée (Tableau 5-6). Ainsi, les rejets miniers issus des zones minéralisées étudiées présentent un risque élevé de mise en solution d’arsenic en milieu acide et ce, pour les deux lithologies principales.

Tableau 5-6 : Concentrations moyenne et médiane de l'arsenic pour les principales lithologies après le test SPLP

Arsenic		S9D	S9E	V4A
		Concentration moyenne maximale autorisée mensuellement (en mg/l)	0,1	
	Moyenne	6,61	3,66	4,96
	Médiane	5,72	2,92	3,43
	Maximum	17,45	13,85	23,05
	Écart-type	5,29	3,76	5,51

### 5.2.5.2 Échantillons de roche stérile

Les concentrations moyennes en Al, en Pb, en Cu, en Ni, en Cr, et Fe en lixivié des échantillons de roche stérile testés sont aux concentrations mensuelle maximale autorisées en Al, en Pb, en Cu, en Ni, en Cr, et Fe. Ainsi, ces éléments ne présentent pas de risque d'être mis en solution au-dessus des concentrations mensuelles maximales autorisées à court terme pour les komatiites non minéralisées. La concentration moyenne en As lixivié des échantillons de roche stérile testés est supérieure à la concentration mensuelle limite autorisée en As (Tableau 5-7 et Figure 5-29). Aussi, la majorité des échantillons testés ont une concentration en As lixivié supérieure à la concentration maximale autorisée pour un échantillon ponctuelle en As (Figure 5-29). L'arsenic présente un risque élevé d'être mis en solution au-dessus des concentrations maximales autorisées pour les komatiites, qui constituent l'essentiel de la roche stérile. Cependant, la lixiviation de l'arsenic des komatiites de la roche stérile est environ 5 fois moins élevée que pour les komatiites des zones minéralisées, en milieu acide.

Tableau 5-7 : Concentrations moyenne et médiane de l'arsenic pour les échantillons de roche stérile après le test SPLP

Arsenic		V4A (roche stérile)
		Concentration moyenne maximale autorisée mensuellement (en mg/l)
	Moyenne	0,98
	Médiane	0,71
	Maximum	16
	Écart-type	0,92

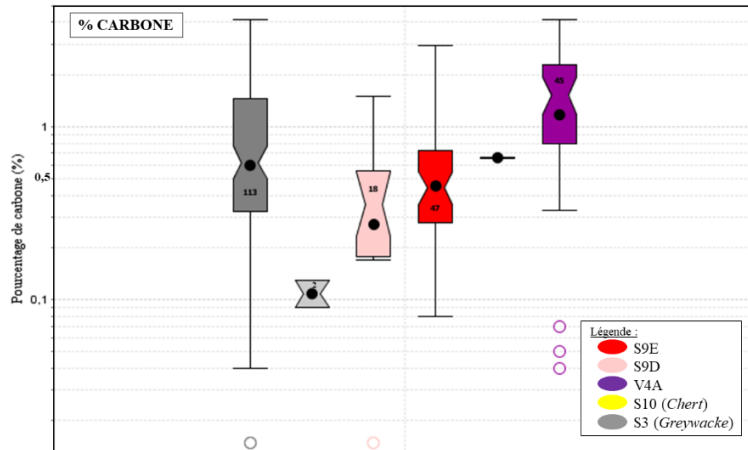


Figure 5-13 : Boîte à moustache de la teneur en carbone obtenue par LECO (%) pour les différentes lithologies (S9E : formations de fer sulfurées, S9D : formations de fer silicatées et V4A : komatiites altérées)

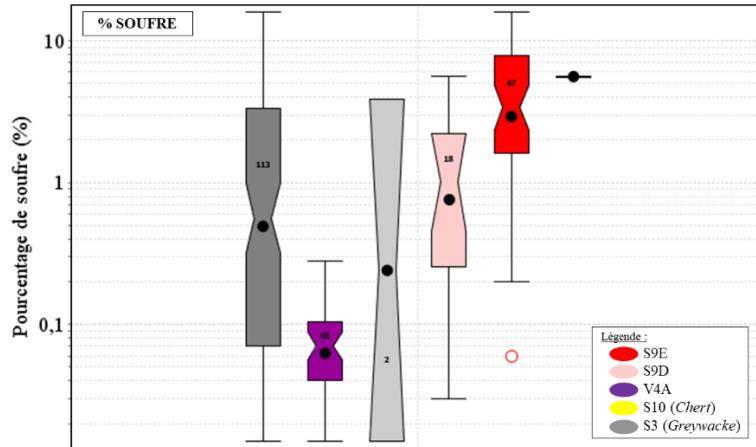


Figure 5-14 : Boîtes à moustache de la teneur en soufre obtenue par LECO (%) pour les différentes lithologies

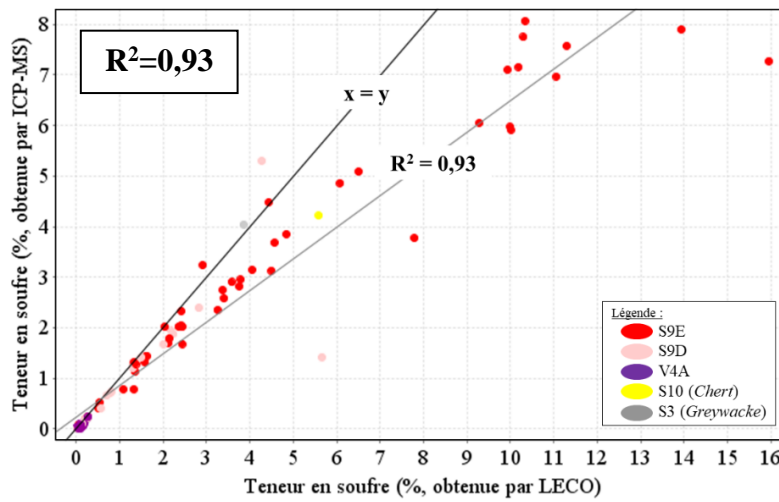


Figure 5-15 : Diagramme binaire de la teneur en soufre des analyses multi-éléments (%) vs la teneur en soufre obtenue par LECO (%)



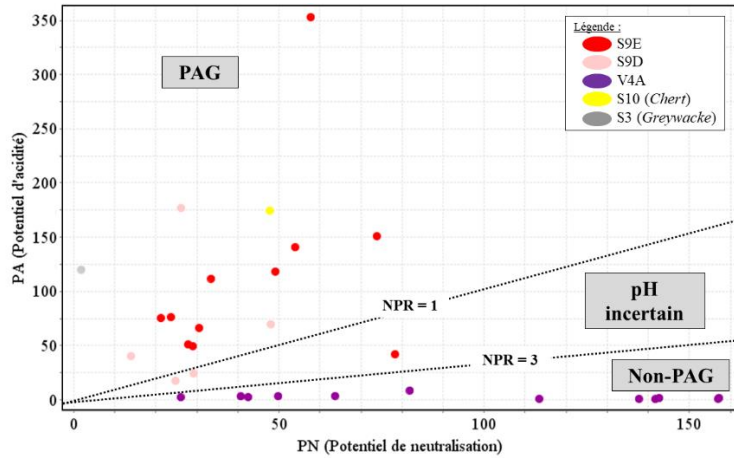


Figure 5-16 : Diagramme binaire du potentiel d'acidité (PA) vs le potentiel de neutralisation (PN) en fonction des différents lithologies (PAG = *Potentially Acid Generating* ; non-PAG = *non-Potentially Acid Generating*)

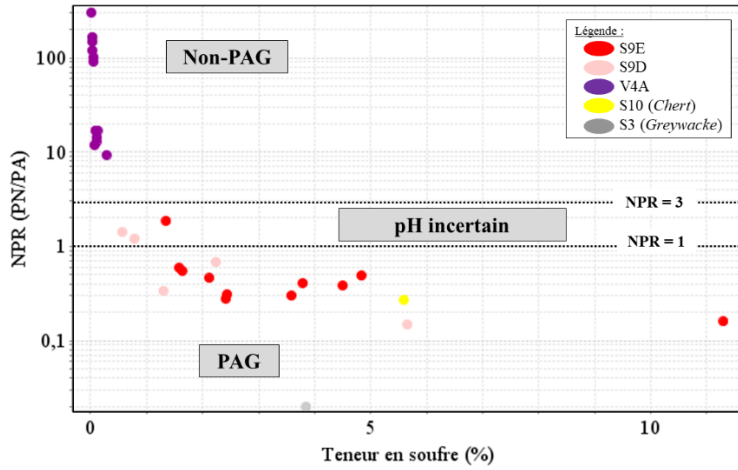


Figure 5-17 : Diagramme binaire de la valeur du NPR vs la teneur en soufre pour les différentes lithologies

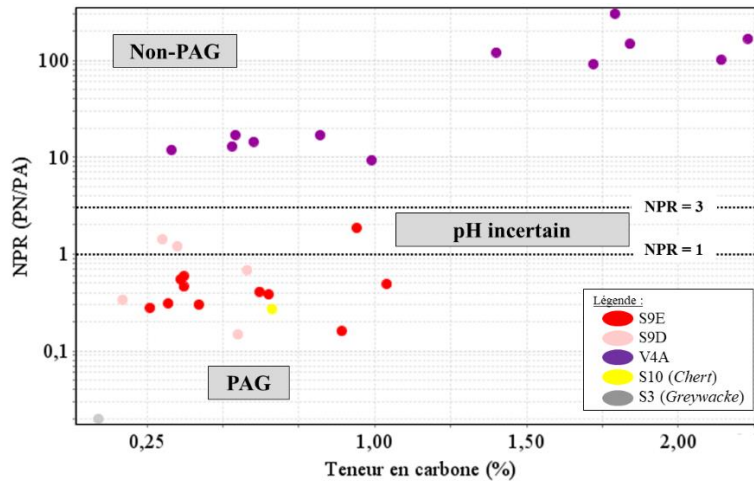


Figure 5-18 : Diagramme binaire de la valeur du NPR vs la teneur en carbone pour les différentes lithologies

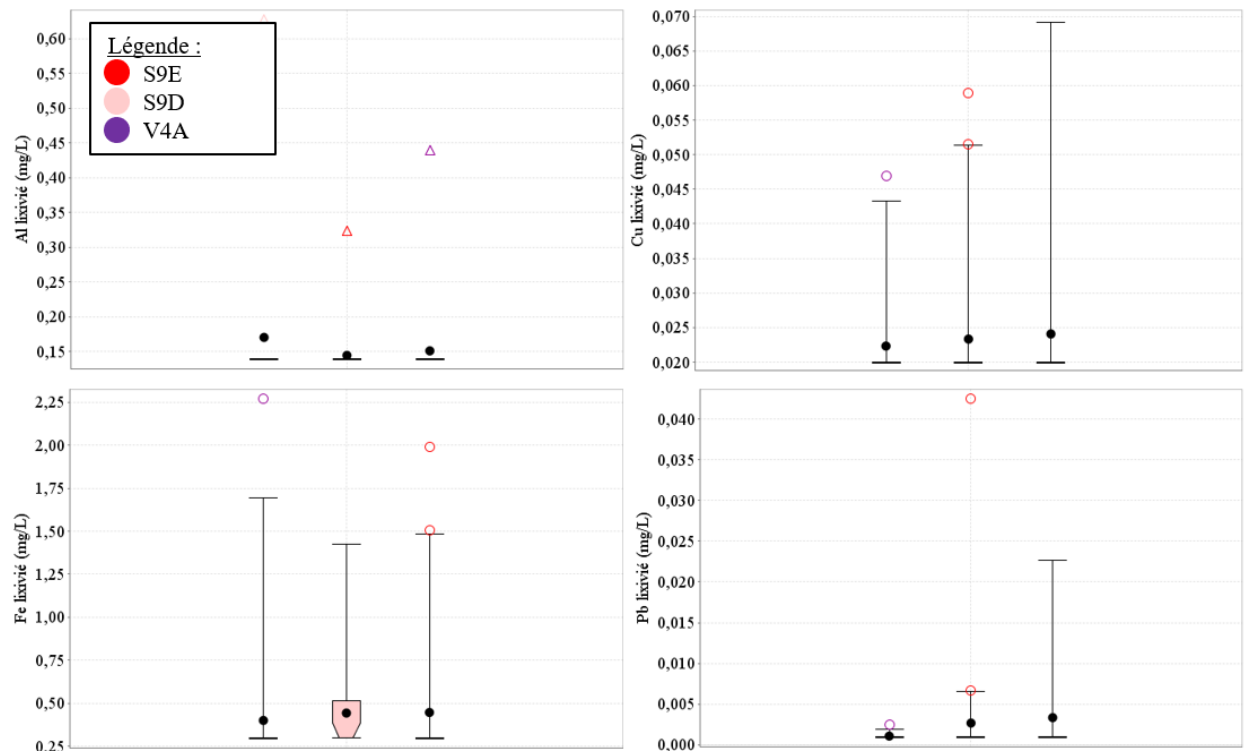


Figure 5-19 : Boîtes à moustache de la concentration en aluminium, cuivre, fer et plomb lixivié après le test SFE (concentration mensuelle limite autorisée pour Al : 0,5 mg/L ; Cu : 0,1 mg/L ; Fe : 1 mg/L ; Pb : 0.05 mg/L)

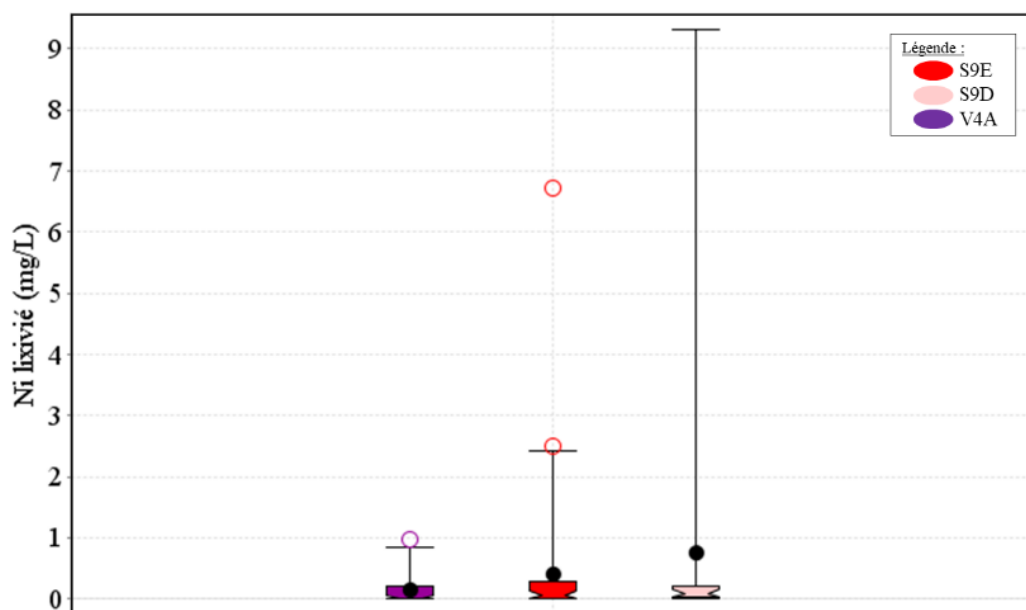


Figure 5-20 : Boîtes à moustache de la concentration en nickel lixivié après le test SFE (concentration mensuelle limite autorisée pour Ni : 0,25 mg/L)

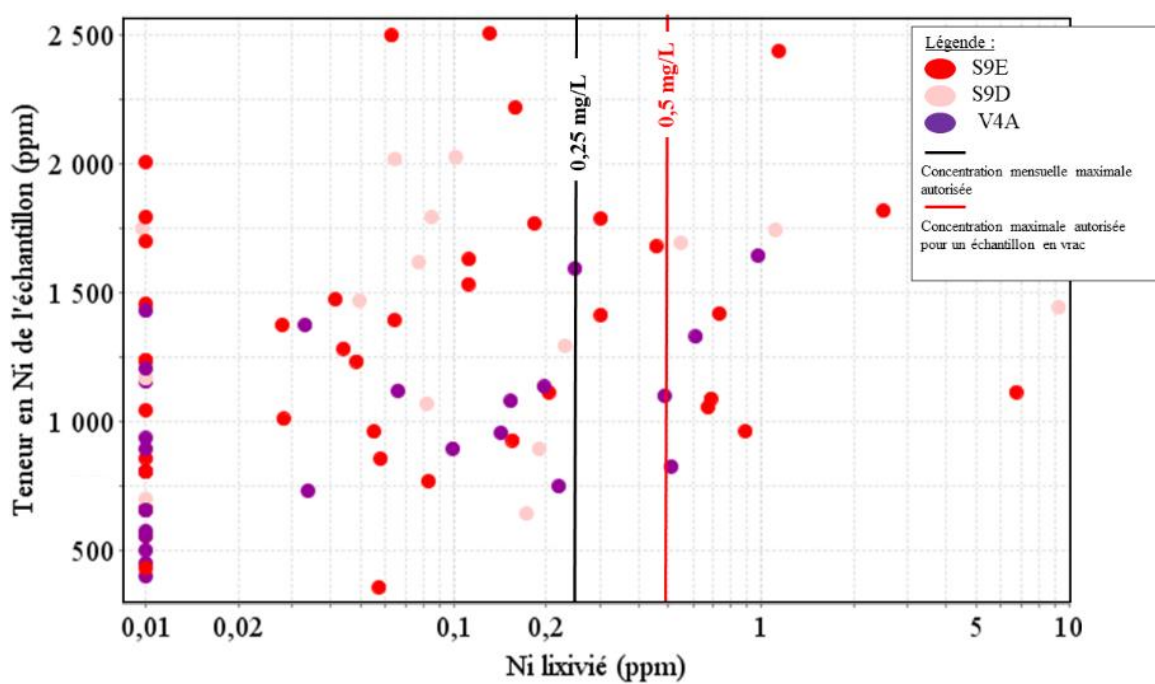


Figure 5-21 : Diagramme binaire de la teneur en nickel de l'échantillon (ppm) vs la concentration en nickel lixivié après le test de SFE (mg/L)

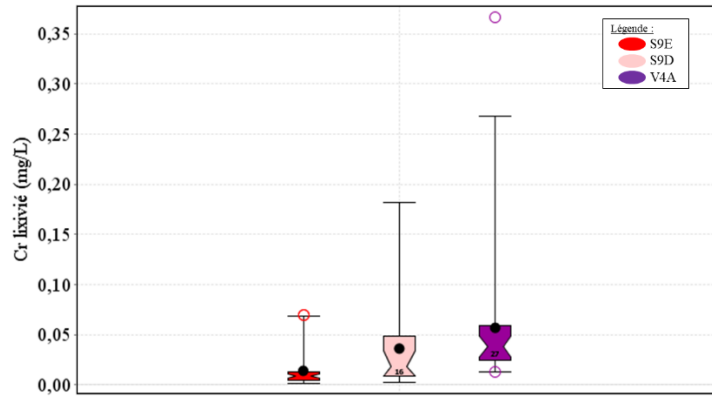


Figure 5-22 : Boîtes à moustache de la concentration en chrome lixivié après le test SFE (concentration mensuelle limite autorisée pour Cr : 0,02 mg/L)

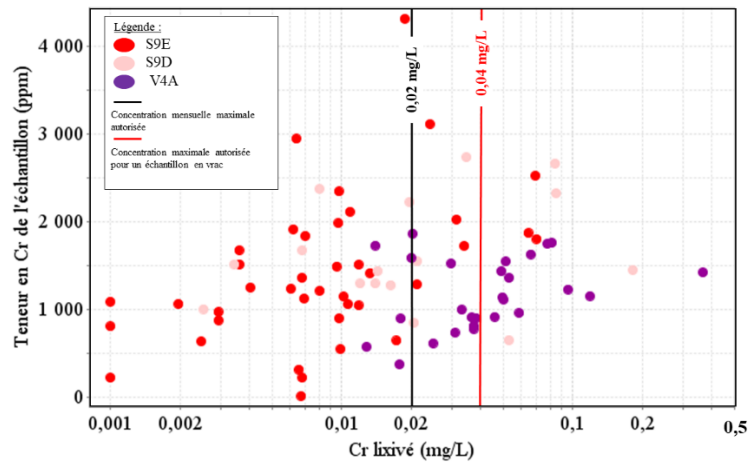


Figure 5-23 : Diagramme binaire de la teneur en chrome de l'échantillon (ppm) vs la concentration en chrome lixivié après le test de SFE (mg/L)

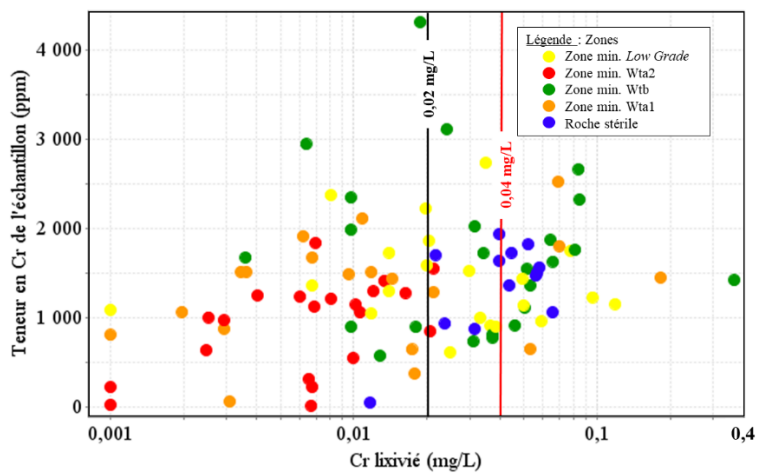


Figure 5-24 : Diagramme binaire de la teneur en chrome de l'échantillon (ppm) vs la concentration en chrome lixivié après le test de SFE (mg/L) pour les différentes zones minéralisées

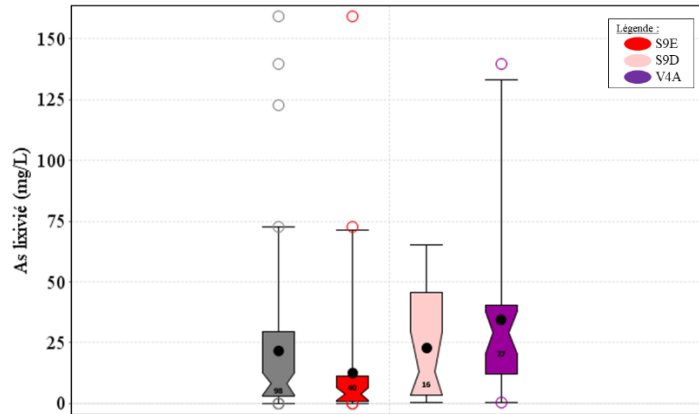


Figure 5-25 : Boîtes à moustache de la concentration en arsenic lixivié après le test SFE (concentration mensuelle limite autorisée pour As : 0,1 mg/L)

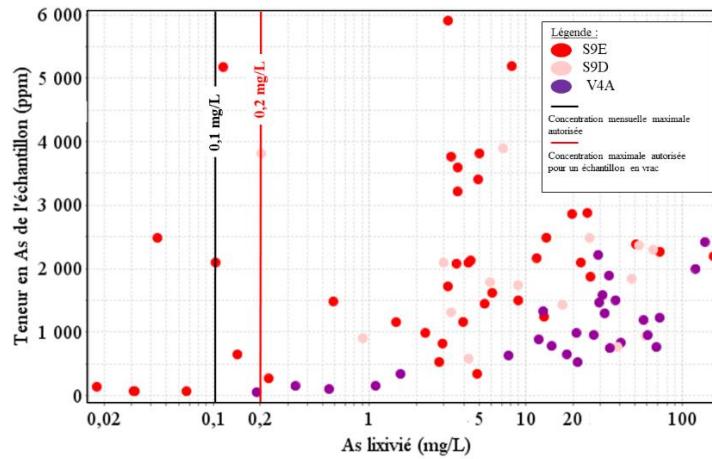


Figure 5-26 : Diagramme binaire de la teneur en arsenic de l'échantillon (ppm) vs la concentration en arsenic lixivié après le test de SFE (mg/L)

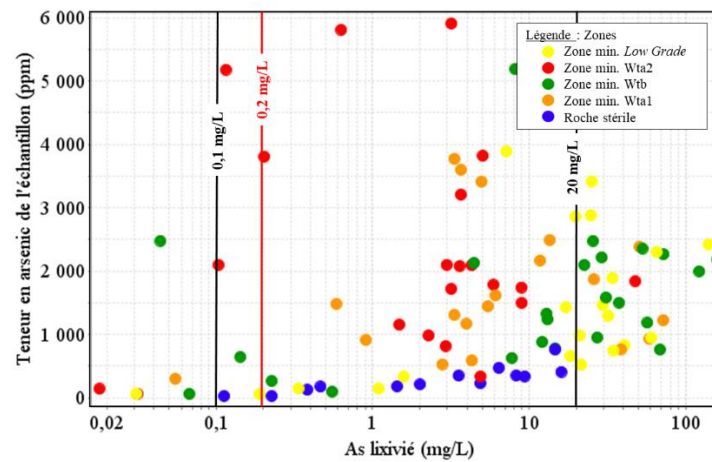


Figure 5-27 : Diagramme binaire de la teneur en arsenic de l'échantillon (ppm) vs la concentration en arsenic lixivié après le test de SFE (mg/L) en fonction des zones minéralisées

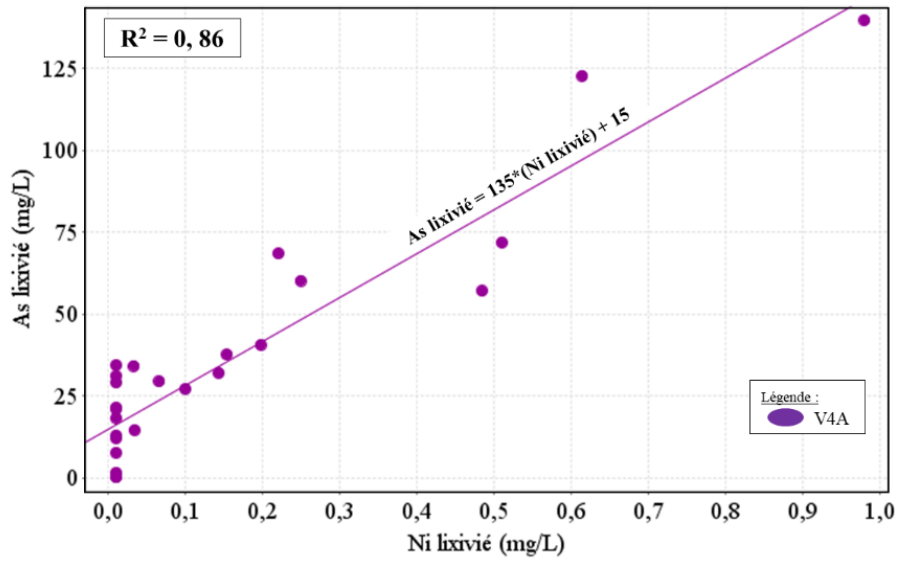


Figure 5-28 : Diagramme binaire de la concentration en Ni lixivié vs la concentration en As lixivié pour les échantillons de komatiites (V4A) d'après les résultats du test SFE

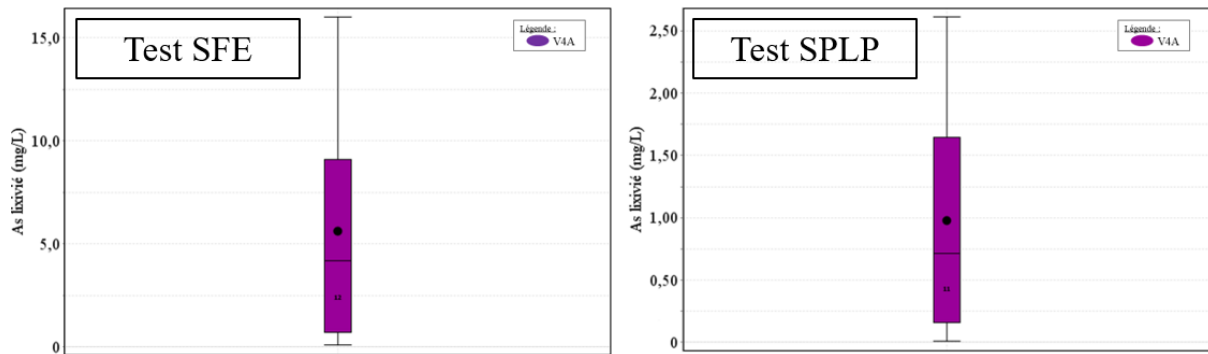


Figure 5-29 : Boîtes à moustache de la concentration en arsenic lixivié après le test SFE et le test SPLP pour les échantillons de roche stérile (concentration mensuelle limite autorisée pour As : 0,1 mg/L)

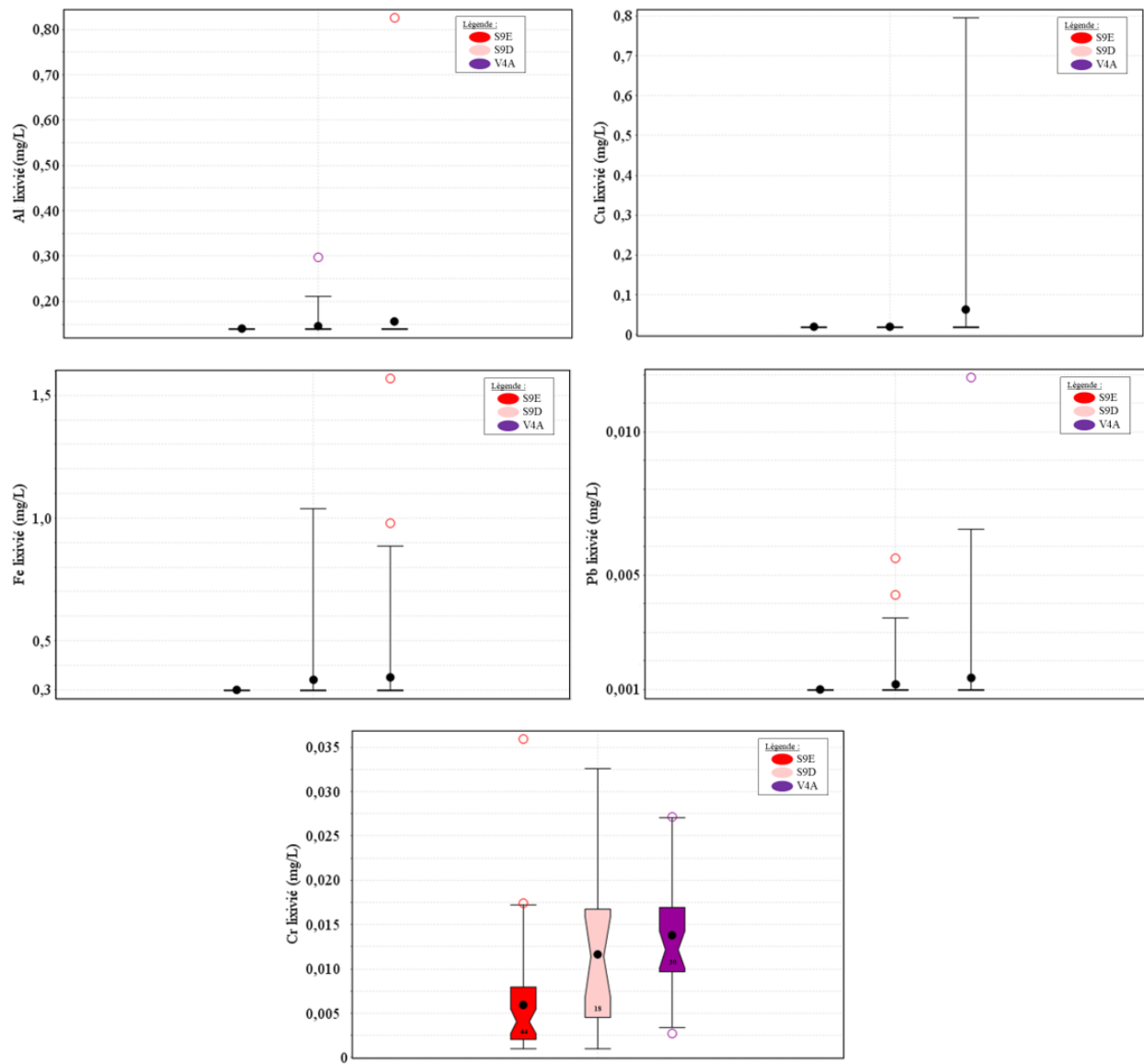


Figure 5-30 : Boîtes à moustache de la concentration en aluminium, cuivre, fer et plomb lixivié après le test SPLP (concentration mensuelle limite autorisée pour Al : 0,5 mg/L ; Cu : 0,1 mg/L ; Fe : 1 mg/L ; Pb : 0.05 mg/L ; Cr : 0.02 mg/L)

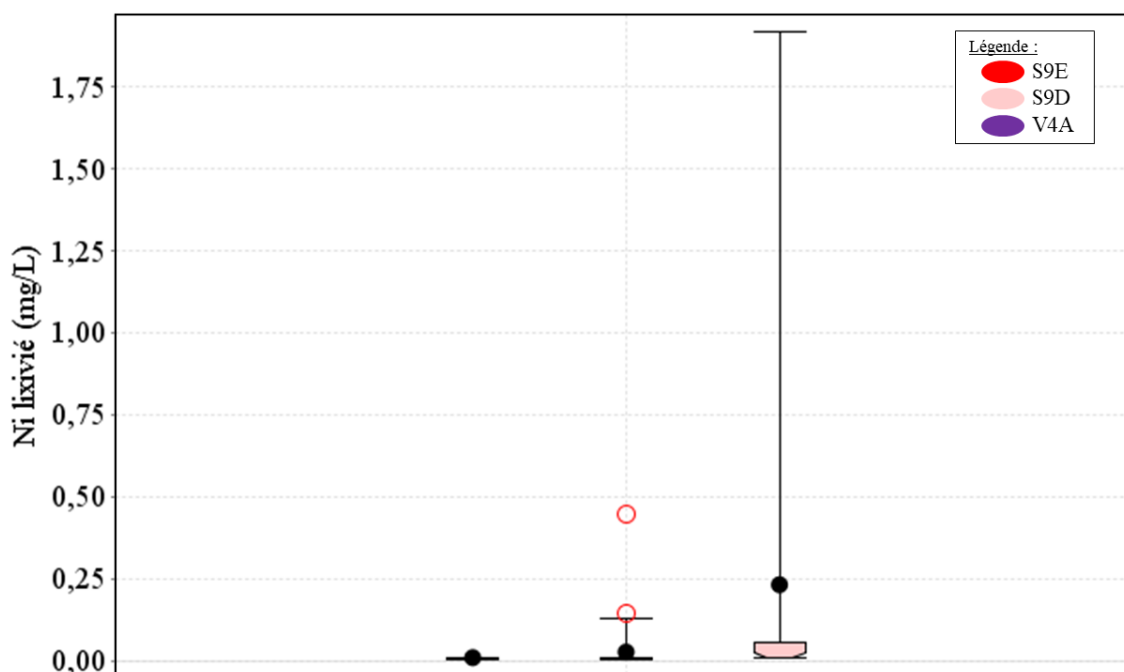


Figure 5-31 : Boîtes à moustache de la concentration en nickel lixivié après le test SPLP (concentration mensuelle limite autorisée pour Ni : 0,25 mg/L)

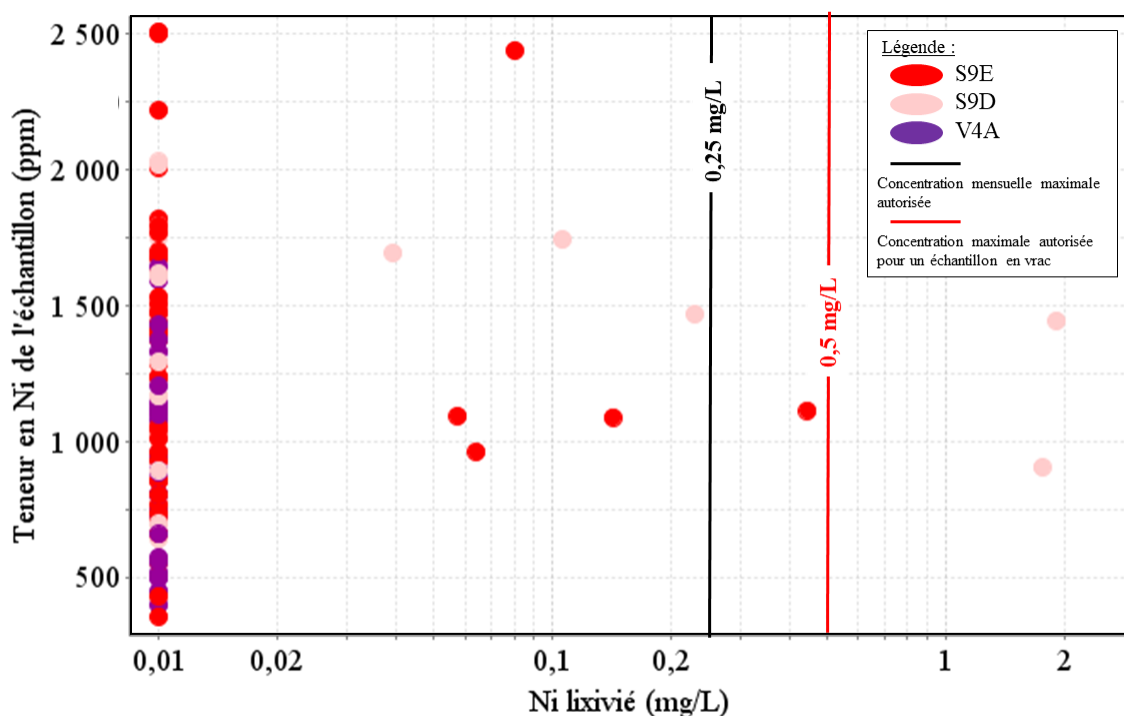


Figure 5-32 : Diagramme binaire de la teneur en nickel de l'échantillon (ppm) vs la concentration en nickel lixivié après le test de SPLP (mg/L)



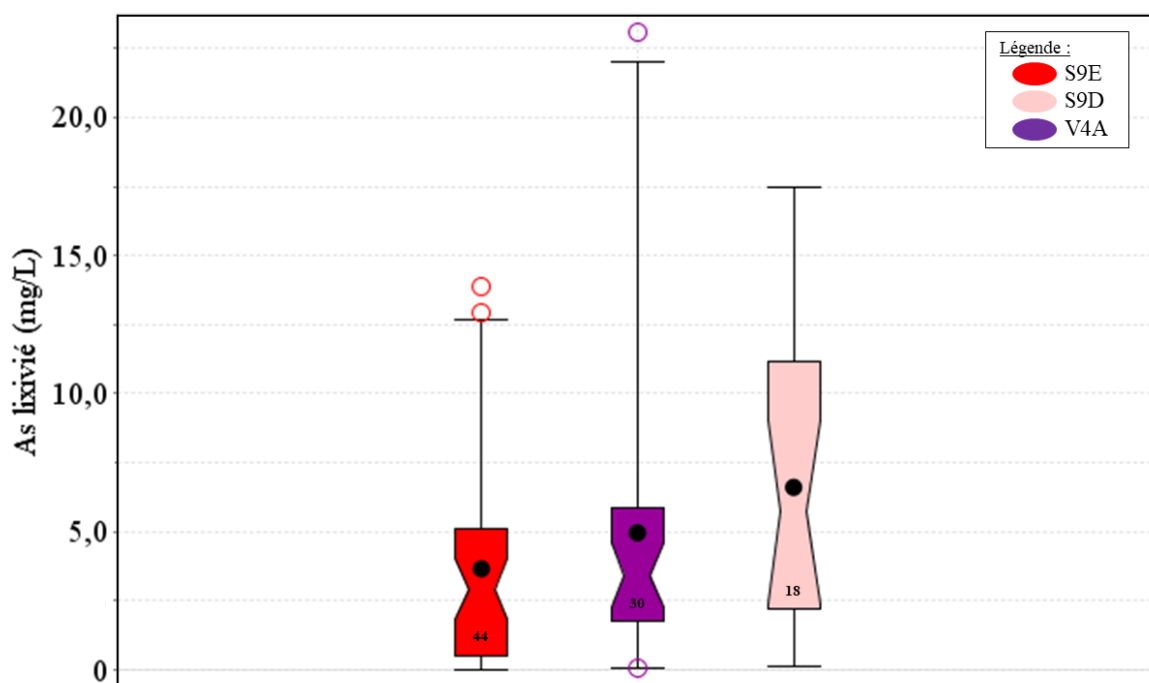


Figure 5-33 : Boîtes à moustache de la concentration en arsenic lixivié après le test SPLP (concentration mensuelle limite autorisée pour As : 0,1 mg/L)

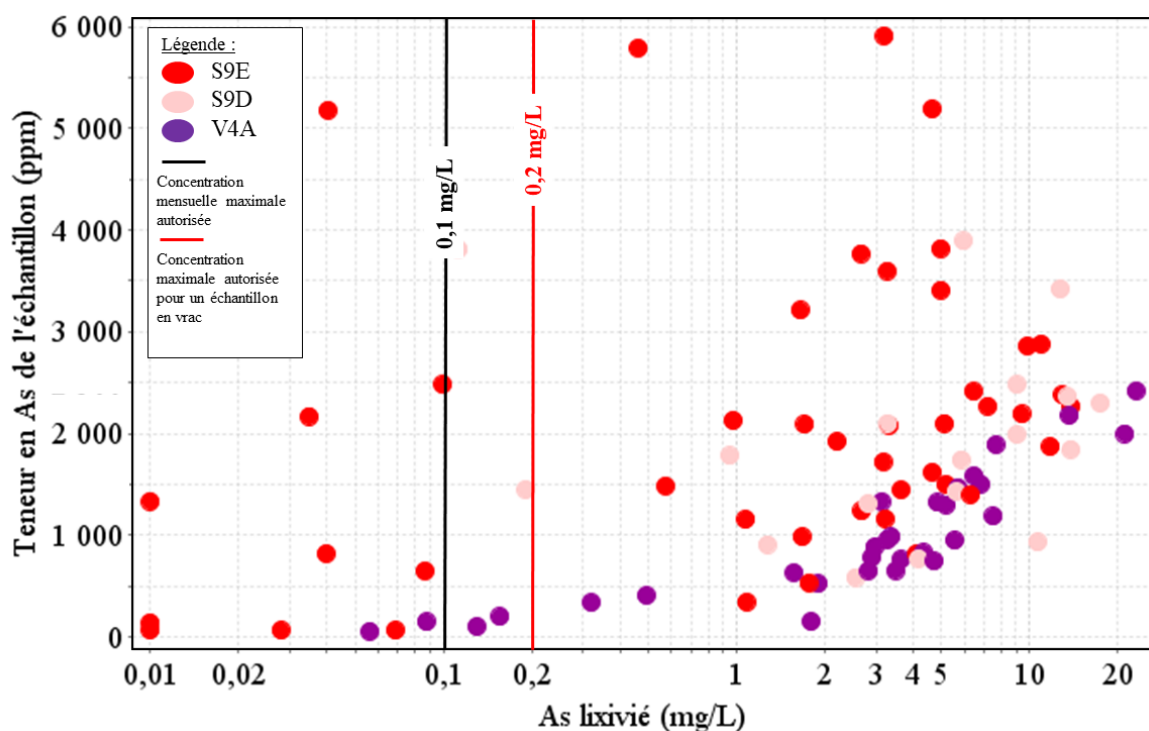


Figure 5-34 : Diagramme binaire de la teneur en arsenic de l'échantillon (ppm) vs la concentration en arsenic lixivié après le test de SPLP (mg/L)

## **5.3 Conclusions sur les mini-tests**

### **5.3.1 Tests géométallurgiques**

Le test de micro-cyanuration a permis d'évaluer le taux de récupération aurifère, exprimé en %. Ce test permet d'identifier les échantillons qui présentent des valeurs de récupération basse ( $\leq 80\%$ ), moyenne (entre 80 et 90 %), élevée (entre 90 et 95 %), et très élevée ( $\geq 95\%$ ). Le traitement du minerai par cyanuration ne semble pas adapté aux échantillons dans lesquels l'or prend la forme d'inclusions nanométriques ou qui est structuralement lié aux sulfures (récupération basse). Les échantillons ayant une teneur moyenne à élevée en or ( $> 1\text{g/t}$ ) correspondent aux échantillons des formations de fer. Le test de micro-cyanuration montre que les récupérations aurifères sont comprises entre 75 % à 95 %. Le test n'a pas mis en évidence une zone de très basse récupération, excepté pour un échantillon. D'après les valeurs de récupération aurifère, il est possible d'identifier deux groupes au sein des échantillons des formations de fer riches en or : un groupe dont la récupération aurifère augmente graduellement avec la teneur en or et un second groupe pour lequel la récupération aurifère est d'environ 80%, et ce, quel que soit le contenu en or de l'échantillon. Ces deux groupes ne peuvent être distingués sur des bases lithologiques ou de teneurs en or. La lithologie et la teneur en or ne permettent pas d'expliquer à elles seules les variations de récupération aurifère pour les échantillons de teneurs  $> 1\text{g/t}$ . D'autres paramètres, comme la quantité de sulfures et la distribution de l'or, pourraient expliquer ces variations de récupération aurifère.

### **5.3.2 Tests géoenvironnementaux**

Les résultats des tests de l'essai PN-PA et du test NAG montrent que le potentiel de drainage acide minier est globalement contrôlé par la lithologie. Les échantillons des formations de fer ont un

potentiel de génération d'acide ( $PN/PA > 1$ ), alors que les échantillons komatiites sont non-générateurs d'acide ( $PN/PA < 1$ ). Ainsi, les formations de fer, en raison de leur contenu élevé en soufre, sont susceptibles à la suite de l'hydrolyse des sulfures. de libérer des protons  $H^+$  et par conséquent d'acidifier les différents types d'effluents miniers. À l'inverse, les komatiites, en raison de leur contenu élevé en carbonates et faible en sulfures, sont susceptibles de neutraliser l'acidité qui provient de l'oxydation des sulfures situés dans les komatiites et aussi possiblement de ceux situés dans les formations de fer.

Les résultats des tests SFE et de SPLP permettent d'évaluer la lixiviation en métaux à court terme d'un matériau sous l'action des intempéries et du ruissellement. Ces tests montrent que l'arsenic est mis en solution dans des proportions excédant largement la concentration limite autorisée pour les effluents miniers par le *Nunavut Water Board*. Les deux lithologies principales lixivient de l'arsenic dans des proportions variées et les lithologies les plus problématiques sont les komatiites et les formations de fer silicatées (c.-à-d. pauvre en sulfures). Le principal minéral responsable de cette lixiviation est la gersdorffite, comme l'indique la corrélation positive entre As et Ni mis en solution. En effet, la gersdorffite est un sulfo sel, c.-à-d. un minéral qui se déstabilise facilement dans des conditions de subsurface. Ainsi, quelques échantillons ponctuels ont une lixiviation en Ni modéré, mais la lixiviation en Ni reste majoritairement en-dessous de la concentration maximale autorisée.

Aussi, les tests montrent que le chrome est facilement mis en solution à la suite des tests de SFE et SPLP, mais la quantité de Cr mis en solution reste voisine de la concentration maximale autorisée. Les komatiites sont des roches riches en Cr (contenu principalement dans les oxydes de fer). Toutefois, les résultats de lixiviation du Cr sont inférieurs d'un ordre de grandeur à celle de

l'arsenic. Ainsi, la lixiviation en As du minerai et de la roche stérile dans la zone d'étude constitue un paramètre important pour l'évaluation de l'impact environnemental du projet. Aussi, notons que As, Ni et Cr sont moins solubles à pH acide qu'à pH neutre. C'est pour cette raison que ces éléments sont mis en solution de façon plus importante pendant le test SFE par rapport au test de SPLP (Figure 5-35). Pour le secteur étudié, le pH peut être diminué et augmenté par la présence de sulfures et de carbonates, respectivement. Cela signifie que la quantité de métaux mis en solution sera variable d'un secteur à l'autre du gisement et qu'il serait pertinent de définir des domaines géométallurgiques sur la base du contenu en sulfures et carbonates des roches.

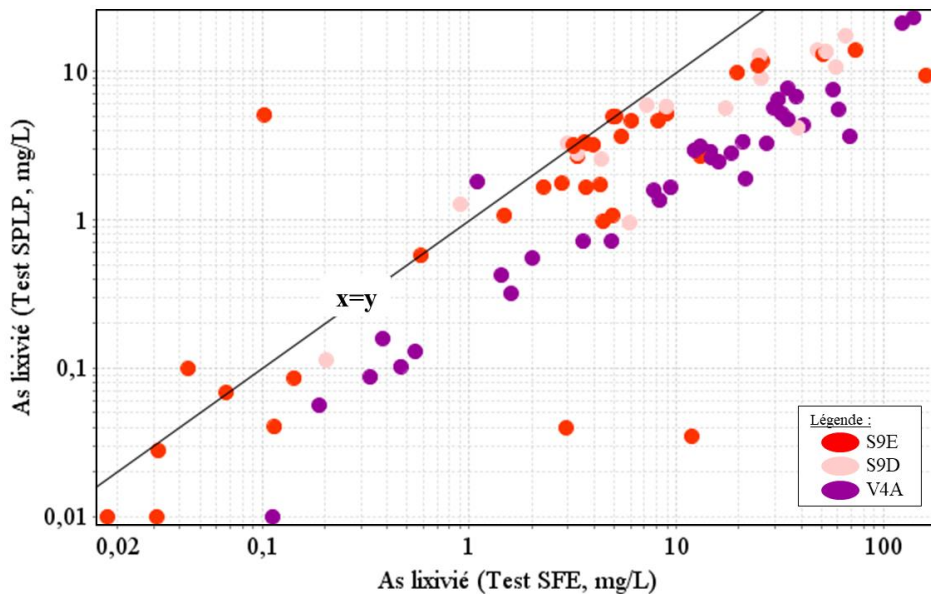


Figure 5-35 : Diagramme binaire de la concentration en arsenic lixivié d'après le test SFE en fonction de la teneur en arsenic d'après le test SPLP

# **SIXIÈME CHAPITRE : CORRÉLATION ENTRE LES DONNÉES DE L'EXPLORATION ET LES PARAMÈTRES TESTÉS**

Dans ce chapitre, les données macroscopiques et microscopiques, la chimie minérale et les résultats des tests géométrurgiques et géoenvironnementaux seront mis en relation et utilisés pour proposer des domaines géométrurgiques. Ce projet de maîtrise a pour objectif d'établir un lien minéralogique, texturale et/ou chimique entre les paramètres minéralogiques et les réponses métallurgiques et environnementales. Les paramètres importants qui seront identifiés pourront servir de base à la définition de domaines géométrurgiques par la compagnie partenaire du projet.

## **6.1 Minéralogie calculée**

D'après les observations pétrographiques, la pyrrhotite est le sulfure principal des formations de fer de la zone d'étude. Les autres sulfures sont moins abondants (pyrite et arsénopyrite) ou présents en traces (gersdorffite, löllingite et nickéline), c.-à-d. qu'ils représentent respectivement moins de 2 % à 0,1 vol % des roches. Des études précédentes ont montré que les silicates ne contiennent pas de As (AMTEL 2016 et AMTEL 2017). Aussi, la chimie minérale (chapitre 3) montre que As est principalement situé dans l'arsénopyrite et la gersdorffite. Ces deux sulfures, ainsi que la pyrrhotite, vont faire l'objet d'une modélisation qui a pour but d'évaluer le contenu en sulfures des roches à partir d'analyses multi-éléments. Les autres minéraux, comme la nickéline et la löllingite, sont présents en très faible quantité dans les roches et la modélisation de leur distribution n'est pas pertinente dans le cadre de ce projet. En effet, ces minéraux porteurs d'arsenic sont présents à l'état

de traces et les analyses minéralogiques et les mini-tests ont montré qu'ils n'avaient pas d'impact significatif sur la récupération aurifère ou l'environnement. Aussi, l'arsenic contenu dans la pyrrhotite et la pyrite n'est pas pris en compte, car cela représente une très faible proportion du contenu total en As des roches. Ainsi, l'arsenic analysé lors des analyses multi-éléments appelé dans la suite teneur en arsenic de l'échantillon, est utilisé pour calculer un pourcentage équivalent en arsénopyrite/gersdorffite (Figure 6-1). Le nickel n'est pas pris en compte dans le calcul pour différencier la gersdorffite de l'arsénopyrite, puisque le nickel est contenu également dans la pyrrhotite, la löllingite et l'arsénopyrite, et représente souvent plus de 1 wt. % du minéral. Afin de modéliser l'arsénopyrite, la gersdorffite et la pyrrhotite, les hypothèses suivantes sont posées (noter qu'une attention particulière est portée à As car il est le principal contaminant identifié par les tests environnementaux) :

- Le principal porteur de S est la pyrrhotite
- Le principal porteur de As dans les komatiites est la gersdorffite
- Il n'y a pas d'arsenic dans les silicates
- Il n'y a pas d'arsenic dans les carbonates
- Il n'y a pas d'arsenic dans les oxydes de fer
- Les roches seront considérées comme dépourvues de nickéline et de löllingite dans ce modèle
- Les arsénopyrites et gersdorffites modélisées contiennent 46% As et 19 % S (médiane des valeurs obtenues à la microsonde). Seuls leurs contenus en Ni, Co et Fe sont variables.

La première étape consiste à calculer le pourcentage équivalent d'arsénopyrite et/ou gersdorffite.

La modélisation peut être résumée ainsi :

**Calcul du pourcentage d'arsénopyrite ± gersdorffite dans un échantillon (% Apy)**

$$\% \text{ Apy} \pm \% \text{ Gers} = (\text{Teneur en arsenic}/0,46)/10000 \quad (\text{Équation 1})$$

Avec

% Apy ± % Gers : pourcentage équivalent d'arsénopyrite et/ou gersdorffite présent dans une roche

Teneur en arsenic: teneur en arsenic de l'échantillon d'après les analyses multi-éléments de type roche totale (en ppm)

0,46 : l'arsénopyrite contient 46 wt. % en moyenne d'arsenic d'après les analyses à la microsonde (massique)

Une fois la quantité de « arsénopyrite + gersdorffite » modélisée à partir de la teneur en arsenic total, la quantité de pyrrhotite est calculée, Pour ce faire, la quantité de soufre contenu dans « gersdorffite + arsénopyrite » (égal à (% Gers ± % Apy) \*0,19) est soustrait à la quantité de soufre total (analyse multi-éléments) et le soufre restant est attribué à la Po (équation 2),

**Calcul du pourcentage de pyrrhotite dans l'échantillon (% Po)**

$$\% \text{ Po} = \frac{((\text{Soufre\_total}) - (\% \text{ Apy\_Gers} * 0,19))}{0,39} \quad (\text{Équation 2})$$

Avec

% Po : pourcentage calculé de pyrrhotite (en %)

Soufre\_total : teneur en soufre de l'échantillon d'après les analyses multi-éléments de type roche totale (en %)

% Apy ± Gers : pourcentage calculé d'arsénopyrite et/ou gersdorffite (en %)

0,19 : la gersdorffite et l'arsénopyrite contiennent 19 wt. % en moyenne de soufre d'après les analyses à la microsonde

0,39 : la pyrrhotite contient 39 wt. % en moyenne de soufre d'après les analyses à la microsonde

Les paramètres calculés (% Gers, % Apy et % Po) sont des proportions de minéraux normatifs, Ces minéraux normatifs sont utilisés par la suite pour être corrélés aux paramètres minéralogiques de récupération aurifère et de lixiviation en métaux.

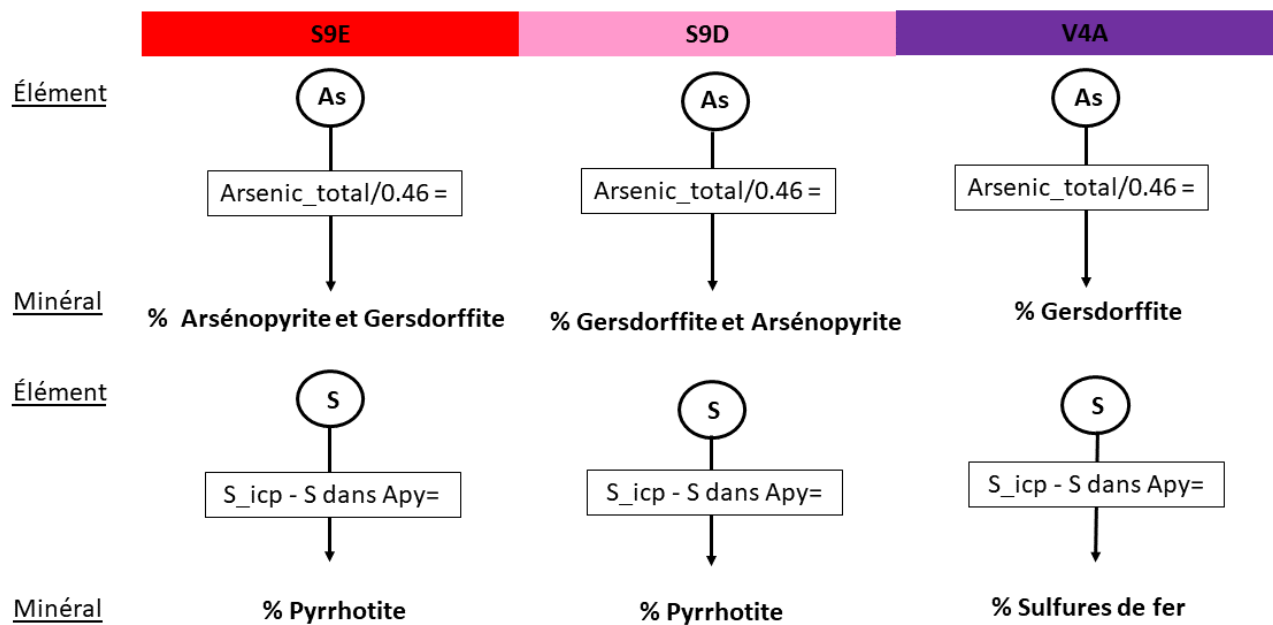


Figure 6-1 : Graphique résumant le calcul minéralogique réalisé à partir des analyses multi-éléments

## 6.2 Minéralogie et récupération aurifère

### 6.2.1 Corrélation entre tests de micro-cyanuration et observations macroscopiques et microscopiques

Les observations macroscopiques et microscopiques, résumées à l'ANNEXE 2, montrent que les échantillons riches en or sont aussi riches en sulfures (pyrrhotite et arsénopyrite principalement), La pyrrhotite prend les formes suivantes : disséminée, en *stringer* ou semi-massive, Les résultats des tests de micro-cyanuration ont permis d'identifier deux groupes de roches qui sont riches en or, mais qui ont des récupérations aurifères distinctes (faible et élevée), Ce pourcentage de récupération aurifère est corrélé avec la texture de la Po (Figure 6-2), Ainsi, 4 groupes ont été identifiés (Figure 6-3) et correspondent à :



- Groupe 1 : échantillons ayant une teneur en or faible à moyenne (entre 1 et 5 g/t) dont la récupération aurifère est comprise entre 85 et 95 % et augmente avec la teneur en or de l'échantillon. Le groupe 1 est caractérisé par de la pyrrhotite principalement disséminée (et localement, en *stringer*);
- Groupe 2 : échantillons riches en or ( $\geq 5$  g/t) et ayant une récupération aurifère supérieure à 90 %, Le groupe 2 est caractérisé par de la pyrrhotite en *stringer* (et localement semi-massive);
- Groupe 3 : échantillons riche en or ( $\geq 5$  g/t) pour une récupération aurifère faible d'environ 80 %, Le groupe 3 est caractérisé par de la pyrrhotite semi-massive (et parfois en *stringer*);
- Groupe 4 : échantillons moins riches en or (entre 1 à 2 g/t) ayant une récupération aurifère inférieure à 80%. Le groupe 4 est caractérisé par de la pyrrhotite disséminée. Les observations microscopiques sur l'un de ces échantillons indiquent la présence de gersdorffite dans des quantités supérieures à celle d'arsénopyrite. Les échantillons du groupe 4 montrent des quantités d'arsenic lixivié élevées ( $> 5$  mg/L ; Figure 6-4) en comparaison aux échantillons ayant une teneur en or similaire.

### 6.2.2 Corrélation avec le pourcentage de minéraux normatifs

La proportion de pyrrhotite normative se corrèle aussi aux groupes identifiés précédemment. Le groupe 1 contient entre 1 à 10 % de pyrrhotite normative et le groupe 4 contient entre 1 à 5 % de pyrrhotite normative, et cette proportion faible correspond à de la pyrrhotite disséminée (Figure 6-5). Le groupe 2 contient entre 10 et 17 % de pyrrhotite normative, et cette proportion de pyrrhotite est effectivement le pourcentage typique de pyrrhotite dans les échantillons où la

pyrrhotite est en *stringer* (Figure 6-5). Le groupe 3 contient généralement plus de 17 % de pyrrhotite normative, ce qui correspond bien à de la pyrrhotite semi-massive (Figure 6-5). Ainsi, la pyrrhotite normative reproduit les observations visuelles et se corrèle à la récupération aurifère. Un domaine géométallurgique de faible récupération aurifère, qui correspond aux échantillons du groupe 3, peut ainsi être identifié et correspond au minerai avec un pourcentage de pyrrhotite supérieur à 17%, équivalent à la pyrrhotite semi-massive (Figure 6-6). Cependant, aucune corrélation directe n'a été établie entre le pourcentage de pyrrhotite normative et la récupération aurifère (Figure 6-7) ou entre l'arsénopyrite normative et la récupération aurifère (Figure 6-8). En effet, les calculs normatifs effectués ne sont pas infaillibles : par exemple, un échantillon qui présente des *stringers* de pyrrhotite en grande quantité peut avoir un contenu en pyrrhotite supérieur à un échantillon qui présente des zones plus locales de pyrrhotite semi-massive, en moins grande quantité. Néanmoins, la Figure 6-5, la Figure 6-6 et la Figure 6-7 montrent bien que 17% de Po normative correspond généralement à la présence de pyrrhotite semi-massive et lorsque la pyrrhotite est sous cette forme, la récupération aurifère est faible. La récupération aurifère est davantage impactée par la texture de la pyrrhotite que par son contenu.

Ainsi à partir de la Figure 6-6, il est possible de délimiter des domaines de récupération aurifère pour les échantillons > 2g/t Au :

- Un domaine de récupération élevé (>90 %), qui correspond à des échantillons avec moins de 17 % de pyrrhotite
- Un domaine de récupération faible (<90 %), qui correspond à des échantillons avec plus de 17 % de pyrrhotite

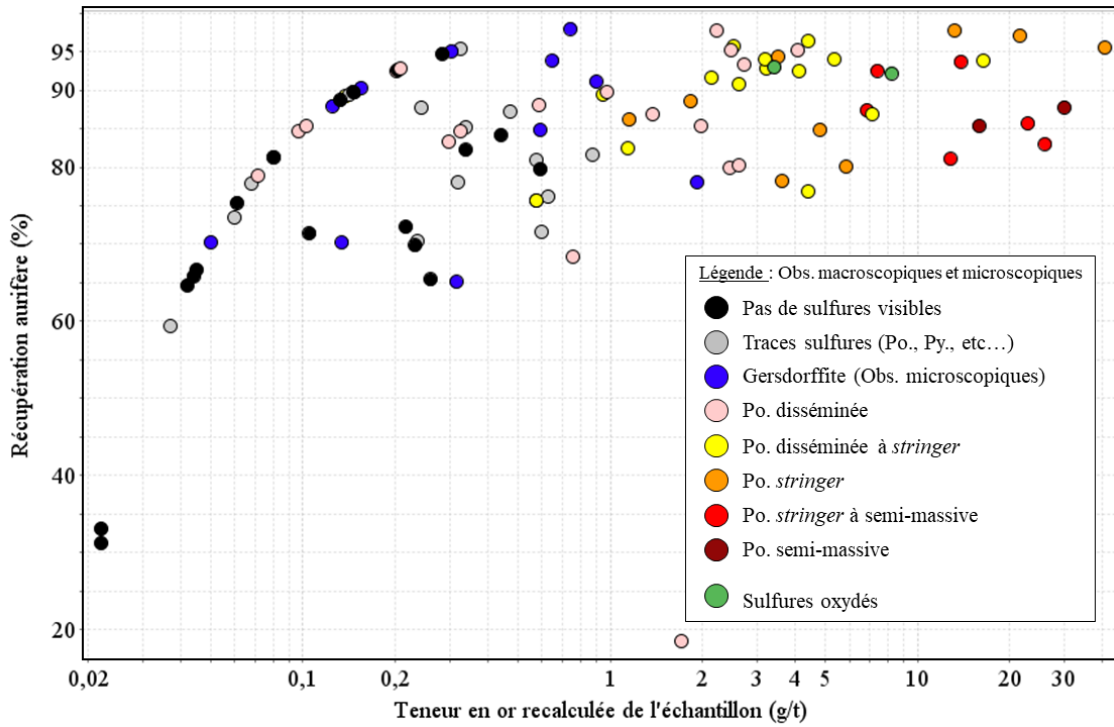


Figure 6-2 : Diagramme binaire de la récupération aurifère (%) vs teneur en or recalculée de l'échantillon (g/t) en fonction des observations macroscopiques basées sur la texture de la pyrrhotite

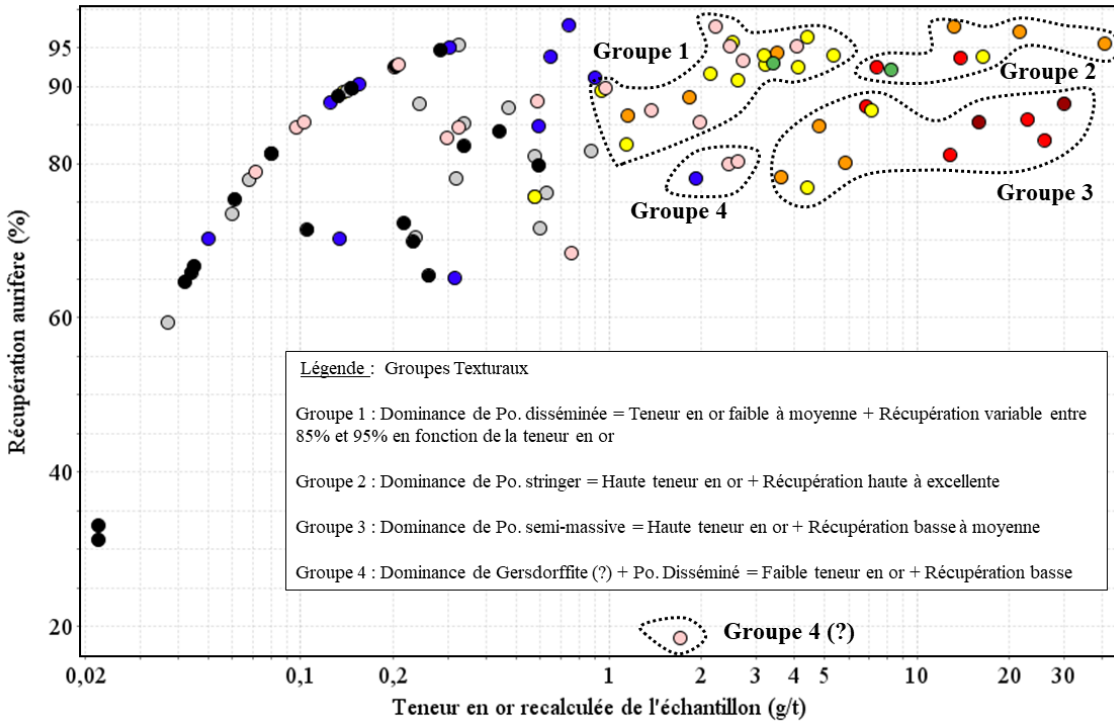


Figure 6-3 : Diagramme binaire de la récupération aurifère (%) vs teneur en or recalculée de l'échantillon (g/t) présentant les groupes de récupération aurifère

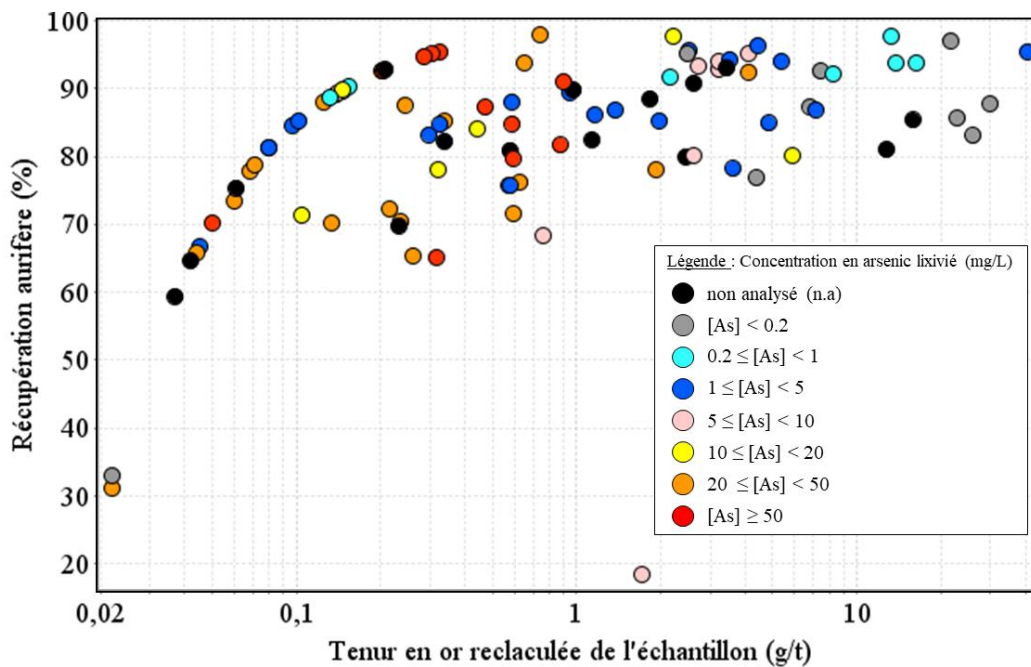


Figure 6-4 : Diagramme binaire de la récupération aurifère (%) vs teneur en or recalculée de l'échantillon (g/t) en fonction de la concentration en arsenic lixivié après le test de SFE (mg/L)

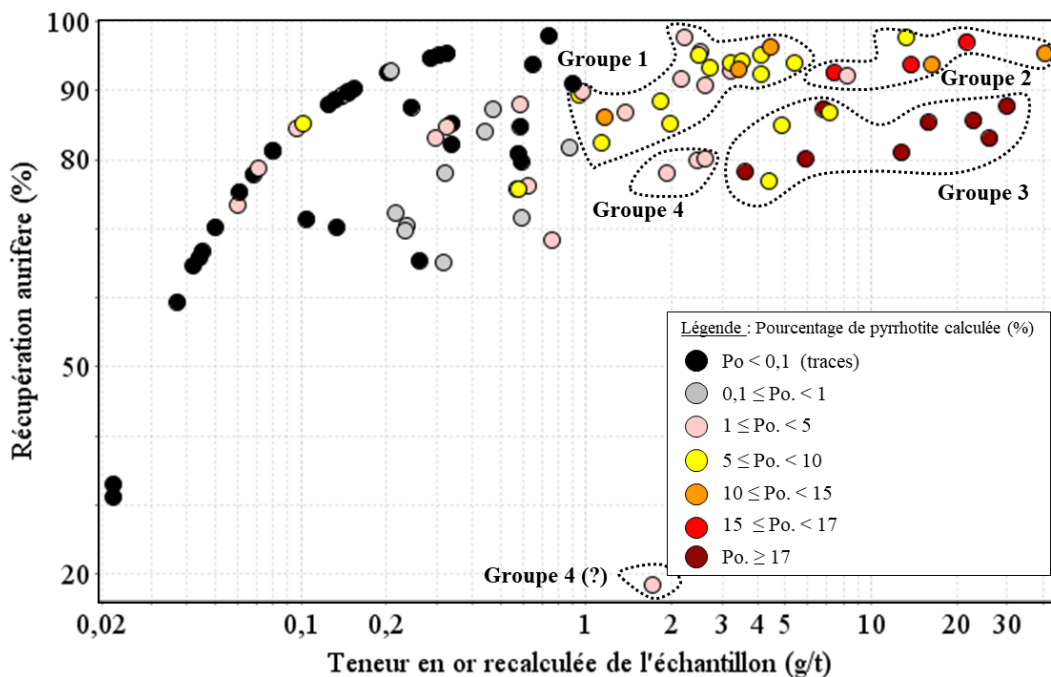


Figure 6-5 : Diagramme binaire de la récupération aurifère (%) vs teneur en or recalculée de l'échantillon (g/t) en fonction du pourcentage de pyrrhotite normative à partir des analyses multi-éléments et validant les groupes texturaux.

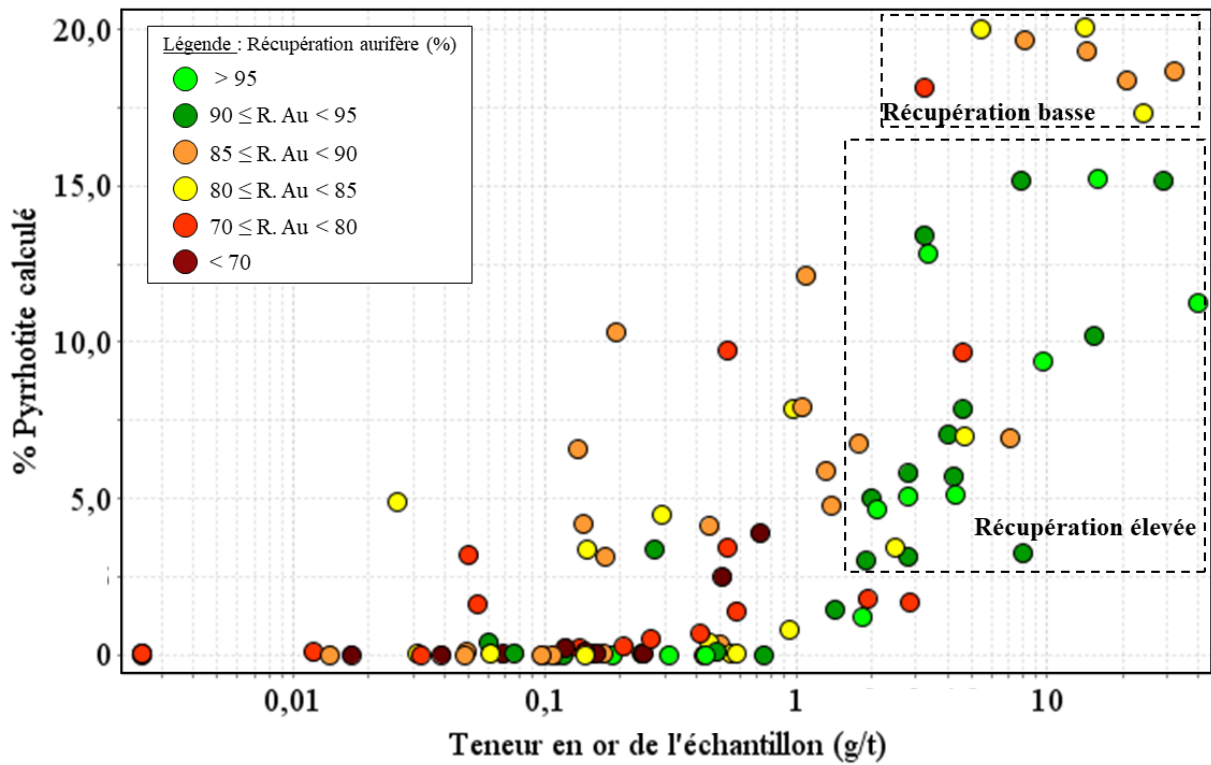


Figure 6-6 : Diagramme binaire du pourcentage de pyrrhotite normative vs la teneur en or en fonction du pourcentage de récupération aurifère du test de micro-cyanuration

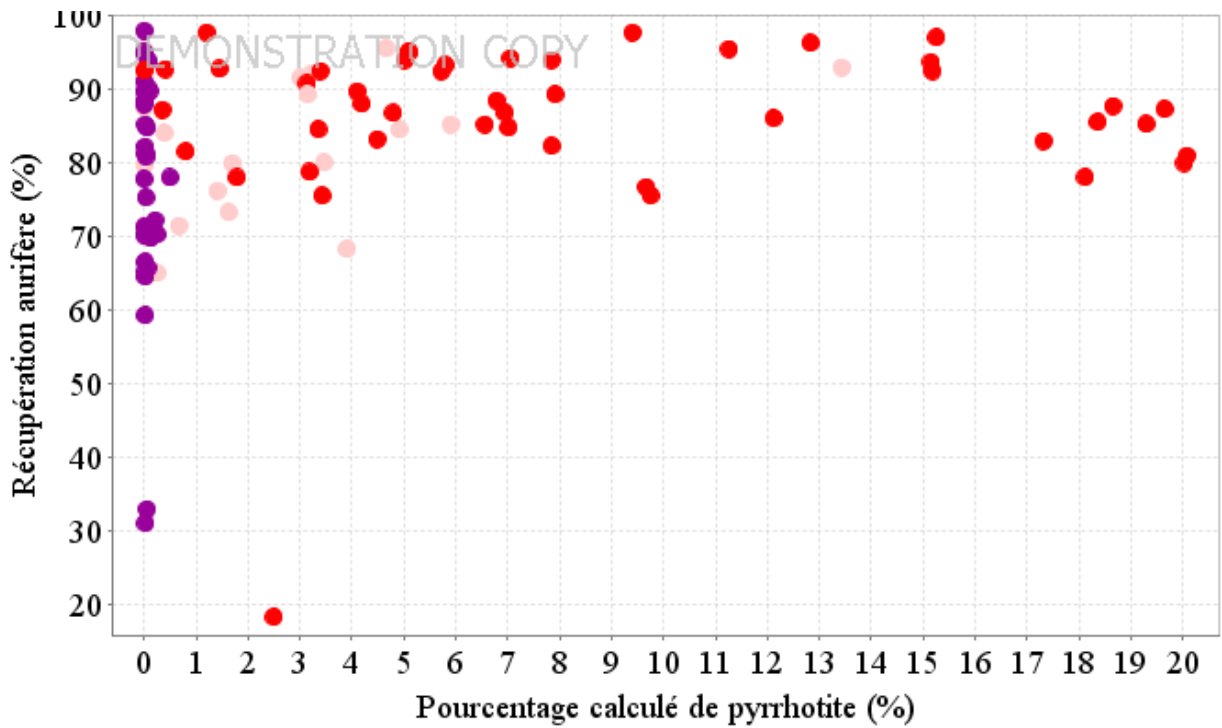


Figure 6-7 : Récupération aurifère en fonction du pourcentage de pyrrhotite normative

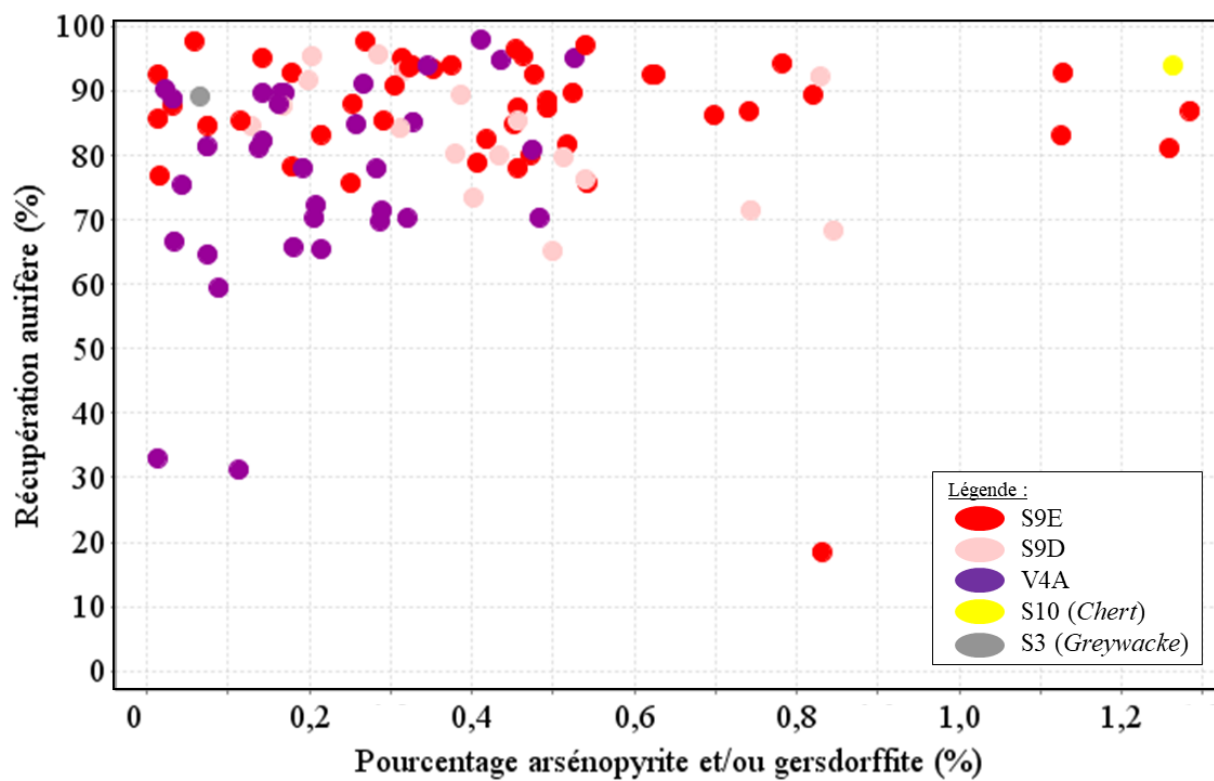


Figure 6-8 : Récupération aurifère en fonction du pourcentage de « arsénopyrite+gersdorffite » normative

## **6.3 Minéralogie et lixiviation en arsenic**

### **6.3.1 Corrélation entre tests géoenvironnementaux et observations macroscopiques et microscopiques**

Les observations macroscopiques et microscopiques couplées aux résultats des tests de SFE montrent que la gersdorffite est le principal minéral responsable de la lixiviation en As des formations de fer et des komatiites, à court terme. La gersdorffite est le principal sulfure dans les komatiites et ce minéral est aussi abondant dans les formations de fer pauvres en sulfures. Aussi, la corrélation positive entre As et Ni lixiviés (tests SFE) correspond à la mise en solution d'un minéral porteur d'As et Ni, c.-à-d. la gersdorffite. L'arsénopyrite n'est pas présente dans les komatiites et ce minéral n'est donc pas responsable de la lixiviation en As à court terme. Les carbonates et les oxydes sont aussi des minéraux qui se dissolvent rapidement dans des conditions de subsurface. Ces minéraux sont pauvres en As et ne posent pas de problème au niveau de la contamination en As des eaux de surface. Cependant leur dissolution pourrait avoir d'autres effets positifs comme neutraliser le pH (cf. 6.4 Minéralogie et potentiel de génération d'acide).

La Figure 5-27 montre que la lixiviation en arsenic des échantillons testés est corrélée à leur distribution spatiale. Les échantillons de formations de fer et de komatiites de la zone Wtb et de la zone LG mettent généralement en solution plus de As ( $>20$  mg/L) que les échantillons des zones Wta1 et Wta2 (zones minéralisées principalement situées dans les formations de fer ; Figure 5-26), qui mettent en solution  $< 20$  mg/L As (Figure 5-27). Aussi, les échantillons de roche stérile lixivient légèrement moins que les échantillons des zones minéralisées, mais la lixiviation dans ces zones n'est pas négligeable. Enfin, certains échantillons provenant des zones minéralisées lixivient moins de As que la concentration maximale autorisée. Ces échantillons proviennent probablement de zones minéralisées qui ne contiennent pas ou très peu de gersdorffite.

À part As, un autre contaminant est pointé par les mini-tests : Cr. Cependant, cela concerne peu d'échantillons, qui montrent des concentrations en chrome lixivié supérieure à la limite autorisée, ce qui traduit la présence d'un minéral porteur de Cr, qui correspondrait aux grains de chromite, très présents dans les komatiites et aussi dans les formations de fer intercalées par des komatiites (Figure 5-23) au niveau des zones Wtb et LG principalement (Figure 5-24). Ainsi les échantillons des zones Wta2 et une partie de ceux de Wta1 ne lixivient pas de Cr (Figure 5-24). Il est cependant recommandé de contrôler le Cr mais il n'est pour l'instant pas recommandé de créer des domaines géométallurgiques dédiés à la lixiviation en chrome.

### **6.3.2 Corrélation avec le pourcentage de minéraux normatifs**

À partir des observations minéralogiques, il est possible d'affirmer que la gersdorffite est le principal sulfure d'arsenic dans les komatiites. Et pour rappel les formations de fer contiennent de la gersdorffite et de l'arsénopyrite. Le pourcentage de gersdorffite dans les formations de fer est calculé à partir de l'équation 1 (1<sup>er</sup> encadré). Une corrélation positive ( $R^2 = 0,87$ ) entre gersdorffite normative et As lixivié est observée, ce qui valide la méthode (Figure 6-9). À partir du calcul de gersdorffite normative dans les komatiites (Figure 6-9), le pourcentage de gersdorffite des échantillons des formations de fer est aussi estimé et le pourcentage restant représente un % estimé indirectement d'arsénopyrite  $\pm$  gersdorffite pour les échantillons de formations de fer (Figure 6-10). Ainsi, les échantillons des zones Wtb et LG, qui sont les zones les plus distales à la minéralisation, contiennent environ 0,3 à 0,5 % de gersdorffite qui est responsable d'une lixiviation  $> 10$  mg/L As (Figure 6-11). Les échantillons des zones Wta1 et Wta2, qui sont les zones les plus proximales à la minéralisation, contiennent peu ( $< 0,1$  à  $0,3$  %) de gersdorffite



(Figure 6-11Figure 6-12). Les échantillons de roche stérile contiennent des traces de gersdorffite (<0,1%). Aussi, les roches riches en pyrrhotite normative ( $\geq 15\%$ ) ont une lixiviation en As très faible, qui est inférieure à la concentration limite autorisée (Figure 6-12Figure 6-13). Les zones riches en pyrrhotite sont pauvres en gersdorffite d'après le calcul minéralogique, et cela est en accord avec les observations microscopiques.

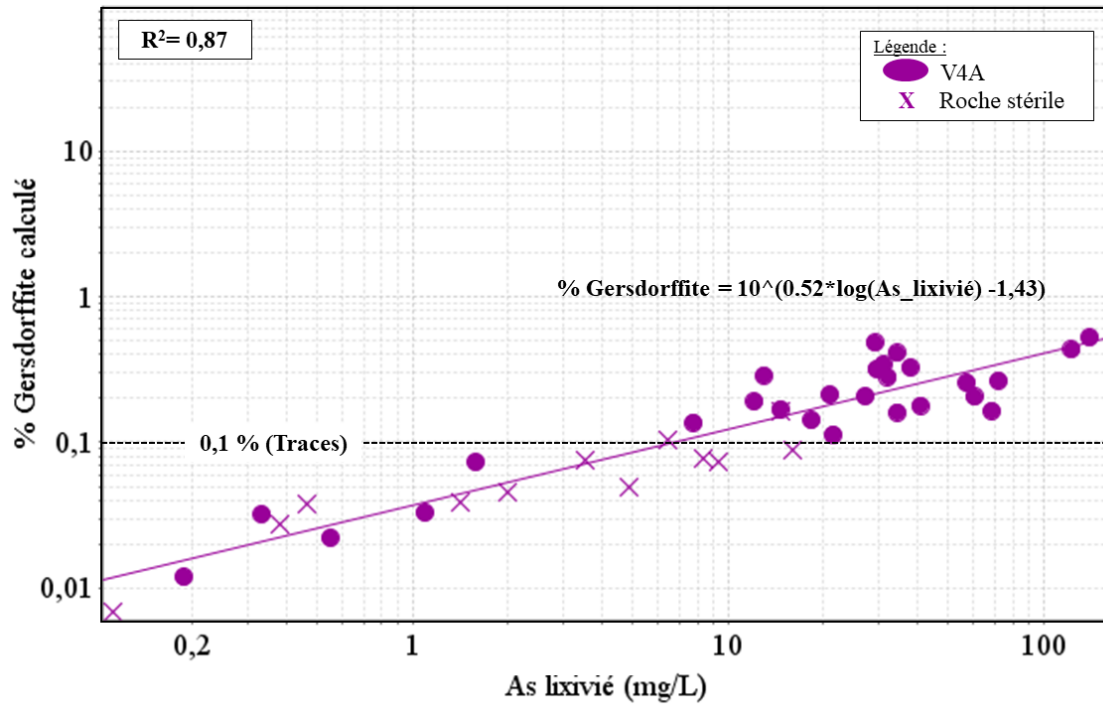


Figure 6-9 : Diagramme binaire du pourcentage de gersdorffite normative (%) vs la concentration en arsenic lixivié après le test de SFE (mg/L)

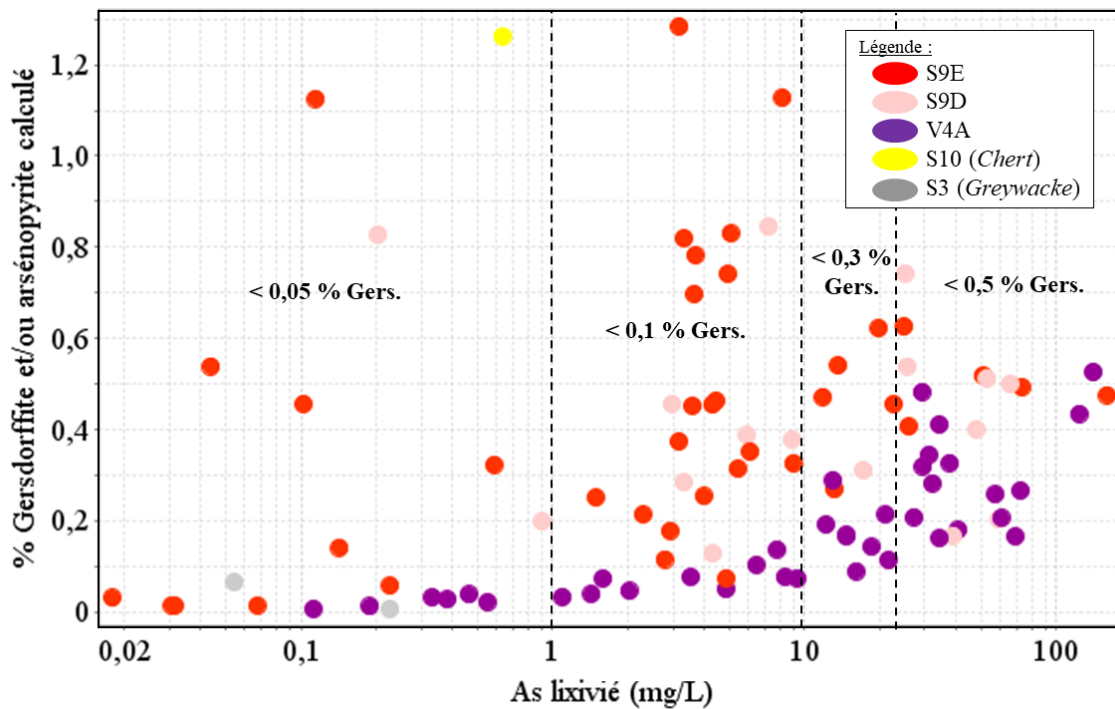


Figure 6-10 : Diagramme binaire du pourcentage équivalent de « gersdorffite+arsénopyrite » vs la concentration en arsenic lixivié après le test de SFE (mg/L)

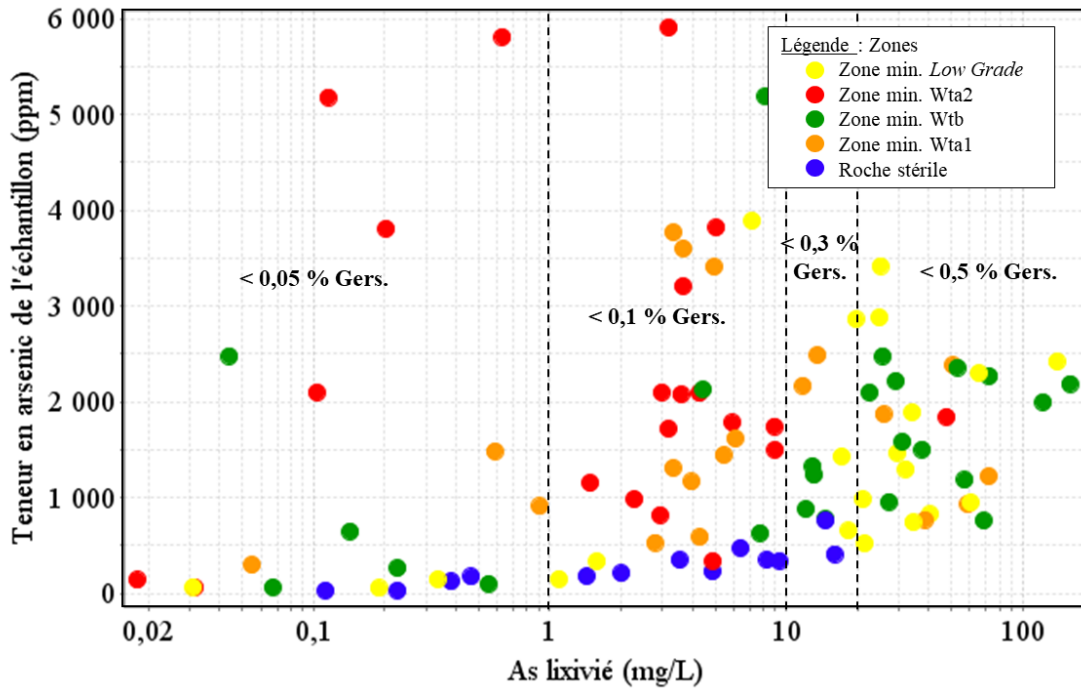


Figure 6-11 : Diagramme binaire de la teneur en arsenic de l'échantillon (ppm) vs la concentration en arsenic lixivié après le test de SFE (mg/L)

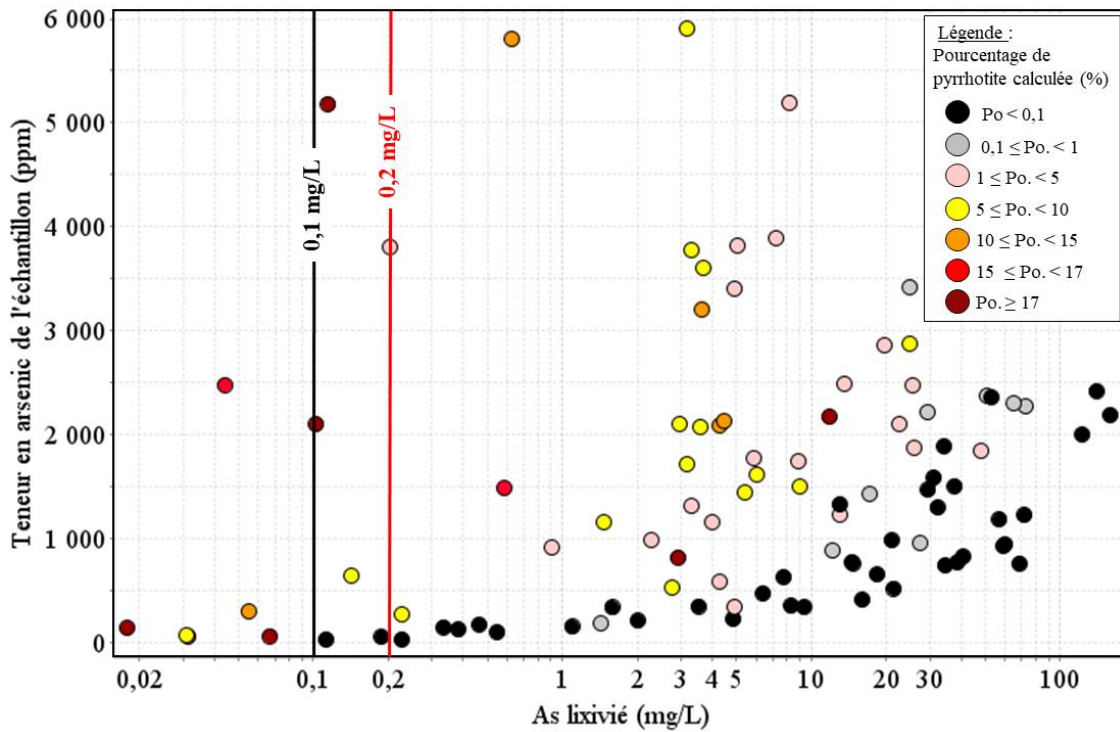


Figure 6-12 : Diagramme binaire de la teneur en arsenic de l'échantillon (ppm) vs la concentration en arsenic lixivié après le test de SFE (mg/L) en fonction du pourcentage de pyrrhotite calculé

## **6.4 Minéralogie et potentiel de génération d'acide**

### **6.4.1 Comparaison Essai PN/PA et test NAG**

L'essai PN-PA et le test NAG permettent de définir si un échantillon rocheux est considéré PAG (*Potentially Acid Generating*) ou non-PAG (*non Potentially Acid Generating*) c.-à-d. s'il est capable d'acidifier (en libérant des protons H<sup>+</sup>) le milieu aqueux avec lequel il est en contact. Les deux tests sont capables d'identifier de la même manière les échantillons de komatiites qui sont non-PAG des échantillons de formations de fer qui sont PAG (Figure 6-13, Figure 6-14 et Figure 6-15). Néanmoins le test PN-PA identifie des échantillons avec un potentiel de génération d'acide incertain, pour une valeur du ratio de potentiel de neutralisation (NPR) compris entre 1 et 3. À l'inverse le test NAG classe ces échantillons comme non-PAG. Ainsi le test PN-PA apporte une meilleure précision sur l'évaluation du potentiel de génération d'acide car il prend en compte un domaine d'incertitude.

### **6.4.2 Corrélation entre mini-tests et observations macroscopiques et microscopiques**

Les échantillons de komatiites au nord de Whale Tail n'ont pas un potentiel de génération d'acide à l'inverse des échantillons des formations de fer. Les komatiites altérées sont des roches riches en carbonates, et en particulier en calcite-dolomite, qui imprègnent la matrice ou qui sont présents sous la forme de veinules de carbonates-chlorite. Les échantillons de komatiites sont très pauvres en sulfures, qui représentent moins de 1 % vol. À l'inverse, les formations de fer sont riches en sulfures et moins riches en carbonates que les komatiites. Ces observations minéralogiques sont à corréler aux résultats de l'essai PN-PA, qui montrent que les échantillons des formations de fer ont un potentiel de génération d'acide. Ainsi, il y a un risque de potentiel de drainage acide minier à Whale Tail pour les zones minéralisées qui sont amenées à être minées.

### **6.4.3 Corrélation avec le pourcentage de minéraux normatifs**

Le calcul du pourcentage de pyrrhotite montre que plus le contenu en pyrrhotite est important, plus le potentiel de génération d'acide est élevé (Figure 6-16). Les échantillons de komatiites contiennent moins de 1 % de pyrrhotite. Les échantillons des formations de fer classés comme pH incertain d'après la valeur de NPR contiennent moins de 5 % de pyrrhotite (Figure 6-16). Quel que soit le pourcentage de carbone de l'échantillon de formation de fer, l'échantillon sera classé comme PAG ou à pH incertain (Figure 6-17). Ainsi, le potentiel de génération d'acide dans la zone étudiée peut être évalué par lithologie en raison du contenu minéralogique variable des komatiites et des formations de fer.

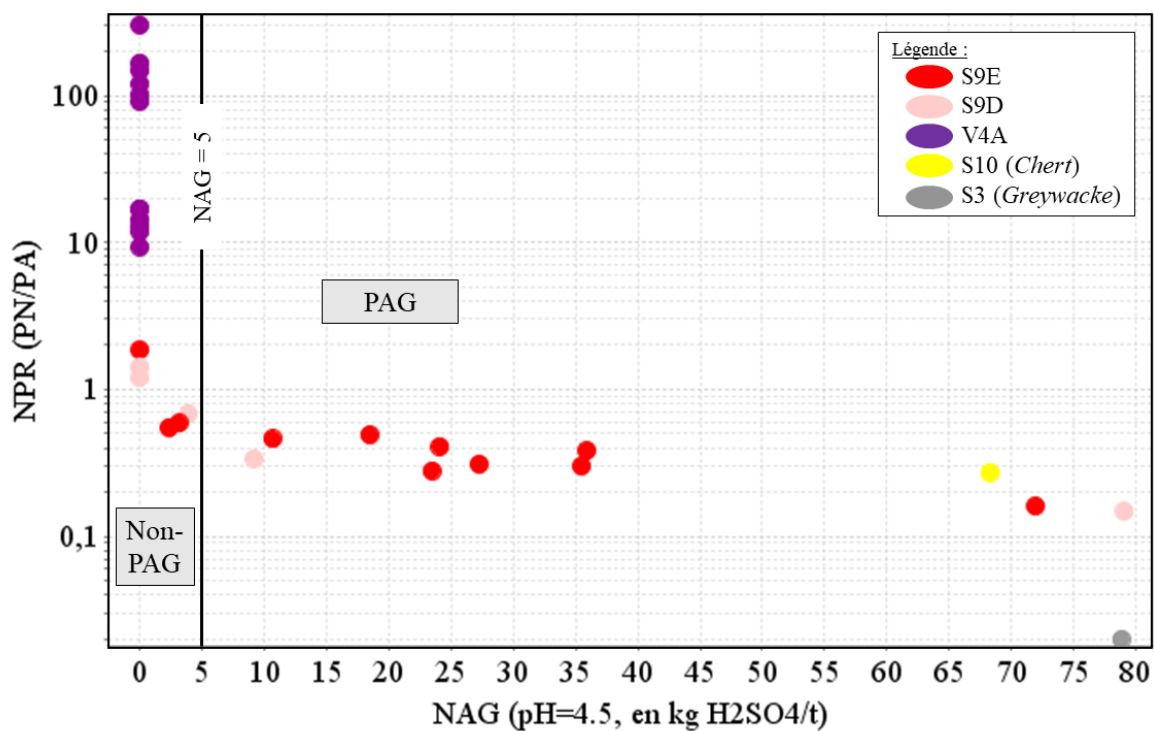


Figure 6-13 : Diagramme binaire NPR en fonction du NAG pH égal à 5 en fonction de la lithologie de l'échantillon

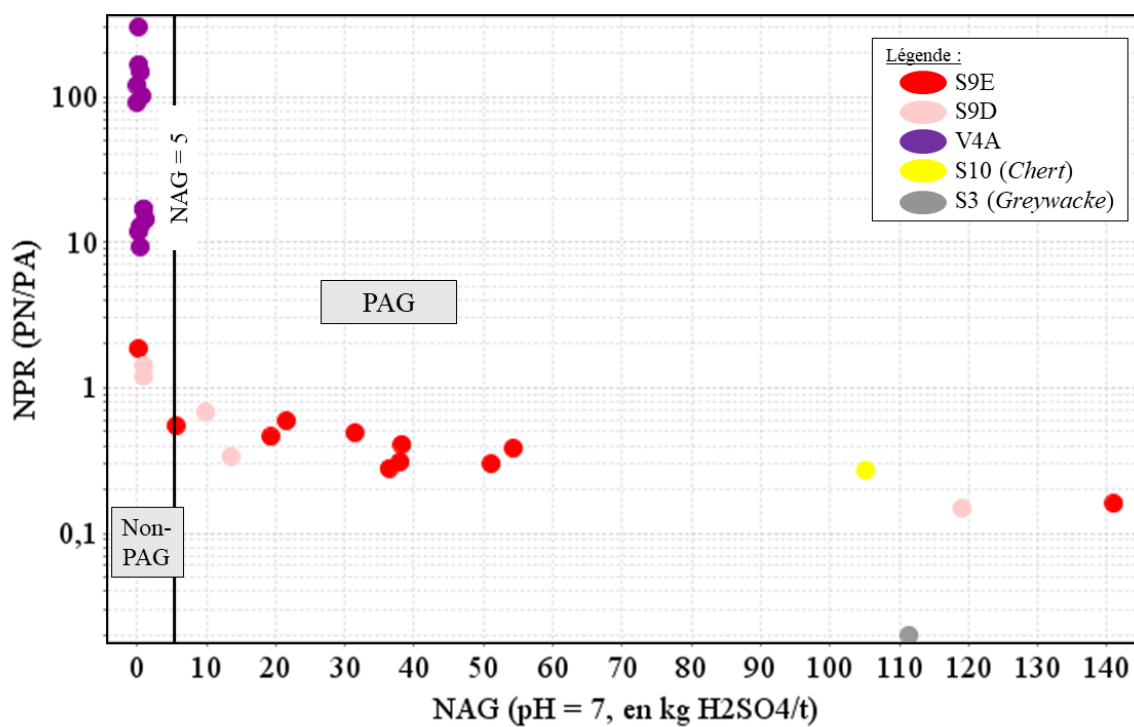


Figure 6-14 : Diagramme binaire NPR en fonction du NAG pH égal à 7 en fonction de la lithologie de l'échantillon

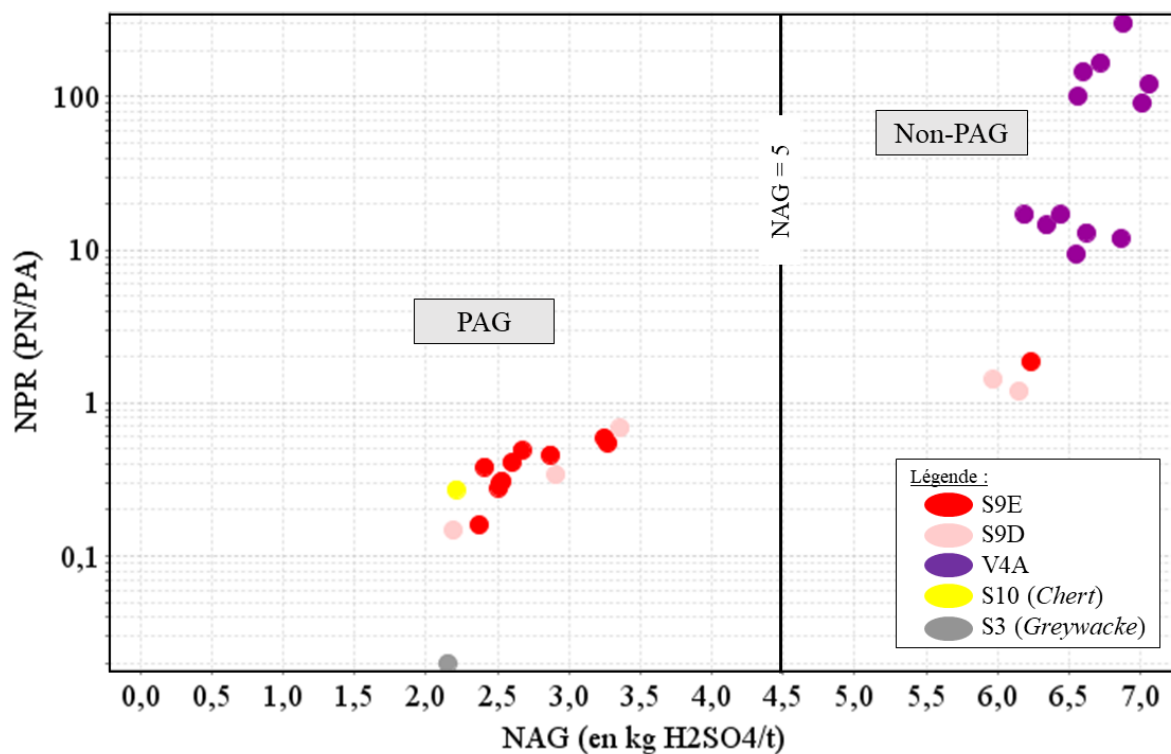


Figure 6-15 : Diagramme binaire NPR en fonction du NAG en fonction de la lithologie de l'échantillon

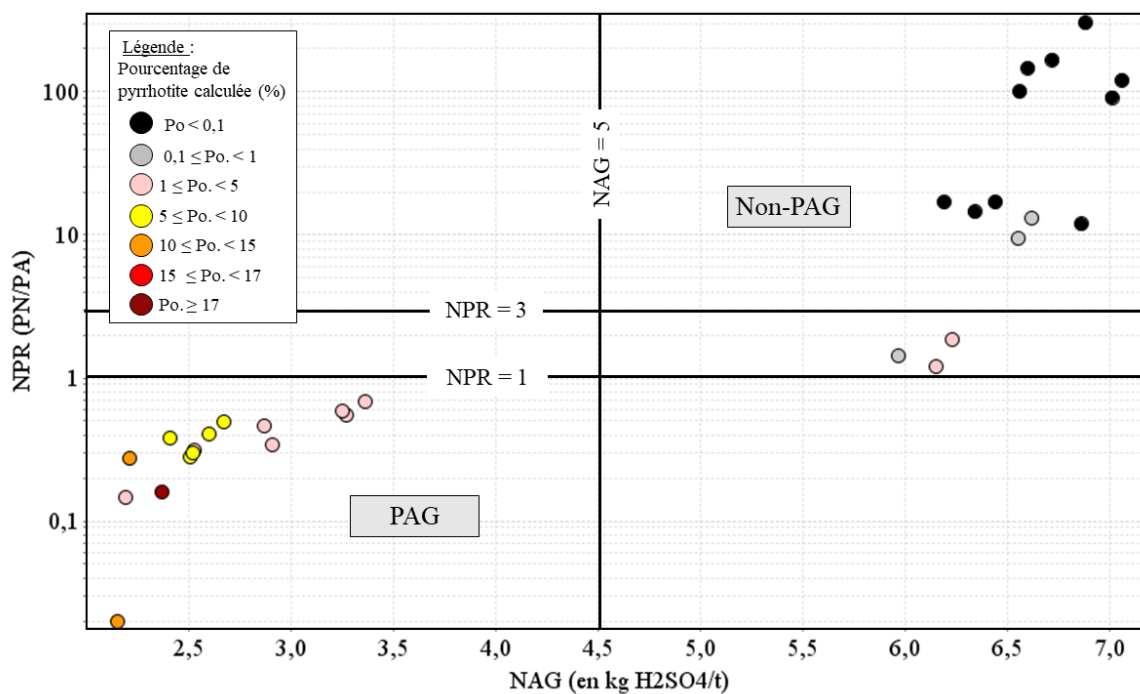


Figure 6-16 : Diagramme binaire NPR en fonction du NAG en fonction de la quantité de pyrrhotite calculée

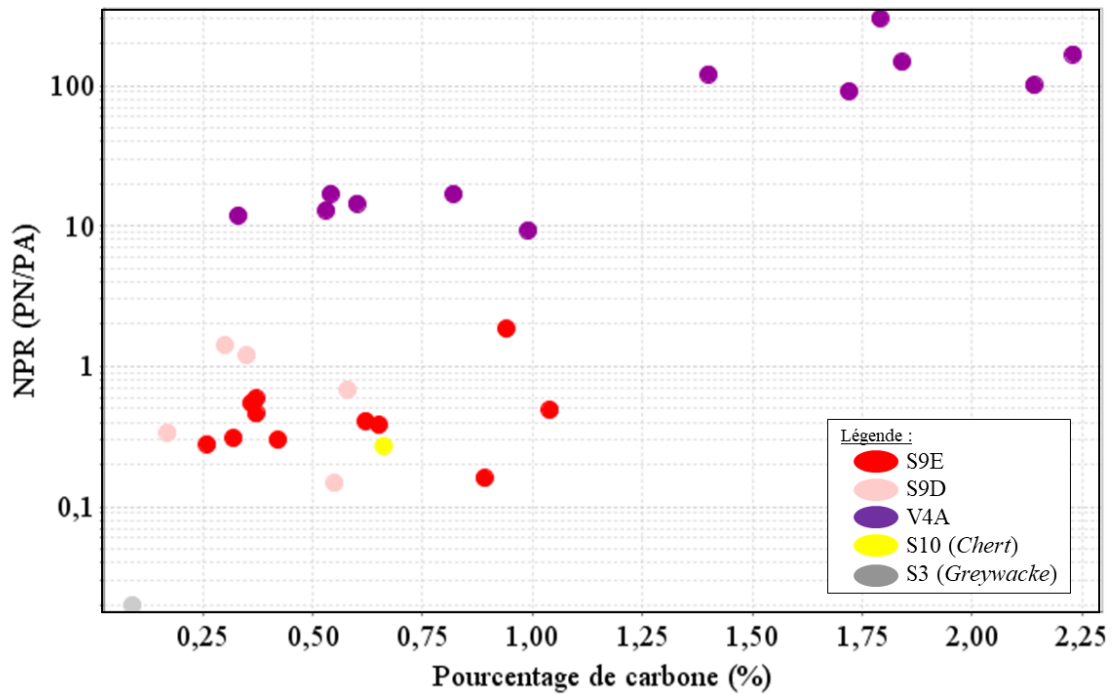


Figure 6-17 : Diagramme binaire NPR en fonction du pourcentage de carbone en fonction de la lithologie de l'échantillon



## 6.5 Conclusions sur les domaines géométallurgiques et géoenvironnementaux

### *Domaines géométallurgiques*

Les observations pétrographiques et le résultat des tests ont permis d'identifier trois groupes, c.-à-d. des domaines où la récupération aurifère sera différente (Tableau 6-1) :

- Domaine de récupération #1 : correspond aux échantillons du groupe 1 ayant une teneur en or faible à moyenne (entre 1 et 5 g/t) dont la récupération aurifère est comprise entre 85 et 95 % et aux échantillons du groupe 2, riches en or ( $\geq 5$  g/t) et ayant une récupération aurifère supérieure à 90 % (Figure 6-3). Dans ce domaine, la pyrrhotite est disséminée à en *stringers*, parfois sous la forme semi-massive. Cependant la pyrrhotite ne dépasse jamais 17 vol % (Figure 6-5). Ces échantillons forment un même domaine où la récupération aurifère est globalement élevée ( $> 90$  %) et la récupération aurifère augmente en fonction de la teneur en or de l'échantillon.

- Domaine de récupération #2 : correspond aux échantillons du groupe 3, riches en or ( $\geq 5$  g/t) ayant une récupération aurifère faible, d'environ 80 % (Figure 6-3). Cette récupération aurifère faible s'explique par une abondance de pyrrhotite. Le minerai plus réactif en raison d'un pourcentage élevé de pyrrhotite ( $> 17\%$  ; Figure 6-5) ne permettrait pas de récupérer les quantités d'or libéré par le broyage car la pyrrhotite consomme de l'oxygène et du cyanure nécessaire à la réaction de cyanuration de l'or. Pour ce domaine, un procédé différent pourrait être employé comme, par exemple, un broyage plus fin. Cela permettrait de libérer davantage d'or inclus dans l'arsénopyrite et situé en bordures de pyrrhotite et/ou magnétite, ce qui permettrait au cyanure de se complexer plus facilement aux grains d'or. En revanche, cette solution entraînera des coûts supplémentaires de broyage et augmentera la réactivité du minerai car la pyrrhotite serait

davantage libérée. Une autre solution serait de donner plus de temps à la réaction de cyanuration, ce qui entraînera également des coûts supplémentaires, mais moindres que ceux du broyage.

- Domaine de récupération #3 : correspond aux échantillons du groupe 4, ayant une teneur en or moyenne (entre 2 et 4 g/t) et pour lequel la récupération aurifère est faible (< 80 % ; Figure 6-5). Dans ce domaine, la pyrrhotite est disséminée et l'or inclus dans la gersdorffite. Comme l'or est sous forme de fines inclusions de l'ordre d'un micromètre (Figure 4-4), il n'est pas récupérable avec un broyage conventionnel et une récupération aurifère par cyanuration. Ces résultats devront être confirmés par des tests métallurgiques plus poussés, mais ce domaine devra faire l'objet soit d'un procédé différent, soit d'un contrôle renforcé de la récupération aurifère.

Aussi, il est important de rappeler que le test de micro-cyanuration, pour le projet d'étude, ne permet pas de mesurer la récupération aurifère des échantillons à très faible teneur en or (< 1g/t), qui correspond majoritairement aux échantillons de komatiites. Ces échantillons, qui sont pour la majorité des échantillons de komatiites n'appartiennent à aucun domaine précédemment défini. En effet, les komatiites correspondent à la zone dit de « dilution » des zones minéralisées, qui est une zone peu, voire pas, minéralisée. La teneur en or des komatiites de la zone d'étude est toujours inférieure à la teneur de coupure du gisement, égale à 2 g/t. De plus, les analyses minéralogiques montrent que de l'or dit 'invisible' est présent dans la gersdorffite et cet or sera difficilement récupérable, et ce quel que soit le procédé employé.

Tableau 6-1 : Domaines géométallurgiques de récupération aurifère pour la zone étudiée

Domaines de récupération aurifère	Texture macroscopique	Texture microscopique	Lithologie	Récupération aurifère	Contenu en or	Forme de l'or
#1	Pyrrhotite disséminée à stringer (Figure 3-5)	Grains/veinules de pyrrhotite, parfois associés à des grains d'arsénopyrite ± Gersdorffite	S9E/S9D	85 à 95%	Faible à élevé (1 à > 5 g/t)	Finement inclus dans arsénopyrite
#2	Pyrrhotite semi-massive (Figure 3-6)	Plages irrégulières de pyrrhotite, avec des grains d'arsénopyrite inclus et/ou des grains/plages de magnétite	S9E/S9D	≈ 80 %	Elevé (> 5 g/t)	Finement inclus dans arsénopyrite/ le long des bordures des sulfures/ libéré des sulfures
#3	Pyrrhotite disséminée (Figure 3-4)	Gersdorffite	S9E/S9D	< 80 %	Moyen (1-3 g/t)	Finement inclus dans gersdorffite

### *Domaines géoenvironnementaux*

Les mini-tests géoenvironnementaux ont montré que le principal impact pour l'environnement est la lixiviation en arsenic du minerai et de la roche stérile. L'arsenic est l'élément problématique et il est nécessaire de le tracer pour appréhender de futurs problèmes environnementaux. À partir des résultats des tests SFE, qui reflètent l'effet du ruissellement ou de mise en solution des rejets miniers, des domaines de lixiviation en arsenic ont été définis. La gersdorffite est le principal minéral responsable de la lixiviation en arsenic à court terme. Le contenu en gersdorffite des roches varie selon la lithologie et de la position vis-à-vis des zones minéralisées. Les zones minéralisées, situées dans les formations de fer et intercalées avec des komatiites, lixivient davantage d'arsenic que les zones minéralisées Wta2 et Wta1, qui sont situées dans les formations de fer et accolées aux zones de chert (Figure 6-18). Les échantillons de roche stérile montrent également une lixiviation en arsenic dans des quantités similaires ou inférieures aux zones riches en pyrrhotite. Ainsi, les observations pétrographiques et le résultat des tests ont permis d'identifier trois groupes, c.-à-d. des domaines où la lixiviation en arsenic sera différente (Tableau 6-2) :

- Domaine de lixiviation #1 : correspond aux échantillons de komatiites qui sont intercalées aux formations de fer et qui présentent une lixiviation en As très élevée (>20 mg/L ; Figure 6-18)
- Domaine de lixiviation #2 : correspond aux échantillons de formations de fer. Deux sous domaines se distinguent. Un premier sous domaine avec une lixiviation en arsenic élevé (<20 mg/L) qui correspond aux échantillons de formations de fer, distal des zones très minéralisées (en pyrrhotite principalement). Et un second sous domaine avec une

lixiviation faible (<1 mg/L) qui correspond aux échantillons de formations de fer, proximal aux zones très minéralisées (Figure 6-18).

- Domaine de lixiviation #3 : correspond aux échantillons de komatiites de la roche stérile, qui présentent une lixiviation en arsenic élevé (<20 mg/L), mais inférieure aux premiers domaines définis dans les zones minéralisées de la zone d'étude.

Les résultats des mini-tests géoenvironnementaux montrent que la lixiviation en arsenic est contrôlée lithologiquement ; cette lixiviation est la plus importante au niveau des zones Wtb et LG. Cette observation peut servir de base à la définition de domaines géoenvironnementaux qui permettront une meilleure gestion des rejets miniers à Whale Tail.

Tableau 6-2 : Domaines géoenvironnementaux basés sur la lixiviation en arsenic

Domaine de lixiviation en arsenic	Lixiviation en As (en mg/L)	Lithologie	Zones minéralisées	Observations microscopiques
Domaine #1	Très élevée (> 20)	V4A majeure	Wtb et LG	Gersdorffite disséminée
Domaine #2	Élevé (< 20)	S9E/S9D majeure	Wta1 et Wta2	Gersdorffite disséminée
	Sous domaine Faible (< 1)		Wta1 et Wta2 (Proximal aux zones très riches en pyrrhotite ± arsénopyrite)	Pas de gersdorffite (Pyrrhotite semi-massive)
Domaine #3	Élevé (< 20)	V4A	Roche stérile	Gersdorffite disséminée

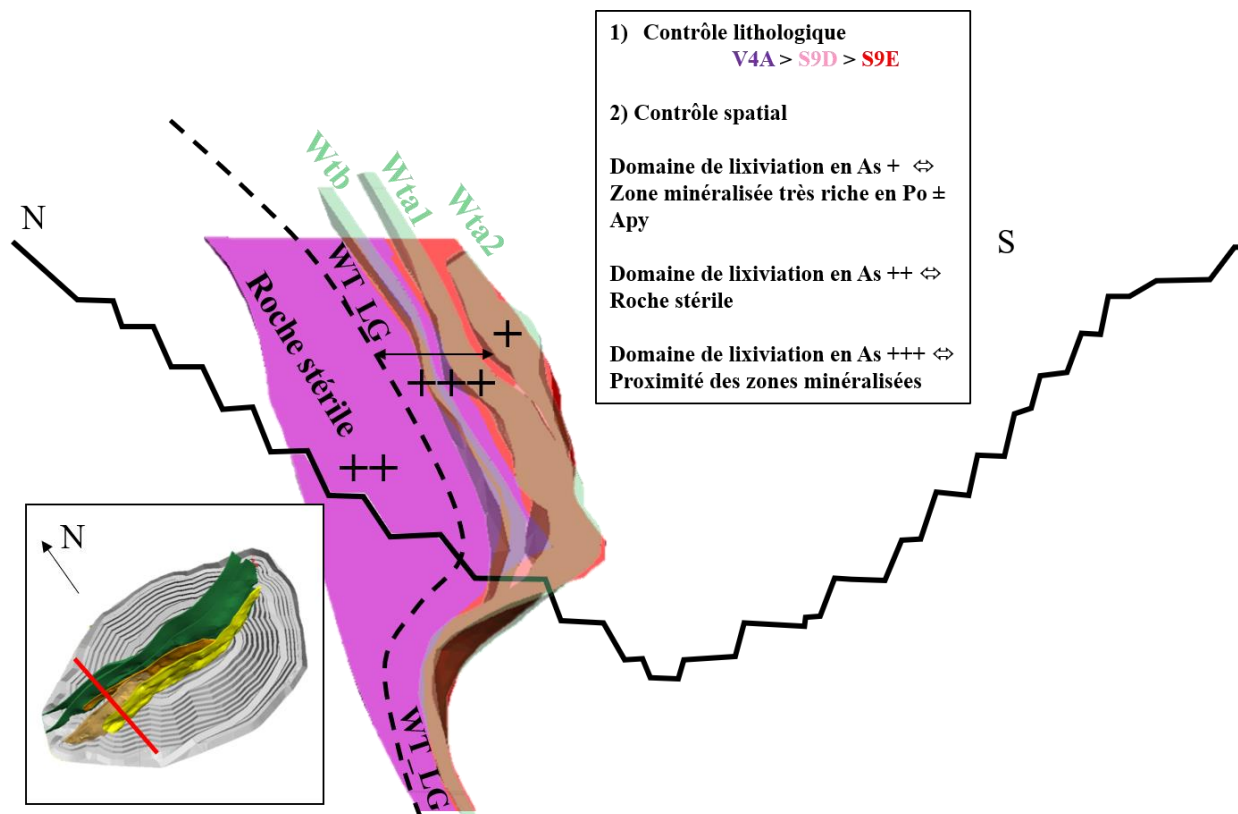


Figure 6-18 : Vu en section de la partie nord du gisement de Whale Tail présentant les différents domaines de lixiviation en arsenic (+ : lixiviation en As faible à nulle (domaine #3) ; ++ : lixiviation en As modéré à élevée (domaine #2) ; +++ : lixiviation en As très élevée (domaine #1)) en fonction de la lithologie et de la proximité aux zones minéralisées

## SEPTIÈME CHAPITRE : DISCUSSION

Ce projet a permis de proposer et d'évaluer une nouvelle méthode de définition de domaines géométallurgiques. La première étape de cette méthode consiste à définir les paramètres qui seront utilisés pour sélectionner les échantillons du programme géométallurgique (Tableau 7-1). Les deux principaux paramètres pris en considération, pour un gisement aurifère, sont la teneur en or et la lithologie des roches encaissantes. La teneur en or a une influence sur le procédé qui devra être mis en œuvre pour récupérer l'or. La lithologie de l'encaissant influence la géométrie des zones minéralisées. Les autres paramètres sont le pourcentage des sulfures (associés à l'or), le type et l'intensité de l'altération et la texture des sulfures.

La seconde étape de sélection des échantillons a été effectuée à partir des analyses multi-éléments, disponibles pour chaque mètre de forage. Dans le cadre de cette maîtrise, l'étude a débuté à un stade avancé, c.-à-d. que le gisement était déjà bien documenté et qu'il a été aisé d'identifier les paramètres qui influencent la récupération aurifère et la gestion environnementale des déchets miniers. Pour les projets moins avancés, une étude pétrographique approfondie et des analyses en composantes principales sur les données d'analyses multi-éléments, dès les premiers stades de développement de projet, pourraient permettre d'identifier les paramètres critiques qui peuvent impacter la récupération de l'or et la gestion environnementale des déchets miniers.

Une fois les paramètres identifiés, des échantillons de ½ carottes de forage ont été sélectionnés (Tableau 7-1) à partir des données d'analyses multi-éléments et des descriptions de forages (données utilisées : zones, lithologies des descriptions de forages, Au, As, S). Si l'ensemble des

combinaisons entre ces paramètres avait été observé, il aurait fallu prélever 1500 échantillons (Figure 7-1). En fait, seules quelques combinaisons entre les paramètres importants ont été observées, et la sélection s’est limitée à 113 échantillons représentatifs.

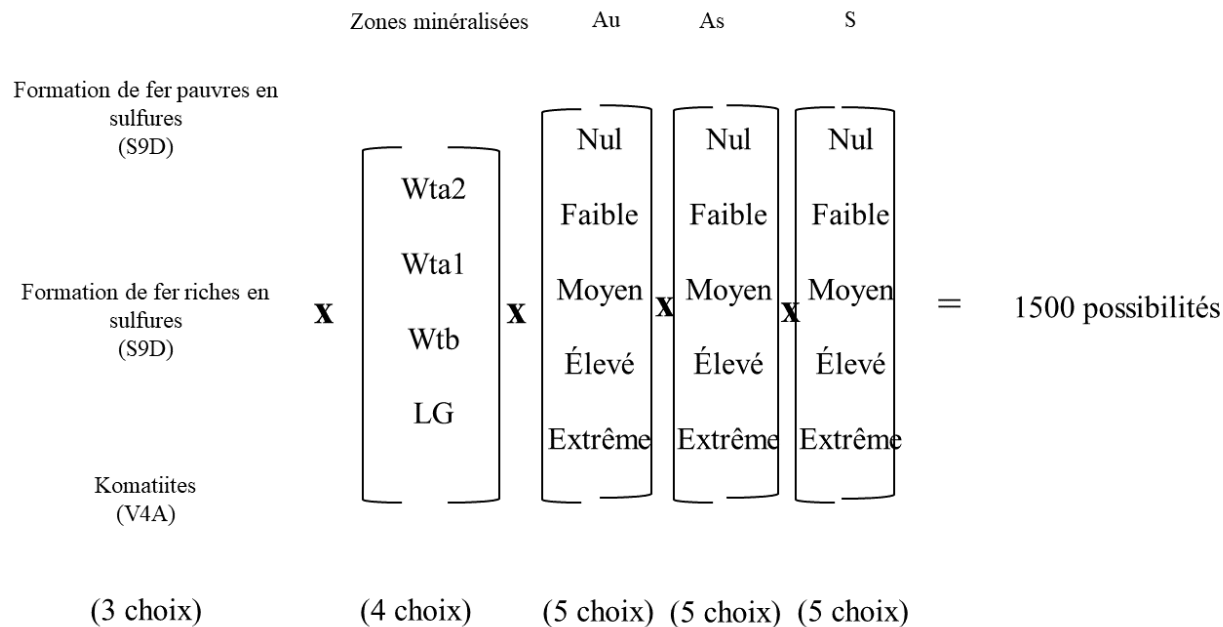


Figure 7-1 : Nombre d'échantillons de variabilité possible

La troisième étape correspond à celle de l'étude minéralogique (Tableau 7-1). Les observations minéralogiques permettent de documenter les textures de la minéralisation et la distribution de l'or. Pour accélérer l'acquisition de ce type de données dans d'autres projets miniers, il est recommandé d'utiliser des outils comme : le QEMSCAN (*Quantitative Evaluation of Minerals by SCANNing electron microscope*) qui permet une évaluation quantitative des minéraux par microscope électronique à balayage (MEB) couplé à un système d'acquisition automatisé. D'autres techniques moins onéreuses, comme la microscopie optique automatisée permettent d'identifier et de compter les minéraux d'intérêt, par exemple les sulfures.



La quatrième étape de la méthode proposée correspond à appliquer des mini-tests géométallurgiques et géoenvironnementaux à chaque échantillon de mètre de forage (Tableau 7-1). Ces tests permettent d'évaluer la réponse métallurgique et environnementale du gisement. Le test géométallurgique utilisé dans le cadre de cette étude est un test de micro-cyanuration. La méthode de traitement par cyanuration est la plus utilisée par l'industrie minière aurifère et représente 70 % de l'or récupéré pour le projet Amaruq (Paquin-Bilodeau et al. 2018). Ce mini-test consiste à mesurer le pourcentage d'or mis en solution qui est un estimé du pourcentage de récupération aurifère. Ce mini-test n'est pas adapté aux échantillons contenant peu d'or (<1g/t), pour lesquels il est connu que le minerai pauvre en or est difficilement récupérable. Pour une évaluation préliminaire des risques liés au traitement du minerai dans un gisement, dès les premières étapes de développement d'un projet minier, ce test de micro-cyanuration est considéré suffisant. Pour Whale Tail, ce test permet de différencier des zones de basses récupérations des zones de bonnes récupérations, et ainsi de cibler les zones où une amélioration de la récupération aurifère est possible. Les tests de micro-cyanuration en sont au stade du développement. Dans le cadre de ce projet, une incertitude de 10% sur la récupération aurifère a été calculée (incertitude qui se base aussi sur un rapport interne non publié). Ainsi, il est recommandé de dupliquer au minimum une fois le test, à chaque échantillon. Ces duplicatas permettent de mesurer l'incertitude (Figure 5-6). L'incertitude sur le test augmente lorsque la valeur en or diminue.

Pour d'autres études de cas, les propositions suivantes sont envisageables pour améliorer les mini-tests de cyanuration :

- analyser un nombre plus important d'échantillons pour obtenir une meilleure confiance et représentativité statistique dans les groupes de récupération identifiés ;

- augmenter la masse de 15g à 30g pour limiter l'effet pépité de l'or pour les échantillons qui présentent une haute teneur en or et diminuer les incertitudes d'analyses, et

- augmenter le temps de la micro-cyanuration de 18h à 48h.

Les tests géoenvironnementaux ont permis d'évaluer le potentiel de drainage minier acide et la lixiviation en métaux. Deux tests sont recommandés sur les quatre réalisés pour l'étude :

- l'essai PN/PA, qui classe le minerai en fonction de son potentiel de génération d'acide (PAG et non-PAG).

- le test SFE, qui mesure la mise en solution à court terme des métaux. Pour une évaluation préliminaire des risques liés à la gestion environnementale des déchets miniers, dès les premières étapes de développement d'un projet minier, une évaluation de la mise en solution à court-terme est considérée suffisante.

Ces tests donnent des indications sur la réponse environnementale de la roche stérile (stockée sur des haldes à stériles) et des résidus miniers (stockés dans des bassins de rétention). À Whale Tail, une lixiviation en arsenic supérieure à la concentration maximale mensuelle autorisée a été identifiée dans le cadre de ce projet. Il est observé que la lixiviation varie en fonction de la lithologie et de la proximité aux zones minéralisées. Pour d'autres études de cas, les propositions suivantes sont envisageables pour améliorer les mini-tests géoenvironnementaux :

- appliquer ces tests à une plus grande quantité d'échantillon pour caractériser, en particulier, le comportement des roches des zones stériles,

- prendre en compte les « nouveaux contaminants » dans les analyses des lixiviats, comme le sélénium et

- réaliser des tests de lixiviation à plus long terme pour évaluer la mise en solution d'autres métaux contenus dans les sulfures, comme par exemple le Ni qui est présent dans la pyrrhotite de Whale Tail (cf. 4.1.1).

Les tests géométallurgiques et géoenvironnementaux ont permis de proposer plusieurs domaines de récupération aurifère, de drainage neutre contaminé et de drainage minier acide dans la zone étudiée. Ces domaines pourront permettre de mettre en place des stratégies de gestion des stériles et résidus miniers différentes et plus optimisées (ex : couche/ségrégation...) et également d'adapter les procédés de traitement ou de minage.

La dernière étape de la méthode proposée permet de corréler les résultats des tests géométallurgiques et géoenvironnementaux aux paramètres minéralogiques qui influencent la récupération aurifère, le potentiel de drainage acide minier et la lixiviation en métaux (Tableau 7-1). À cette étape, la notion de proxy est utilisée, qui correspond à une donnée disponible à chaque mètre de forage (c.-à-d. une donnée disponible au stade de l'exploration et qui correspond soit à une observation visuelle, soit au résultat d'une analyse multi-élément, soit à une donnée géophysique) qui permet d'estimer / évaluer une caractéristique métallurgique et/ou environnementale de la roche. Par exemple, les mini-tests de récupération aurifère ont montré que la proportion et la distribution de la pyrrhotite impactent sur la récupération aurifère. Ces domaines peuvent être délimités à partir des données de l'exploration en utilisant le pourcentage de pyrrhotite normative, calculé à partir des analyses de soufre et d'arsenic (analyses multi-éléments). Dans ce

cas-ci, les analyses multi-éléments jouent le rôle de proxy de la distribution de la pyrrhotite qui permet d'évaluer la récupération aurifère. Il s'agit d'une méthode simple qui pourra facilement être étendue à tout le gisement par la compagnie. Les analyses multi-éléments, la lithologie et la proximité aux zones minéralisées jouent le rôle de proxy pour la distribution de la gersdorffite qui permet d'évaluer la lixiviation en arsenic. Ainsi, trois domaines de récupération aurifère et quatre domaines de lixiviation en arsenic ont pu être identifiés pour la zone d'étude. À l'avenir, il est possible d'utiliser des techniques supplémentaires de caractérisation du minerai comme le HIT Test (*Hardness Index Tester*, Bergeron et al. 2017), la susceptibilité magnétique ou des tests de micro-flottation. Ces différents outils pourraient permettre de créer, respectivement, des domaines de dureté du minerai ou encore des domaines de minéraux magnétiques (problématique pour les aimants).

Ce projet de maîtrise constitue un premier pas pour la compagnie partenaire, pour obtenir un programme géométallurgique, qui pourra être appliqué à tout type de gisement aurifère. Ce type de programme devra, à l'avenir, comparer impact environnemental et récupération aurifère pour proposer un programme géométallurgique complet, applicable au dépôt Whale Tail et à d'autres gisements aurifères.

Tableau 7-1 : Résumé de la méthodologie

	Choix des paramètres <b>(Étape 1)</b>	Sélections des échantillons <b>(Étape 2)</b>	Observations et analyses minéralogiques <b>(Étape 3)</b>	Tests géométallurgiques et géoenvironnementaux <b>(Étape 4)</b>	Corrélations minéralogiques <b>(Étape 5)</b>
Ce qui fonctionne	Teneur en or, lithologie, % sulfures, altération	Analyses multi- éléments, visualisation spatiale	Texture et encapsulation de l'or	Réponse environnementale et métallurgique rapide	
Limites	Projet avancé	Nombreux échantillon de variabilité	Minéralogie de procédé		Beaucoup de sulfures différents
Recommandations	Analyses multi-éléments dès la phase d'exploration, PCA	Groupe de contrôle	QEMSCAN	Tests en duplicatas Tests supplémentaires	Tests supplémentaires

## CONCLUSIONS

La définition de domaines géométallurgiques et géoenvironnementaux est un processus qui a un avantage lorsqu'il débute dès les premières phases de l'exploration. L'utilisation des données d'exploration (données de description de forages, analyses multi-éléments, etc.) et la mise en place de tests géométallurgiques et géoenvironnementaux permet d'obtenir les différentes réponses métallurgiques et environnementales du gisement. Le projet Amaruq a débuté en 2013 et le traitement du minerai du gisement Whale Tail a débuté à l'automne 2019. Ainsi de nombreuses données géologiques, minéralogiques, métallurgiques et environnementales étaient disponibles lorsque le projet de maîtrise a débuté, en 2018 (projet de doctorat de Manon Valette et projet de fin d'étude de Marie-Christine Lauzon ainsi que de nombreuses études de la compagnie). Cet avantage a permis à la compagnie les Mines Agnico Eagle de développer une méthodologie de géométallurgie. Le développement de la méthodologie a pris appui sur un domaine lithologique/minéralogique établi en amont du projet de maîtrise. La zone d'étude s'est restreinte au niveau des formations de fer et des komatiites, où l'or est associé principalement à des sulfures de fer et d'arsenic. Les résultats obtenus au cours de ce projet de maîtrise reflètent le comportement de cette zone et ne peuvent être étendus à ce jour aux autres lithologies et zones minéralisées du gisement d'Amaruq. La géométrie de la minéralisation varie d'une zone à l'autre, par conséquent l'or n'est pas associé aux mêmes assemblages minéralogiques, qui affecterait la réponse métallurgique et environnementale des différentes zones.

La corrélation entre les observations macroscopiques et microscopiques et les résultats des tests géométallurgiques et géoenvironnementaux a permis de définir des domaines géométallurgiques liés à la récupération aurifère et des domaines géoenvironnementaux liés à l'intensité de lixiviation en arsenic pour la zone d'étude. Ainsi, un domaine de basse récupération qui correspond aux formations de fer riches en pyrrhotite sous forme semi massive a été identifié, puis un domaine de récupération moyenne à élevée, lié à la teneur en or de l'échantillon et correspondant aux formations de fer moins riches en pyrrhotite (entre 5 à 10 %) principalement sous la forme de *stringer*. Cependant, il est difficile d'établir une corrélation quantitative entre la récupération aurifère et la présence des principaux sulfures pour les différents domaines définis. La récupération aurifère à Whale Tail est impactée par un paramètre qui est difficilement quantifiable : la distribution de l'or.

Pour la réponse environnementale, il est possible de créer des domaines lithologiques et spatiaux. Les komatiites riches en carbonates et pauvres en sulfures n'ont pas de potentiel de génération d'acide, à l'inverse des formations de fer, riches en sulfures et de quantité variable en carbonates. Une gestion adaptée des futures déchets miniers permettrait de neutraliser le potentiel de génération d'acide des formations de fer par les komatiites. Cependant les tests géoenvironnementaux ont mis en évidence une lixiviation en arsenic, qui peut aussi être modélisée par des domaines lithologiques. Bien que les deux principales lithologies étudiées lixivient de l'arsenic, les komatiites sont celles qui ont une lixiviation en arsenic très élevée, les formations de fer pauvres en sulfures, élevée, et les formations de fer riches en sulfures, nulle à élevée. Ainsi, la variabilité des réponses métallurgiques et environnementales du gisement peut être évaluée grâce à la méthodologie développée. La modélisation 3D des proxys de la récupération aurifère et de

lixiviation en arsenic permettrait une meilleure visualisation spatiale des zones problématiques et permettrait ainsi une meilleure optimisation du traitement du minerai à Whale Tail. Cette étude s'inscrit dans le domaine de la géométtallurgie aurifère, qui est un domaine en développement. À ce jour peu d'études s'attachent à lier minéralogie aux impacts environnementaux et à la récupération minérale. Ainsi, ce projet constitue un premier pas pour la mise en place de programmes géométtallurgiques et géoenvironnementaux applicables à tout type de gisement aurifère.



## BIBLIOGRAPHIE

Abraitis, P.K., Patrick, R.A.D., et Vaughan, D.J, 2004. Variations in the compositional, textural and electrical properties of natural pyrite: a review. *International Journal of Mineral Processing*, **74**: 41–59. <https://doi:10.1016/j.minpro.2003.09.002>.

Akcil, A., et Koldas, S., 2006. Acid Mine Drainage (AMD) : causes, treatment and case studies. *Journal of Cleaner Production*. **14**: 1139–1145. doi:10.1016/j.jclepro.2004.09.006.

AMTEL, 2016. MINERALOGICAL ANALYSIS OF 12 AMARUQ SAMPLES – Phase 1 (For Agnico Eagle). Rapp. 16/22.

AMTEL, 2017. MINERALOGICAL ANALYSIS OF 8 AMARUQ SAMPLES – Phase 2 (For Agnico Eagle).

AusIMM, 2011. In: Proceedings of the First International Geometallurgy Conference. 5 au 7 Septembre. 2011. Brisbane. Disponible à : <http://www.ausimm.com.au/geomet2011/home.asp>.

Bergeron, Y., Kojovic, T., Gagnon, M., & Okono, P. 2017. Applicability of the hit for evaluating comminution and geomechanical parameters from drill core samples—the odyssey project case study. In THE CONFERENCE OF METALLURGISTS hosting World Gold & Nickel Cobalt Proceedings.

Benzaazoua, M., Marion, P., Robaut, F., & Pinto, A. (2007). Gold-bearing arsenopyrite and pyrite in refractory ores: analytical refinements and new understanding of gold mineralogy. *Mineralogical Magazine*, 71,2, 123-142.

Blowes, D.W., Ptacek, C.J., Jambor, J.L., Weisener, C.G., Paktunc, D., Gould, W.D., et Johnson, D-B., 2014. The Geochemistry of Acid Mine Drainage. *Dans* Treatise on Geochemistry (Second Edition). *Édité par* H.D. Holland and K.K. Turekian. Elsevier. Oxford. p. 131–190. Disponible à <https://www.sciencedirect.com/science/article/pii/B9780080959757009050>.

Cabri, L.J., Chryssoulis, S.L., de Villiers, J.P., Laflamme, J.G., et Buseck, P.R., 1989. The nature of “invisible” gold in arsenopyrite. *The Canadian Mineralogist*. **27**: 353–362.

Chopard, A., 2017. Évaluation environnementale de minerais sulfurés polymétalliques basée sur une approche minéralogique pluridisciplinaire. Doctorat en sciences de l’environnement. UQAT. Rouyn-Noranda. Québec. Disponible à <http://depositum.uqat.ca/705/1/Chopard%2C%20Aurelie.pdf>.

Clark Roger N, 2013. Reflectance Spectra. Rock Physics & Phase Relations.. doi:10.1029/RF003p0178.

Cook, N.J., et Chryssoulis, S.L., 1990. Concentrations of invisible gold in the common sulfides. *The Canadian Mineralogist*. **28**: 1–16.

Corescan. Hyperspectral Core Imaging. Drill Core Scanning. Drill Core Logging [En ligne]. Disponible à <http://www.corescan.com.au/>.

Côté-Mantha, O., Gosselin, G., Vaillancourt, D., et Blackburn, A., 2015. Amaruq: A new gold discovery in Nunavut. Canada; NewGenGold 2015 meeting. Extended Abstracts volume. p. 41–56.

De Castro, B., 2018. Automated mineralogy using optical microscopy: applications in the mining. Proposition de recherche (Communication interne)

Dunne, R. 2016. Chapter 17 - Flotation of gold and gold-bearing ores. *In Gold Ore Processing (Second Edition)*. Edited by M.D. Adams. Elsevier. pp. 309-344.

Gervais, D., Roy, C., Thibault, A., Pednault, C., et Doucet, D., 2014. TECHNICAL REPORT ON THE MINERAL RESOURCE AND MINERAL RESERVE ESTIMATES FOR THE CANADIAN MALARTIC PROPERTY.

Giurco, D., Prior, T.D., Mudd, G.M., Mason, L.M., et Behrisch, J.C, 2010. Peak minerals in Australia: a review of changing impacts and benefits. Institute for Sustainable Futures. UTS & Department of Civil Engineering. Monash University. Disponible à <https://opus.lib.uts.edu.au/bitstream/10453/31155/1/2009003150OK.pdf>.

Golder Associates Ltd, 2016. Evaluation of the Geochemical Properties of Waste Rock, Ore, Tailing, Overburden and Sediment from the Whale Tail Pit and Road Aggregate Materials, Nunavut.

Goldfarb, R., Baker, T., Dubé, B., Groves, D.I., Hart, C.J.R., et Gosselin, P., 2005. Distribution, character and genesis of gold deposits in metamorphic terranes. *In Economic geology 100th Anniversary volume*. Edited by J.W. Hedenquist, J.F.H. Thompson, R.G. Goldfarb, and J.P. Richards. Society of Economic Geologists. Littleton, Colorado, USA. p. 407–450.

Gosselin, G., (Préparé pour Les Mines Agnico Eagle). 2018. Geometallurgy test work. gold extraction (Document interne)

Hausen, D. M., et Bucknam, C. H., 1985. Study of preg-robbing in the cyanidation of carbonaceous gold ores from Carlin, Nevada. *Applied Mineralogy: proceedings of the second international*

*congress on applied mineralogy in the minerals industry*. Hausen, D.M. and Hagni, R.D. (eds.). Warrendale (USA). The Metallurgical Society of AIME. p. 833-856.

Hunt, J.A., et Berry, R.F., 2017. Geological Contributions to Geometallurgy: A Review. *Geoscience Canada*. **44**: 103–118. doi:10.12789/geocanj.2017.44.121.

INAP, 2009. Global Acid Rock Drainage Guide (GARD Guide). Disponible à <<http://www.gardguide.com>>

Integrated Process Mineralogy Solutions Inc, 2018a. Mineralogical Investigation of Amaruq Tailings prepared for Agnico Eagle Mines. Août 2018.

Integrated Process Mineralogy Solutions Inc, 2018b. Summary of Amaruq composites. Août 2018.

Jefferson, C.W., White, J.C., Young, G.M., Patterson, J., Tschirhart, V., Pehrsson, S.J., Calhoun, L., Rainbird, R.H., Peterson, T.D., Davis, W.J., Tella, S., Chorlton, L.B., Scott, J.M.J., Percival, J.A., Morris, W.A., Keating, P., Anand, A., Shelat, Y., et MacIsaac, D., 2015. Outcrop and remote predictive geology of the Amer Belt and basement beside and beneath the northeast Thelon Basin. in parts of NTS 66-A. B. C. F. G and H. Kivalliq Region. Nunavut; Geological Survey of Canada. Open File 7242. 1 sheet.

La Brooy, S.R., Linge, H.G., et Walker, G.S., 1994. Review of gold extraction from ores. *Minerals Engineering*. **7**: 1213–1241. doi:10.1016/0892-6875(94)90114-7.

Lamberg, P., Rosenkranz, J., Wanhainen, C., Lund, C., Minz, F.E., Mwanga, A., et Parian, M., 2013. Building a geometallurgical model in iron ores using a mineralogical approach with liberation data. In *The Second AUSIMM International Geometallurgy Conference. Brisbane. Qld* (Vol. 30. p. 317-324).

Lauzon, M.-C., Mercier-Langevin, P., Beaudoin, G., Côté- Mantha, O., Simard, M., Valette, M., et de Souza, S., 2017. Mineralogy and geochemistry of the Whale Tail zone. Amaruq gold project. Nunavut; Geological Survey of Canada. Scientific Presentation 61. 2017; 1 feuille. <https://doi.org/10.4095/300659>

Les Mines Agnico Eagle, 2018. Des Mines Agnico Eagle Limited - Operations & Development Projects - Operations - Meadowbank. Disponible à: <https://www.agnicoeagle.com/English/operations-and-developmentprojects/operations/meadowbank/default.aspx> [cité le 21 Mars 2018].

Lund, C. et Lamberg, P. 2014. Geometallurgy – A tool for better resource efficiency. *European Geologist*. **37**: 39–43.

Lunt, D. et Weeks, T. 2016. Chapter 7 - Process Flowsheet Selection. *In Gold Ore Processing (Second Edition)*. Edited by M.D. Adams. Elsevier. pp. 113–129. Disponible sur <https://www.sciencedirect.com/science/article/pii/B9780444636584000074>.

Marsden, J. et House, I. 2006. *The Chemistry of Gold Extraction*. SME.

Ministère de l'environnement, 2002. Règlement sur les effluents des mines de métaux. Disponible sur <http://laws-lois.justice.gc.ca/PDF/SOR-2002-222.pdf>.

Mosher, J.B., 2016. Chapter 17 - Comminution Circuits for Gold Ore Processing. *In Gold Ore Processing (Second Edition)*. Edited by M.D. Adams. Elsevier. pp. 259–277. Disponible à <https://www.sciencedirect.com/science/article/pii/B9780444636584000177>.

Nazari, A.M., Radzinski, R., Ghahreman, A., 2017. Review of arsenic metallurgy: Treatment of arsenical minerals and the immobilization of arsenic. *Hydrometallurgy* 174. 258–281. Disponible à <https://doi.org/10.1016/j.hydromet.2016.10.011>

Paktunc, A.D., 1999. Mineralogical constraints on the determination of neutralization potential and prediction of acid mine drainage. *Environmental Geology*. **39**: 103–112. doi:10.1007/s002540050440.

Paquin Bilodeau, D., Badiu, R., McMullen, P., Leetmaa, K. 2018. Technical Report on the Mineral Resources and Mineral Reserves at Meadowbank Gold Complex including the Amaruq Satellite Mine Development. Nunavut. Canada as at December 31. 2017

Pehrsson, S.J., Berman, R.G., et Davis, W.J., 2013. Paleoproterozoic orogenesis during Nuna aggregation: A case study of reworking of the Rae craton. Woodburn Lake. Nunavut. Precambrian Research. **232**: 167–188. doi:10.1016/j.precamres.2013.02.010

Petruk, W., 2000. Chapter 6 - Applied mineralogy related to gold. *In Applied Mineralogy in the Mining Industry*. Elsevier. Amsterdam. pp. 111–133. Disponible à <https://www.sciencedirect.com/science/article/pii/B9780444500779500080>.

Plumlee., G.S., 1999. The environmental geology of mineral deposits. *The environmental geochemistry of mineral deposits. Society of Economic Geologists. Part A*. 71-116.

Price, W.A., 2009. Prediction Manual For Drainage Chemistry from Sulphidic Geologic Materials. MEND Program. Disponible à <http://www.abandoned-mines.org/pdfs/MENDPredictionManual-Jan05.pdf>.

Rees. K.L. et van Deventer. J.S.J. 2000. Preg-robbing phenomena in the cyanidation of sulphide gold ores. *Hydrometallurgy*. **58**: 61–80. doi:10.1016/S0304-386X(00)00131-6.

Rimstidt, J.D., Chermak, J.A., et Gagen, P.M., 1993. Rates of Reaction of Galena. Sphalerite. Chalcopyrite. and Arsenopyrite with Fe(III) in Acidic Solutions. *In Environmental Geochemistry of Sulfide Oxidation*. American Chemical Society. p. 2–13. Disponible à <https://doi.org/10.1021/bk-1994-0550.ch001>

Rimstidt, J.D., et Vaughan. D.J., 2003. Pyrite oxidation: a state-of-the-art assessment of the reaction mechanism. *Geochimica et Cosmochimica Acta*. **67**: 873–880. doi:10.1016/S0016-7037(02)01165-1.

Ruel, M., Proulx, A., Muteb, P.N., et Connell. L., 2012. Technical Report on the Mineral Resources and Mineral Reserves at Meadowbank Gold Mine. Nunavut. Canada as at December 31. 2011.

SGS, 2013. Geometallurgy. MINERAL SERVICES. Disponible sur: <https://www.sgs.pe/-/media/global/documents/flyers-and-leaflets/sgs-min-wa076-geometallurgy-en-11.pdf>.

Tomkins, A.G., et Mavrogenes, J.A., 2001. Redistribution of Gold within Arsenopyrite and Löllingite during Pro- and Retrograde Metamorphism: Application to Timing of Mineralization. *Economic Geology*. **96** : 525–534. <https://doi.org/10.2113/gsecongeo.96.3.525>

URSTM, 2017. Rapport d'observation microscopique. Document interne pour Les Mines Agnico Eagle.

Valette, M., de Souza, S., Mercier-Langevin, P., Côté-Mantha, O., Simard, M., McNicoll, V., Barbe, P., 2017. Geology of the 130 t (4.2 Moz) Au. banded iron-formation-hosted Amaruq project. Nunavut. Commission géologique du Canada. Présentation scientifique 60. 1 feuille. <https://doi.org/10.4095/300658>

Valette, M., De Souza, S., Mercier-Langevin, P., McNicoll, V.J., Grondin-LeBlanc, P., Côté-Mantha, O., Simard, M., et Malo, M., 2018. Lithological, hydrothermal, structural and metamorphic controls on the style, geometry and distribution of the auriferous zones at Amaruq. Churchill Province. Nunavut; *in Targeted Geoscience Initiative: 2017 report of activities*. volume 1. (ed.) N. Rogers; Geological Survey of Canada. Open File 8358. p. 153–156.

Wilburn, D.R., et Karl, N.A., 2016. 2015 Review: Exploration review. *Mining engineering*. **68**.

Williams, S.R., 2013. A Historical Perspective of the Application and Success of Geometallurgical Methodologies. *In The Second AUSIMM International Geometallurgy Conference. Brisbane. Qld* (Vol. 30. p. 37-47).

Williams, S.R., et Richardson, J., 2004. Geometallurgical mapping: a new approach that reduces technical risk. *Technical Bulletin*.

Zaleski, E., 2005. Meadowbank River area. Nunavut, Geological Survey of Canada. Map 2068A. scale 1:50 000.

Zhou, J., and Gu, Y., 2016. Chapter 6 - Geometallurgical Characterization and Automated Mineralogy of Gold Ores. *In* Gold Ore Processing (Second Edition). *Edited by* M.D. Adams. Elsevier. p. 95–111.

Zhou, J., Jago. B., et Martin, C., 2004. Establishing the Process Mineralogy of Gold Ores. SGS Lakefield Research.

# ANNEXES

# ANNEXE 1 : Limites de détection pour analyse multi- éléments

Digestion à l'eau régale + ICP-AES	Éléments et Limites de détection (ppm)							
	Ag	0.2-100	Cu	1-10,000	Ni	1-10,000	U	10-10,000
	Al	0.01%-25%	Fe	0.01%-50%	P	10-10,000	V	1-10,000
	As	2-10,000	Ga	10-10,000	Pb	2-10,000	W	10-10,000
	Ba	10-10,000	Hg	1-10,000	S	0.01%-10%	Zn	2-10,000
	Be	0.5-1,000	K	0.01%-10%	Sb	2-10,000		
	Bi	2-10,000	La	10-10,000	Sc	1-10,000		
	Ca	0.01%-25%	Mg	0.01%-25%	Sr	1-10,000		
	Cd	0.5-1,000	Mn	5-50,000	Th	20-10,000		
	Co	1-10,000	Mo	1-10,000	Ti	0.01%-10%		
	Cr	1-10,000	Na	0.01%-10%	Tl	10-10,000		

Pyroanalyse + AAS	Éléments et Limites de détection (ppm)	
	Au	0,005-10
Pyroanalyse + Gravimétrie	Au	0,05-10 000

Digestion à l'eau régale + AAS	Éléments et Limites de détection (ppm)	
	Ag	0,2-100





## ANNEXE 3 : Description macroscopique et microscopique des échantillons

### Zone Wta2

N° échantillon	N° échantillon CAEXD	N° forage	Métrage		Lithologie	LITHO_MODIF	Zone minéralisée	Description macroscopique	Observations macroscopiques			Observations microscopiques					
			De	À					% Apy	% Po / (% Py)	% Gers	% Apy	% Po	% Gers	Autres	Distribution Or	
AJOUT		AMQ18-1686	31,3	32,1	S9E		Wta2	Non décrit, car ajouté à la suite d'un changement d'échantillon non disponible chez ALS									
AJOUT		AMQ18-1686	33,8	35,3	S9D		Wta2	Non décrit, car ajouté à la suite d'un changement d'échantillon non disponible chez ALS									
AJOUT		AMQ18-1672	18	19,5	S9D		Wta2	Non décrit, car ajouté à la suite d'un changement d'échantillon non disponible chez ALS									
FG-18-07/FG-18-08	CAEXD605389	AMQ18-1686	26,8	27,8	S9D		Wta2	BIF, Roche noir verdâtre, Bandes irrégulières d'Amp-Chl, Po diss & en veinettes (2-5%), Tr. Py, riche en As (2100 ppm) cependant pas d'Aspy observé	/	2-5%	/						
FG-18-106	CAEXD603490	AMQ18-1680	64	65	S9E		Wta2	BIF, texture atypique à cause d'une forte silicification ass. aux zones de remplacement à Po, 25% Po diss. & <1% Apy, ass avec Po, alt chl-amp-stp faible à modérée	<1%	25% (diss)	/	<0,5%	20-25%	/	Trs Cpy	Qlq grains d'or dans grains Apy (vu 3-4)	
FG-18-107	CAEXD603492	AMQ18-1680	65,7	66,5	S9E		Wta2	BIF, roche verdâtre à brunâtre, roche foliée et plissée, riches en sulfures avec environ 20% de Po. Sous forme semi-massive et 5-8% disséminé Po. ( ass. avec Py-Cpy) & 2% Apy, alt. chl-amp-stp et présence Mgt	2%	20% (sm) 5-8% (diss)	/						
FG-18-108	CAEXD603494	AMQ18-1680	66,5	68	S9E		Wta2	BIF, roche brune à noir, riche en sulfures avec Po semi-massive (environ 35%) et diss ( ass. avec Py), très forte proportion de magnétite (autour de 5%), alt chl-amp-carb faible	/	35% (sm+ diss avec Py)	/	<0,5%	20-30%	/	Trs Cpy	Grains d'or libérés des sulfures et oxydes ; Grains d'or inclus dans grains Apy, ass. ou non avec Po; Grains d'or en bordures de Po et/ou Mgt	
FG-18-109	CAEXD603495	AMQ18-1680	68	69,5	S9E		Wta2	BIF, roche verte à verte foncé, présence de Po sous forme de veinettes et en amas ( 5-10%), très localement semi-massive avec Mgt, alt. amp-chl-stp faible à modéré, alt biotite ?, qqe grenats	/	5-10% (veinules+amas)	/						
FG-18-117	CAEXD605394	AMQ18-1686	29,8	31,3	S9D		Wta2	BIF, roche verte à noire alt. amp-stp-chl, présence de sulfures avec 3-5% Po en str./amas ass. avec Py (3-5%), Po diis., et traces à 3% localement de Apy en grains et proche des zones à Po-Py	<1-1% (en grs.)	3-5% (stgr/amas) ass 3-5% Py	/	/	/	Trs	trs Nick	/	
FG-18-118	CAEXD605398	AMQ18-1686	32,6	33,8	S9E		Wta2	BIF, alt amp-chl, Alt-biotite et présence de grenat ass à biotite, environ 3-5% Po et <1% Apy en grains à prox. d'amas de Po ( ass.Py)	<1% (en grs.)	3-5% (ass. Py)	/						
FG-18-121	CAEXD604486	AMQ18-1694	127	128	S9E		Wta2	BIF, alternances de lits de silicates et de sulfures, alt. amp-chl modéré, présence de grenat, présence de Mgt en très faible quantité (petite bande), Po. autour de 20% et Apy entre 1-2%, en amas et local	1-2%	20%	/	5%	40%	/	Trs Cpy	Lame avec le plus d'or microscopique; Grains d'or dans grains Apy; Grains d'or libérés des sulfures	
FG-18-122	CAEXD604493	AMQ18-1694	133	134	S9E		Wta2	BIF, roche marron-bronze, alt Chl-amp-stp modéré, présence de grenat en faible quantité, présence de Mgt très faible,, riche en sulfures, environ 30% Po semi-massive et Py (1%, disséminé)	/	30 % (sm) 1% Py (diss)	/	<<0,5%	30%	/	Trs Cpy	Grains d'or en bordures de Po et/ou Mgt ; Grains d'or ass. à Apy (dans plages irr. de Po)	
FG-18-126	CAEXD602992	AMQ18-1699	103	103,9	S9E		Wta2	BIF, alt. ch-amp, environ 5% Po en amas.	/	5% (amas)	/						
FG-18-127	CAEXD602994	AMQ18-1699	104,8	105,8	S9E		Wta2	BIF, Alt Chl-Amp-Stp modéré, avec environ 5-10% Po diss.	/	5-10% (diss)	/						
FG-18-54	CAEXD592687	AMQ17-1585	125,5	126,5	S9D		Wta2	BIF, Alt Amp-Chl- Stp-Carb, Po. Très faible <0.5% localement en patch	/	<1%	/						
FG-18-62	CAEXD593349	AMQ17-1614	121	122,5	S9E		Wta2	BIF, roche litée, Ass. Bio-Grenat et Alt. Amp-Chl-Carb forte, Veines de Qtz, Po. jusqu'à 15-25% en stringer localement puis 3-5%	/	15-25% (stgr, local) 3-5% (diss)	/						
FG-18-69	CAEXD601294	AMQ18-1650A	28	29	S9E		Wta2	BIF, Ass. Bio (?) -Grenat, Alt. Amp-Chl-stp, Po. 5-10% diss. Et en patch	/	5-10% (amas et diss)	/						
FG-18-70	CAEXD601313	AMQ18-1650A	40	41,3	S9E		Wta2	BIF, Alt Amp-Chl, présence de grenat, Po. semi-massive (50%) avec ass. Py, Mgt ?	/	50% (sm, ass. Py)	/	<1%	40%	/	Trs Cpy	Grains d'or, libérés, à côté de grains Apy (Vu 2)	
FG-18-79	CAEXD601068	AMQ18-1652	41,4	42,9	S10_sSi/S10_mSi		Wta2	Chert silicifiée, Alt Amp-Chl-Bio, fortement silicifiée, Po. entre 3 à 5% diss et en amas, et Apy environ 1% localement	1% (local)	3-5% (diss et amas)	/						
FG-18-80	CAEXD601071	AMQ18-1652	43,6	45	S9E		Wta2	BIF, Alt. Amp-Chl-Stp, Po. 25-30% semi-massive avec trs Py-Cpy	/	25-30% (sm) Trc Py-Cpy	/						
FG-18-81	CAEXD601082	AMQ18-1652	52,6	53,6	S9E		Wta2	BIF, Alt Amp-Chl-Stp, présence de Grt localement, Po. local. Jusqu'à 20-40% semi massive et 5% diss	/	jusqu'à 20-40% (sm) 5% (diss)	/	0,5-1%	5-10%	/	Trs Cpy Trs Py	/	
FG-18-82	CAEXD601088	AMQ18-1652	57,8	58,9	S9E		Wta2	BIF, Alt. Amp-Bio-Chl, presence de Mgt, Po. jusqu'à 35% semi massive et 15-25 diss. et strg	/	jusqu'à 35% (sm) 15-25 % (diss et strg)	/						
FG-18-88	CAEXD601019	AMQ18-1654	102,5	104	S9E		Wta2	BIF, Alt Amp-Chl-Stp-Carb, Carb (rosé et jaune) et épidote (?) ass. aux Amp-Chl, Présence de Grt, Po. jusqu'à 15% (stringer et amas) localement sinon 3-5% diss.	/	jusqu'à 15% (stgr et amas) 3-5% (diss)	/						
FG-18-91	CAEXD604144	AMQ18-1661	81,1	82	S9E		Wta2	BIF, Alt. Amp-Chl-Stp, Veines de Qtz-Carb, Po. jusqu'à 30% semi massive avec Tr Py-Ccp localement	/	jusqu'à 30% (sm) Trs Py-Cpy	/						
FG-18-92	CAEXD600888	AMQ18-1664	13,6	15	S9D		Wta2	BIF, Alt. Bio-Amp-Chl, Veins/zone de carbonates, pas de sulfures visibles	/	/	/						
FG-18-93	CAEXD600891	AMQ18-1664	18	19,5	S9D		Wta2	BIF, Alt. Bio-Chl, presence de Grt, Trs infime de Py (<0.1%)	/	<< 1% Py	/						
FG-18-96	CAEXD604327	AMQ18-1668	37	38	S9E		Wta2	BIF, Ass. Bio-Amp et Alt Amp-Chl-Stp, quelques Grt, Po. entre 2-5% diss avec Py 1% diss	/	2-5% (diss) 1% Py (diss)	/						
FG-18-99	CAEXD605461	AMQ18-1672	19,5	20,9	S9D	S9D/S9E	Wta2	BIF, roche litée et légèrement déformé, Ass. Bio-Chl, sulfures oxydés, environ 10-15% ( Py-Po?)	/	10-15% (Py-Po ?)	/	/	/	Trs	/	/	

# Zone Wta1

N° échantillon	N° échantillon CAEXD	N° forage	Métrage		Lithologie	LITHO_MODIF	Zone minéralisée	Description macroscopique	Observations macroscopiques			Observations microscopiques					
			De	À					% Apy	% Po / (% Py)	% Gers	% Apy	% Po	% Gers	Autres	Distribution Or	
AJOUT		AMQ18-1652	71	72,1	S9E		Wta1	Non décrit, car ajouté à la suite d'un changement d'échantillon non disponible chez ALS									
FG-18-06	CAEXD605417	AMQ18-1686	53,2	54,7	S9D	S9D/V4A	Wta1	BIF, Zone transitionnelle S9D/V4A, Bandes d'Amp-Bio, Alt. Carb, Quelques points brillants (gersdorffite?)	/	/	?						
FG-18-100	CAEXD605482	AMQ18-1672	38,9	40,3	V4A		Wta1	Komatiite altérée, plus gris qu'à la normale, riche en carbonates, une partie des carb. Réagit à l'HCl. Pas de sulfures visibles	/	/	/	/	/	<1%	Trs Nick	/	
FG-18-102	CAEXD601798	AMQ18-1676	24,5	26	S9D		Wta1	Roche fracturée, altérée, difficile de décrire car roche très rouillée, localement 3-5% de Po-Py dans les fractures	/	3-5% Trs Py	/						
FG-18-110	CAEXD603505	AMQ18-1680	78,2	79,7	S9D		Wta1	BIF, pas de sulfures visibles, qql points brillant argentés (gersdorffite?), alt. chl-amp-carb faible, veines de quartz cataclastique	/	/	?						
FG-18-128	CAEXD603006	AMQ18-1699	117,5	118,5	S9E		Wta1	BIF, roche très riche en sulfures, environ 35-40% Po semi-massive avec 3% Py ass. & 1-2% asp localement, en amas	1-2%	35-40% (sm) ass. 3%Py	/	0,50%	20%	/	Trs Py	/	
FG-18-129	CAEXD603009	AMQ18-1699	119,7	121	V4A		Wta1	Komatiite altérée, Alt. Chl-car forte et faible en Talc, traces sulfures dans les veines de talc-chl-carb (pyrite et autre argenté)	/	Trs sulfures	?						
FG-18-35	CAEXD591508	AMQ17-1577	95,5	97	S9E		Wta1	BIF, roche litée, alternance de lits noirs à biotite-grt et de lit vert amp-chl-carb, Po. autour de 15% en veinettes et finement diss. Aussi ass. avec grenat	/	10-15% (veinules +diss)	/						
FG-18-36	CAEXD591509	AMQ17-1577	97	97,5	S9E	S9E/S9D	Wta1	BIF, Roche litée, alternance de lits noirs à biotite-grt et de lit vert amp-chl-carb, Po. autour de 10-15%	/	10-15%	/						
FG-18-45	CAEXD592852	AMQ17-1594	25,5	26,6	S3		Wta1	Greywacke, roche grise	/	/	/						
FG-18-46	CAEXD592855	AMQ17-1594	27,6	28,6	S9E	S9E/S9D	Wta1	BIF, roche litée, Alt Chl-Amp-Bio forte Alt Carb faible, présence de grenat ass. Bio, Po. autour de 2-5% sous forme de veinilles avec Py. Et diss	/	2-5% (veinules, ass.Py)	/	Trs	3-5%	Trs	Trs Nick	/	
FG-18-47	CAEXD592857	AMQ17-1594	29,6	30,6	S9E		Wta1	BIF, roche litée. Ass Métam Bio-Grenat en alternance avec Amp-Chl-Stp-carb, Po. autour de 5% en stringer	/	5% (stgr)	/						
FG-18-51	CAEXD594376	AMQ17-1588	111,3	112,4	S9E		Wta1	BIF, Fortement Alt. Chl-Carb-Amp, présence de grenat, Po. autour de 5 à 10% en patch ass. avec grenat	/	5-10% (amas, ass Grt)	/						
FG-18-52	CAEXD594384	AMQ17-1588	119,7	121,2	S9D		Wta1	BIF, Alt Amp-Chl-Stp et Grt, Po. autour de 5% en patch et diss	/	5%	/						
FG-18-55	CAEXD592706	AMQ17-1585	142,5	143,5	S9E	S9E/S9D	Wta1	BIF, Roche litée traversée par des veines de Qtz, Alt. Amp-Chl-Stp-Carb, présence de Grenat-Bio, Po. entre 1-3% localement ass. bande Amp/Carb ou veines de Qtz	/	1-3%	/	Trs	Trs	Trs (maj)	Trs Nick	/	
FG-18-56	CAEXD592715	AMQ17-1585	149,5	150,5	S9E	S9E/S9D	Wta1	BIF, Ass Bio-Grenat et Alt. Amp-Chl-Stp-Carb, veines de quartz centimétrique, Po. faible <0.5%	/	<1%	/						
FG-18-59	CAEXD594786	AMQ17-1601	135,5	137	S9D	S9D/S9E	Wta1	BIF, Alt. Amp-Chl-Stp, présence Grenat, Po. entre 5-10% en stringer	/	5-10% (stgr)	/						
FG-18-63	CAEXD593360	AMQ17-1614	136	137,5	S9E		Wta1	BIF, roche litée et déformée, Ass Biotite-Grenat, Alt Amp-Chl-Carb faible à modéré, Po. jusqu'à 10% en stringer et environ 1% diss.	/	5-10% (stgr) 1% (diss)	/						
FG-18-64	CAEXD593364	AMQ17-1614	140,5	142	S9E		Wta1	BIF, Ass Bio-Grenat, Alt. Amp-Chl-Carb forte, Po. 2-5% en stringer, localement 25% semi-massive sur 20cm	/	25% (sm, local) 2-5% (stgr)	/						
FG-18-65	CAEXD593367	AMQ17-1614	142,8	144,3	S9D	S9D/V4A	Wta1	BIF, Ass. Bio-grenat, Alt Amp-Bio et Alt Carb-Talc avec Mgt/oxyde de fer, pas de sulfures visibles	/	/	/						
FG-18-68	CAEXD600356	AMQ18-1646	52,1	53,6	S9E	S9E/S9D	Wta1	BIF, Alt. Amp-Chl-Carb-Stp, Po. En traces (<1%) avec grenat principalement, VG dans un grenat ?	/	<1%	/	/	2-3%	Trs	Trs Py Trs Nick	/	
FG-18-74	CAEXD601484	AMQ18-1651A	165	166,5	S9E		Wta1	BIF, Alt Amp-Chl, présence Grt, Alt Carb faible en patch, Po. entre 5 à 10%,	/	5-10%	/						
FG-18-75	CAEXD601489	AMQ18-1651A	170,4	171,3	S9E		Wta1	BIF, Alt. Amp-Chl, présence de Grt, Po. semi massive (30%) avec 5-10% diss. et strg.	/	30% (sm) 5-10% (stgr et diss.)	/	Trs	30-40%	/	Trs Py	Nbreux grains d'or sur bordures de plages irr. de Po et libérés des sulfures	
FG-18-83	CAEXD601102	AMQ18-1652	69,8	71	S9E		Wta1	BIF, Alt Amp-Chl-Stp, Présence de Bio, Po. 5-10%	/	5-10%	/						
FG-18-84	CAEXD601109	AMQ18-1652	75,5	76,5	S9E		Wta1	BIF, Alt. Amp-Chl-Stp/Bio(?), présence de Grt, Po. diss environ 5-10? Ass. Py	/	5-10% (ass.Py)	/						
FG-18-85	CAEXD601116	AMQ18-1652	79,6	80,5	S9E		Wta1	BIF, Alt. Amp-Chl-Bio, Po. Environ 2% diss ass. avec Py, bcp de points argentés (gersdorffite et arsénopyrite ?)	/	2% (diss. avec Py)	?	Trs	5-10 %	/	5-10% Py Trs Pent	1 grain d'or dans Apy (Gers ?)	

# Zone Wtb

N° échantillon	N° échantillon CAEXD	N° forage	Métrage		Lithologie	LITHO_MODIF	Zone minéralisée	Description macroscopique	Observations macroscopiques			Observations microscopiques				
			De	À					% Apy	% Po / (% Py)	% Gers	% Apy	% Po	% Gers	Autres	Distribution Or
FG-18-01/FG-18-119	CAEXD605435	AMQ18-1686	72,5	74	V4A		Wtb	Komatiite altérée, homogène, Alt.Talc-Serp-carb typique, présence d'oxyde de fer (magnétite ?), pas de sulfures	/	/	/	/	/	Trs	Trs Cpy Trs Pent-Py	/
FG-18-105	CAEXD601819	AMQ18-1676	45,6	47	V4A		Wtb	Komatiite altérée, bleuté, massive, alt. en talc-carb-chl dans la masse principalement, qql veinules de talc-carb-chl, pas de sulfures visibles	/	/	/					
FG-18-111	CAEXD603529	AMQ18-1680	100,6	102,1	S9E		Wtb	BIF, roche verdâtre à noire en raison d'une forte alt. en biotite, alt.chl-stp, Po. en amas, veinettes et diss avec Py ass. (2-3%)	/	2-3% (amas, avec Py)	/					
FG-18-112	CAEXD603531	AMQ18-1680	102,1	103,3	V4A		Wtb	Komatiite altérée, transitionnelle vers BIF, situé juste avant, ce qui explique l'aspect légèrement folié, qql traces de Po, qql point brillant argenté (gersdorffite?), alt chl-talc-stp-amp, localement 1-5% d'oxyde de fer	/	Trs Po	?	/	0,5-1%	0,5-1%	Trs Nick	/
FG-18-115	CAEXD606051	AMQ18-1683	29,6	30,8	S9E		Wtb	BIF, roche verdâtre à noire, homogène, alt carb-amp-chl et présence de magnétite (?), environ 3-5% Po. en amas ass. le plus svt aux carb., 5 à 10% de veines de carb	/	3-5% (amas)	/	1-2%	10-15%	/	Trs Cpy	Grain d'or dans grain Apy, à prox. Po
FG-18-120	CAEXD606189	AMQ18-1690	93	94,5	V4A		Wtb	Komatiite altérée, légère foliation (transitionnel vers BIF ?), alt. talc-carb-chl modéré ( veinules et dans la masse ), présence faible de Mgt/oxyde de fer (3 à 5%), traces pyrite (<1%) et qql points brillants argentés (gersdorffite ?)	/	Trs Py	?	/	/	/	Trs Py	/
FG-18-124	CAEXD604524	AMQ18-1694	167	168	S9D		Wtb	BIF,Alt. Chl-Amp-Bio modéré, forte altération en carbonates, pas de sulfures visibles, qql grains très petit argentés ( gersdorffite ?)	/	/	?					
FG-18-125	CAEXD604527	AMQ18-1694	169,4	170,4	V4A		Wtb	Komatiite altérée, transitionnel vers BIF ?, Alt. Amp-Chl carb modéré et présence de biotite et de talc en petite quantité, Po-Py en traces (<1%), grains argentés brillant (gersdorffite ?)	/	Trs Po-Py	?					
FG-18-37	CAEXD591525	AMQ17-1577	111,7	112,7	S9E		Wtb	BIF, roche litée et déformée, Alt. Amp-Chl-stp modéré à fort, présence de Tlc au contact V4A, Po. autour de 10-15% en stgr avec tr. Py.	/	10-15% (stgr, avec Py)	/					
FG-18-38	CAEXD591527	AMQ17-1577	112,7	114,2	V4A		Wtb	Komatiite altérée, roche litée inhabituelle pour V4A, transition avec S9E, Alt, Talc-Serp-Carb-Chlc forte, pas de sulfures visibles	/	/	/					
FG-18-39	CAEXD591528	AMQ17-1577	114,2	115,5	V4A		Wtb	Komatiite altérée, Alt. Talc-Serp-Carb, plus riche en carb que FG-18-39, Tr. Py, Qql point brillants (gersdorffite?)	/	Trs Py	?					
FG-18-40	CAEXD591529	AMQ17-1577	115,5	116,3	V4A		Wtb	Komatiite altérée, Alt. Talc-Serp-Carb, Po. diss (environ 1%)	/	1% (diss)	/					
FG-18-41	CAEXD591531	AMQ17-1577	116,3	117,8	S9E		Wtb	BIF, Légèrement litée et déformée, Alt Amp-Chl-Stp, Po. autour de 15% (majorité en stringer avec VG et mineur diss., Tr Asp ?	?	10-15% (stgr+ diss)	/	/	2-3%	/	Trs Cpy Trs Pent	/
FG-18-50	CAEXD592887	AMQ17-1594	52,4	53,2	S9E	S9E/S9D	Wtb	BIF, Alt Bio-Chl-Amp, qql point microscopique argentés ( gersdorffite ? arsénopyrite)	?	/	?	/	/	1%	/	/
FG-18-53	CAEXD594400	AMQ17-1588	137,6	138,6	S9D		Wtb	BIF, Alt Amp-Chl-carb-stp et Bio, au contact avec V44, fin de l'intervalle plus zone de transition, qql point argentés <1% ( gersdorffite et/ou pyrrhotite et/ou pyrite)	/	?	?					
FG-18-57	CAEXD592727	AMQ17-1585	159	159,7	S9E	V4A/S9D	Wtb	BIF, Alt Amp-Stp- Carb et Talc-serp-talc, petit intervalle de V4a dans l'échantillon, Qqly oxyde de fer/Mgt	/	/	/					
FG-18-58	CAEXD592730	AMQ17-1585	162,2	163,7	V4A		Wtb	Komatiite altérée, roche litée inhabituelle pour V4a car proche BIF, Alt Talc-serp-Carb, pas de sulfures visibles	/	/	/					
FG-18-60	CAEXD594800	AMQ17-1601	150	151	V4A		Wtb	Komatiite altérée, Alt Talc-serp-carb avec en plus veinule carb traversant, Veines de Qtz-carb, Oxyde de fer/Mgt ass. avec Carb en patch dans la masse, Tr Po-Py (<1% aux cassures)	/	<1% (ass.Py)	/	Trs	1%	Trs	/	1 grain d'or dans Apy, ass. à Po
FG-18-61	CAEXD594801	AMQ17-1601	151	152,1	V4A		Wtb	Komatiite altérée, roche litée inhabituelle pour V4A, zone de transition avec S9D, Alt Bio-Carb-Talc-Serp, Po. autour de 1%	/	1%	/					
FG-18-67	CAEXD593392	AMQ17-1614	169	170,2	V4A		Wtb	Komatiite altérée, Alt. Talc-Serpentine-Carb, Veinules de Talc- Carb-Chl, présence d'oxyde de fer/Mgt	/	/	/					
FG-18-68-A	CAEXD593395	AMQ17-1614	172	173,5	S9E	S9E/S9D	Wtb	BIF, aspect transitionnel vers V4A, Alt Carb-Talc-Serp et Alt Bio-Amp, Présence oxyde de fer/mgt dans zone alt carb-amp-qtz, quelques points brillant argentés (gersdorffite?)	/	/	?					
FG-18-72	CAEXD601358	AMQ18-1650A	82,5	83,5	S9E		Wtb	BIF, aspect transitionnel car situé entre V4A, Alt Chl-Amp-Stp, Alt Talc-serp ?, Po. 2-3% diss ( localement 5%)	/	2-3% (diss)	/					
FG-18-73	CAEXD601362	AMQ18-1650A	85,5	86,5	S9E		Wtb	BIF, Alt Bio-Chl-Stp, Stringer de Po-Py 15% ( maj Py)	/	15% Py (ass. Po)	/					
FG-18-86	CAEXD601133	AMQ18-1652	97,5	99	V4A		Wtb	Komatiite altérée, Alt. Talc-Serp-Carb, Veinule de Talc- Carb, Oxyde de fer/Magnétite dans la masse ass. avec Carb, pas de sulfures visibles	/	/	/					
FG-18-89	CAEXD604062	AMQ18-1654	139,9	141,2	S9E	S9E/S9D	Wtb	BIF, intervalle mineur dans V4A donc Alt. Talc-Serp-Carb, Ass Bio-Amp ( BIF), Po. Environ 1% diss.	/	1% (diss)	/	/	/	Trs	Trs Nick	Grains d'or dans grains de gersdorffite (vu 2)

# Zone LG

N° échantillon	N° échantillon CAEXD	N° forage	Métrage		Lithologie	LITHO_MODIF	Zone minéralisée	Description macroscopique	Observations macroscopiques			Observations microscopiques				
			De	À					% Apy	% Po / (% Py)	% Gers	% Apy	% Po	% Gers	Autres	Distribution Or
FG-18-02/FG-18-03	CAEXD605428	AMQ18-1686	65,3	66,8	S9E		LG	BIF intercalé dans komatiite, Po diss. & Po-Py stringer (2-5%), Aspy (?), riche en As (2280 ppm), Grt	/	2-7% Trs Py	?	Trs	20-25%	/	/	/
FG-18-04	CAEXD605442	AMQ18-1686	81,7	83,1	V4A		LG	Komatiite altérée, Quelques veinules de Carb., pas de sulfures visibles	/	/	/					
FG-18-05	CAEXD605427	AMQ18-1686	63,9	65,3	V4A		LG	Komatiite altérée, Alt. Talc-Serp-carb, Pas de sulfures visibles	/	/	/					
FG-18-101	CAEXD605497	AMQ18-1672	59	60,5	V4A		LG	Komatiite altérée, homogène, environ 3% de veinules talc-chlorite-carbonates, oxyde de fer diss., Quelques points brillants argentés (gersdorffite?)	/		?					
FG-18-103	CAEXD601808	AMQ18-1676	35	36,5	S9D		LG	BIF, roche verdâtre à brun, folié, alternance de lits de chl-stp-bio, quelques grenats, 3-4% veines de carb-amp, pas de sulfures observés	/	/	/					
FG-18-104	CAEXD601810	AMQ18-1676	38	39	S9D		LG	BIF, roche verte, homogène et massive, légèrement foliée, lits de stp-chl-amp, environ 1% de veinules mm de calcite, pas de sulfures visibles	/	/	/	/	Trs	Trs	Trs Pent Trs Cpy Trs Nick	/
FG-18-113	CAEXD603543	AMQ18-1680	118	119,5	V4A		LG	Komatiite altérée roche grise massive et homogène, forte altération en talc/serpentine et modéré en chl-carb, pas de sulfures visibles	/	/	/					
FG-18-114	CAEXD606043	AMQ18-1683	24	24,9	V4A		LG	Komatiite altérée, homogène, alt. talc-carb et environ 3% Mgt en grains diss. dans la masse, pas de sulfures visibles	/	/	/	/	/	Trs	Trs Nick	/
FG-18-116	CAEXD606063	AMQ18-1683	43,5	45	V4A		LG	Komatiite altérée, roche grise, alt carb-talc-serp, 3 à 5% veinettes de carb (maj. Calcite), pas de sulfures visibles, qql points brillant (gersdorffite ?)	/	/	?					
FG-18-123	CAEXD604496	AMQ18-1694	136,5	138	S9D		LG	BIF, Alt. Chl-Bt modéré, Qql grenat ass. avec bandes biotite, Apy (? < autour de 1%) et/ou gersdorffite ( qql points brillants argentés), Traces Po-Py	?	Trs Po-Py	?					
FG-18-43	CAEXD591549	AMQ17-1577	133,5	135	V4A		LG	Komatiite altérée, Alt. Talc-Serp-Carb, Présence oxyde de fer/Mgt avec carb, qql veinule de Qtz/carb, Tr. Py (<0.1), Qql pts argentés (gersdorffite ?)	/	Trs Py	?					
FG-18-44	CAEXD591551	AMQ17-1577	136,5	138	V4A		LG	Komatiite altérée, Alt. Talc-Serp, Carb en patch dans la matrice ou ss. Forme veinettes, pas de sulfures visibles, qql points argentés (gersdorffite ?, <0.5%)	/	/	?					
FG-18-48	CAEXD592867	AMQ17-1594	37,7	38,6	S9E	S9E/S9D	LG	BIF, Ass Bio-Grenat avec remplacement Amp-Chl-Carb, Po. autour de 1-2% diss et ass grenat, Py. 2-3%	/	1-2% ass. 2-3% Py	/					
FG-18-49	CAEXD592873	AMQ17-1594	43,2	44,2	V4A		LG	Komatiite altérée, Alt. Talc-serp-carb et Biotite modéré à forte, qql point argentés (gersdorffite ?)	/	/	?					
FG-18-66	CAEXD593387	AMQ17-1614	163,5	165	V4A		LG	Komatiite altérée, Alt Talc-Serpentine-Carb, Veinule de Qtz-carb, pas de sulfures visibles	/	/	/	/	/	<1%	Trs Nick	/
FG-18-71	CAEXD601347	AMQ18-1650A	68,5	70	V4A		LG	Komatiite altérée, Alt, Talc-Sepr-Carb, Veinules de carb-chlt-talc, pas de minéralisation	/	/	/					
FG-18-76	CAEXD601508	AMQ18-1651A	187	188	S9D		LG	BIF, Ass Bio-Grenat, Alt Amp-Chl, veinettes de qtz-carb millimétrique, Po. 2-3% diss.	/	2-3% (diss)	/					
FG-18-77	CAEXD601522	AMQ18-1651A	200,1	201	S9E		LG	BIF, Ass Bio-Grt, Alt. Amp-Chl-Stp, Po. Jusqu'à 10-15% en strg et 5% diss	/	10-15 % (stgr) 5% (diss)	/					
FG-18-78	CAEXD601530	AMQ18-1651A	208,5	210	V4A		LG	Komatiite altérée, Alt. Talc-Serp-Carb, Présence de Mgt/oxyde de fer dans matrice, traversé par veinule de Talc-chl-carb, quelques points brillant argentés (gersdorffite ?)	/	/	?	/	/	Trs	/	/
FG-18-87	CAEXD601148	AMQ18-1652	114,5	116	V4A		LG	Komatiite altérée, Alt. Talc-Serpentine-Carb, Veinule Carb, qql grains oxyde de fer, pas de sulfures visibles	/	/	/					
FG-18-90	CAEXD604071	AMQ18-1654	148,5	150	V4A		LG	Komatiite altérée, légèrement litée, aspect plus similaire au BIF, aspect transitionnel, Ass. Bio-Amp, Alt Talc-Serpt-Carb, pas de sulfures visibles	/	/	/					
FG-18-94	CAEXD600919	AMQ18-1664	46	47,5	V4A		LG	Komatiite altérée, Alt. Talc-Carb-Serp, Veinule de Talc-Carb, Oxyde de fer ass. ou à proximité des veinules de Carb, pas de sulfures visibles	/	/	/	/	Trs	Trs	Trs Pent-Viol-Ullm	/
FG-18-95	CAEXD600939	AMQ18-1664	68,5	70	V4A		LG	Komatiite altérée, Alt. Talc-Serp-Carb, carbonates en patch dans la matrice ou en veinettes, pas de sulfures visibles	/	/	/					
FG-18-97	CAEXD604359	AMQ18-1668	72	73,5	V4A		LG	Komatiite altérée, Alt. Carb-Talc-Serp riche en carb, veinule Carb-Talc, quelques oxyde de fer, pas de sulfures visibles	/	/	/	/	/	/	/	/
FG-18-98	CAEXD604377	AMQ18-1668	93,1	94,5	V4A		LG	Komatiite altérée, Alt Talc-serp-carb, présence d'oxyde de fer dans la masse, pas de sulfures visibles	/	/	/					

# Roche stérile

N° échantillon	N° échantillon CAEXD	N° forage	Métrage		Lithologie	LITHO_MODIF	Zone minéralisée	Description macroscopique	Observations macroscopiques			Observations microscopiques				
			De	À					% Apy	% Po / (% Py)	% Gers	% Apy	% Po	% Gers	Autres	Distribution Or
FG-18-09	CAEXD597927	AMQ16-629A	95	96	V4A		Waste	Komatiite altérée, Alt. Talc-Serp-carb typique, pas de sulfures visibles	/	/	/					
FG-18-10	CAEXD597926	AMQ16-629A	77	78	V4A		Waste	Komatiite altérée, Alt. Talc-Serp-carb typique, pas de sulfures visibles, Veine Qtz-Mgt-Chl	/	/	/					
FG-18-11	CAEXD597928	AMQ15-184	40	41	V4A		Waste	Komatiite altéré, teinte jaunâtre (altération ?), Alt. Talc-Serp-carb	/	/	/					
FG-18-12	CAEXD597929	AMQ15-184	75	76	V4A		Waste	Komatiite altérée, Alt. Talc-Serp-carb faible, roche fracturée, Tr. Py, Tr gersdorffite (?)	/	/	?					
FG-18-13	CAEXD597930	AMQ15-184	109	110	V4A		Waste	Komatiite altérée, Alt. Talc-Serp-carb typique, pas de sulfures visibles	/	/	/	/	/	Trs	Trs Nick	
FG-18-14	CAEXD597931	AMQ15-184	181	182	V4A		Waste	Komatiite altérée, Alt. Talc-Serp-carb typique, Veinules Qtz-Carb, Tr. Sulfures (<1%)	/	Trs sulfures	/					
FG-18-15/FG-18-16	CAEXD340247	AMQ15-184	139	140,5	V4A		Waste	/								
FG-18-17	CAEXD340254	AMQ15-184	146,5	148	V4A		Waste	/								
FG-18-18	CAEXD421214	AMQ16-629A	22,5	24	V4A		Waste	Komatiite altérée, Alt. Talc-Serp-carb typique, riche en Carb (dolomite & ankérite, car ne réagit pas HCl), pas de sulfures visibles	/	/	/					
FG-18-19	CAEXD597932	AMQ16-749	127	128	V4A		Waste	Komatiite altérée, Alt. Talc-Serp-carb typique, Veinule calcite-dolomite (réagit faiblement à l'HCl), Veinules Qtz-Mgt, pas de sulfures visibles	/	/	/	/	/	/	Trs Cpy	
FG-18-20	CAEXD597933	AMQ16-749	140	141	V4A		Waste	Komatiite altérée, Alt. Talc-Serp-carb typique, Grains très fin argentés (gersdorffite ?)	/	/	?					
FG-18-21	CAEXD597934	AMQ16-749	153	154	V4A		Waste	Komatiite altérée, Alt. Talc-Serp-carb typique, Veinules de Qtz, zone à biotite-chl (?), pas de sulfures visibles	/	/	/					
FG-18-22	CAEXD597935	AMQ16-749	166	167	V4A		Waste	Komatiite altérée, Alt. Talc-Serp-carb typique, altération en carbonates sous forme tacheté ou en veinules, pas de sulfures visibles	/	/	/	/	/	Trs	/	
FG-18-23	CAEXD394750	AMQ15-486	22,5	24	S3		Waste	Greywacke, roche homogène, matrice riche en séricite-carbonates, Traces sulfures (<<1%)	/	Trs sulfures	/					
FG-18-24	CAEXD597936	AMQ15-486	56	57	S3		Waste	Greywacke, roche homogène, matrice riche en séricite-carbonates, Traces sulfures (<<1%)	/	Trs sulfures	/	/	/	/	/	
FG-18-25	CAEXD394790	AMQ15-486	88,5	90	S3		Waste	Greywacke, roche homogène, matrice riche en séricite-carbonates, Traces sulfures (<<1%)	/	Trs sulfures	/					
FG-18-26	CAEXD394824	AMQ15-486	123	124,5	S3		Waste	Greywacke, roche homogène, matrice riche en séricite-carbonates, veinule Qtz-carb, Traces sulfures (<<1%)	/	Trs sulfures	/					
FG-18-27	CAEXD394855	AMQ15-486	156	157	S3		Waste	Greywacke, roche homogène, matrice riche en séricite-carbonates, Traces Po-Py diss. et en veinettes dans Qtz-Carb (<1%)	/	Trs Po-Py	/					
FG-18-28	CAEXD597937	AMQ17-1160	15	16	V4A		Waste	Komatiite altérée, Alt. Talc-Serp-carb typique, Carb en patch et veinules, présence oxyde de fer, pas de sulfures visibles	/	/	/					
FG-18-29	CAEXD508024	AMQ17-1160	28	29,4	V4A		Waste	Komatiite altérée, Alt. Talc-Serp-carb typique, Quelques points argentés (gersdorffite ?)	/	/	?					
FG-18-30	CAEXD508044	AMQ17-1160	45	46	S9D		Waste	BIF, Amp-Chl-Gr pervasive traversé par veinules/patch de amp-carb, Po diss/patchy (3-5%)	/	3-5% (diss+amas)	/					
FG-18-31	CAEXD508063	AMQ17-1160	61	62	S9D	S9D/V4A	Waste	BIF, Transitionnelle V4A ( début intervalle V4A à 62m), Alt. Amp-Chl faible, présence de grenat, Mgt/oxyde de fer ( en veinlette), pas de sulfures visibles	/	/	/					
FG-18-32	CAEXD597938	AMQ17-1160	77	78	V4A		Waste	Komatiite altérée, roche bleuté, massive avec veinules de Qtz- Carb, Alt Talc-serpentine-Carb, pas de sulfures visibles	/	/	/					
FG-18-33	CAEXD421234	AMQ16-629A	41	42	S9D		Waste	BIF, texture fluidale, Alt. Amp-carb et presence de Mgt, pas de sulfures visibles	/	/	/					
FG-18-34	CAEXD421255	AMQ16-629A	59	60	S9D	S9D/V4A	Waste	BIF, roche verdâtre à noir, Alt.Amp-Carb-stp, épidote ?, présence de Mgt/oxyde de fer, veinule de carbonates, pas de sulfures visibles, qql paillettes brillantes ass. carb-amp-mgt/oxyde de fer	/	/	/					

## ANNEXE 4 : Limites de détection au LA-ICP-MS

	Isotope	unité	Limite de détection (ppm)	Déviaton standard
Al	27	ppm	14,10	302,88
Si	28	ppm	7 168	159 504
Si	29	ppm	9 660	215 046
S	33	ppm	48 052	972 820
S	34	ppm	19 802	413 210
Ca	44	ppm	613	13 534
Ti	47	ppm	4,94	113,57
Ti	49	ppm	22,30	529,70
V	51	ppm	0,99	26,77
Cr	52	ppm	16,61	369,44
Cr	53	ppm	11,75	270,00
Mn	55	ppm	21,26	425,24
Fe	57	ppm	93,23	2 303,33
Co	59	ppm	0,16	2,51
Ni	60	ppm	10,46	200,67
Ni	61	ppm	10,60	304,09
Cu	65	ppm	6,28	141,27
Zn	66	ppm	19,75	458,01
Ga	71	ppm	0,09	3,56
Ge	72	ppm	6,34	123,98
As	75	ppm	77,53	1 109,07

	Isotope	unité	Limite de détection (ppm)	Déviaton standard
Se	82	ppm	107,51	2 247,00
Zr	90	ppm	0,01	0,16
Zr	91	ppm	0,02	0,52
Mo	95	ppm	0,02	0,24
Mo	96	ppm	0,03	1,40
Pd	105	ppm	0,02	0,51
Ag	107	ppm	0,07	2,82
Pd	108	ppm	0,09	2,74
Cd	111	ppm	3,70	91,40
In	115	ppm	0,18	3,75
Sn	118	ppm	3,38	74,56
Sb	121	ppm	0,51	139,78
Te	125	ppm	0,75	39,92
Te	126	ppm	4,77	148,48
Ba	138	ppm	0,02	0,31
W	182	ppm	0,01	1,20
Au	197	ppm	0,04	1,24
Hg	202	ppm	8,82	182,84
Tl	205	ppm	0,01	0,60
Pb	208	ppm	0,19	6,91
Bi	209	ppm	0,15	2,77

## **ANNEXE 5 : Matériels supplémentaires**

1. **Protocoles expérimentaux** : test SFE, test SPLP, test NAG, test PN-PA et test de micro-cyanuration

2. **Fiches de description des lames minces**

3. **Fichier Excel présentant** : - Résultats analyses au MEB

- Résultats des analyses à la microsonde

- Résultats des tests carbone/soufre

- Résultats du test géométallurgique – paramètres du test micro-cyanuration

- Résultats du test géométallurgique - récupération aurifère

- Résultats du test PN-PA

- Résultats du test NAG

- Résultats des analyses de lixiviats SFE

- Résultats des analyses de lixiviats SPLP



