1 RÉSUMÉ

1.1 Introduction

Troilus Gold Corporation (Troilus) est une société d'exploration canadienne dont le siège social est situé à Montréal, au Canada. La propriété aurifère Troilus (la « propriété ») est divisée en deux projets : le projet aurifère Troilus (le « projet »), qui couvre l'ancienne mine Troilus, et le projet Troilus Frotêt. Les droits miniers sur la propriété couvrent une superficie totale d'environ 44 124,88 ha. Sur cette superficie totale, 7 242 ha sont détenus à 50 % par Troilus et à 50 % par Argonaut Gold dans le cadre d'un accord de coentreprise (JV), les droits miniers restants étant détenus à 100 % par Troilus.

La mine Troilus était à l'origine une exploitation à ciel ouvert qui a produit de l'or, du cuivre et de l'argent de manière continue de novembre 1996 à avril 2009. La mine Troilus a produit plus de 2 millions d'onces d'or et environ 70 000 tonnes de cuivre. Après la fermeture de la mine en 2009, l'usine de traitement de 20 000 tonnes par jour a traité des stocks à faible teneur jusqu'à la fin juin 2010. Par la suite, l'usine a été vendue et expédiée au Mexique, et les principales installations du camp ont été démantelées à la fin de 2010. Une partie importante de l'infrastructure du site a été laissée en place après la fermeture de la mine et la cession de certains actifs clés.

Le présent rapport technique (le « rapport ») a été préparé pour le compte de Troilus par AGP Mining Consultants Inc. (AGP). Le rapport a pour objectif de présenter les résultats des réserves minérales des quatre principaux gisements du projet aurifère Troilus . Ce rapport a été préparé conformément à la norme canadienne de divulgation 43-101 (NI 43-101) et aux exigences du formulaire 43-101 F1.

La date d'entrée en vigueur des réserves minérales pour ce rapport est le 15 janvier 2024.

1.2 Emplacement et propriété

Le projet Troilus est situé dans le centre du Québec, à environ 170 km au nord de Chibougamau. Les droits miniers sur la propriété couvrent une superficie totale d'environ 44 124,88 ha. Sur cette superficie totale, 7 242 ha sont détenus à 50 % par Troilus et à 50 % par Argonaut Gold dans le cadre d'un accord de coentreprise (JV), le reste des droits miniers étant détenus à 100 % par Troilus.

Les droits miniers du projet aurifère Troilus comprennent un bail minier unique et 293 titres miniers, totalisant 16 185,09 hectares. Les droits miniers du projet Troilus Frotêt comprennent 520 titres miniers, totalisant 27 939,79 hectares. Tous les droits miniers sont en règle.

1.3 Accessibilité, ressources locales, infrastructures et climat

Le projet Troilus est facilement accessible par la route depuis Chibougamau, au Québec, par la route 167 et la route du Nord, qui commence à environ 18 km au nord-est de Chibougamou. La Route du Nord est une route en terre battue entretenue et praticable en toutes saisons, ouverte toute l'année. Le site du projet suit la Route du Nord sur environ 108 km, puis bifurque vers l'est sur la route de la mine Troilus sur environ 44 km. Le trajet dure généralement 2 heures.

La région où se trouve la propriété bénéficie d'un climat subarctique continental caractérisé par des hivers longs et froids et des étés courts et doux. Les activités d'exploration et d'exploitation minière peuvent être menées toute l'année.

La ville la plus proche de la propriété est Mistissini, une communauté crie située à environ 90 km au sud-est du site. Chibougamau, avec une population d'environ 7 500 habitants (estimation de 2016), est la plus grande ville du Nord-du-Québec et offre la plupart des services, des fournitures et du carburant nécessaires au projet. Chibougamau est une ville minière bien établie qui dispose d'infrastructures locales et de services bien développés, ainsi que d'une main-d'œuvre qualifiée dans le secteur minier. La propriété est reliée au réseau hydroélectrique provincial par une ligne électrique de 137 km et 161 kV. L'eau est abondante sur la propriété et disponible pour les activités d'exploration. Troilus dispose d'un campement de 80 personnes (hébergement et cuisine), comprenant, sans s'y limiter : des bâtiments permanents et semi-permanents pour l'administration, l'exploration, la diagraphie et l'échantillonnage ; un garage ; une station de transformation électrique ; une usine de traitement des résidus, etc.

1.4 Historique

Avant 1985, la zone du projet a fait l'objet d'explorations régionales par Falconbridge Ltd. (aujourd'hui Glencore) et Selco Mining Corp. Le gouvernement du Québec a également mené une étude aérienne sur une grande partie de la partie est de la ceinture Frotêt-Evans.

En 1987, la minéralisation dans la zone du projet a été découverte par Kerr Addison et, en 1993, une étude de faisabilité positive a été publiée. La mine a commencé la production commerciale en octobre 1996 et a fonctionné sans interruption jusqu'en avril 2009, tandis que l'usine a continué à traiter les stocks jusqu'au 29 juin 2010.

De 1995 à 2010, environ 69,6 millions de tonnes (Mt) de minerai titrant en moyenne 1,00 g/t d'or et 0,10 % de cuivre ont été extraites et 7,6 Mt de minéralisation à plus faible teneur ont été stockées. Au total, environ 230,4 Mt ont été excavées, dont 18,4 Mt de morts-terrains et 134,7 Mt de stériles.

1.5 Géologie et minéralisation

Le gisement aurifère Troilus est situé dans le segment oriental de la ceinture de roches vertes Frotêt-Evans (FEGB), dans la sous-province d'Opatica, dans la province du Québec. La FEGB est largement dominée par des basaltes tholéiitiques et magnésiens associés à des roches pyroclastiques felsiques et calc-alcalines intermédiaires, des coulées de lave et des couches ultramafiques locales. Des roches plutoniques gabbroïques à monzogranitiques syn- à post-déformations sont présentes dans toute la ceinture de roches vertes.

Les principales zones minéralisées de la propriété Troilus se trouvent autour des marges de la diorite Troilus et comprennent les zones Z87, J, X22 et SW. D'autres cibles importantes à proximité de ces zones comprennent : la continuité nord de la zone J, la zone Allongé ; la continuité nord-est de la zone SW, la zone Gap.

Troilus est principalement un gisement d'or et de cuivre, mais il contient également de faibles quantités d'argent, de zinc et de plomb, ainsi que des traces de bismuth, de tellure et de molybdène. La minéralisation aurifère et cuprifère du gisement Troilus se présente sous deux formes distinctes :

disséminée et filonienne. La minéralisation aurifère est spatialement corrélée à la présence de sulfures, même si la teneur en sulfures n'est pas directement corrélée à la teneur en or et en cuivre. La matrice de la brèche dioritique, la diorite et les dykes felsiques constituent les principales roches hôtes des intervalles minéralisés.

1.6 Gisement

Les zones minéralisées du projet Troilus sont connues sous le nom de gisements de type porphyrique archéen. D'autres interprétations des gisements incluent des gisements aurifères « orogéniques » superposés et contrôlés par la structure.

1.7 Exploration

Depuis la création de Troilus, les activités d'exploration se sont concentrées sur le développement des principales zones minéralisées : les zones Z87, J, X22 et SW. Troilus a également été active sur diverses cibles d'exploration le long de ces zones, au nord-est (Allongé, Carcajou), entre celles-ci (zone Gap) et au sud-ouest (Beyan, Cressida). Les cibles d'exploration régionales comprennent la cible Testard et les cibles Pallador et Rocket.

En 2018 et 2019, des travaux de cartographie et de prospection sur le terrain ont aidé l'équipe de Troilus à mieux comprendre les contrôles lithologiques et structuraux de la minéralisation aurifère sur l'ensemble de la propriété et ont confirmé le potentiel global d'extension des limites connues actuelles des principales zones minéralisées. En 2018, Troilus a retenu les services de SRK Consulting (Canada) Inc. (SRK) pour mener une étude géologique structurale sur le projet. L'étude s'est concentrée sur la géologie exposée dans la zone à ciel ouvert Z87 et la zone à ciel ouvert J.

En juin 2020, Troilus a achevé un programme préliminaire d'exploration sur le terrain en appliquant les modèles structuraux et géologiques régionaux aux zones situées le long du prolongement et au sud des gisements connus. En 2020 et 2021, Troilus a réalisé deux levés géophysiques magnétiques à haute résolution. Les premiers résultats ont conduit à la découverte de plusieurs zones d'intérêt qui ont fait l'objet d'une exploration active entre 2020 et 2023. Ces cibles comprennent : les cibles Beyan et Cressida, situées respectivement à environ 8 km et 14 km au sud-ouest et le long du prolongement de la zone SW du projet aurifère Troilus ; les cibles Testard et Freegold-Bullseye, situées à environ 10 km au sud de la zone SW ; et la cible Pallador, située à environ 35 km au sud de la mine Troilus.

Chacune de ces zones cibles a fait l'objet, à des degrés divers, de programmes de cartographie géologique et de prospection, de levés géophysiques au sol et de programmes de forage d'exploration.

1.8 Forage

Depuis 1986, plusieurs programmes de forage ont été réalisés sur la propriété par les anciens propriétaires. Aucun forage n'a été effectué sur la propriété entre 2008 et 2017, et les programmes de forage de Troilus ont été réalisés entre 2018 et 2023. La plupart des trous de forage réalisés en 2018 et 2019 visaient les zones Z87 et J en profondeur et le long du prolongement. Les premiers forages réalisés en 2019 ont conduit à la découverte de la zone SW, qui a été largement ciblée par les programmes de forage en 2021 et 2022.

La base de données des trous de forage de ressources contient 1 492 trous de forage de surface totalisant environ 449 168 m, principalement dans les zones Z87, J, X22 et SW, et comprend des trous de forage d'exploration et géotechniques.

AGP considère que les forages ont été réalisés conformément aux normes et aux meilleures pratiques de l'industrie, sans aucun aspect défavorable majeur susceptible d'avoir eu une incidence significative sur l'exactitude et la fiabilité de l'estimation des ressources.

1.9 Préparation, analyse et sécurité des échantillons

AGP a examiné le programme d'assurance qualité/contrôle qualité et estime qu'il est conforme aux pratiques courantes de l'industrie et aux lignes directrices sur les meilleures pratiques d'exploration du CIM. Le personnel de Troilus a pris toutes les mesures raisonnables pour s'assurer que l'analyse des échantillons est exacte et précise. AGP considère que les résultats d'analyse et la base de données sont acceptables pour l'estimation des ressources minérales.

AGP est d'avis que la préparation et les analyses sont satisfaisantes pour ce type de gisement et que la manipulation des échantillons et la chaîne de contrôle sont conformes ou supérieures aux normes de l'industrie.

1.10 Vérification des données

AGP a reçu la base de données contenant tous les trous de forage de la zone Z87, de la zone J, de la zone X22 et de la zone SW dans le cadre d'un projet Leapfrog qui comprenait, sans s'y limiter, les fichiers relatifs aux collets, aux levés, aux analyses et à la lithologie.

Une exportation de la base de données Geotic a été reçue pour la validation des données et l'examen de l'assurance qualité et du contrôle qualité. AGP a vérifié environ 7,5 % des données des programmes de forage 2021 et 2022 (environ 13 000 enregistrements sur 175 000) et a inclus les données des trois zones. Les valeurs d'analyse de l'or, du cuivre et de l'argent, ainsi que les valeurs de densité, ont été comparées aux certificats de laboratoire fournis à Troilus par ALS. Aucune erreur n'a été constatée.

AGP estime que la base de données est représentative et suffisante pour étayer les estimations des ressources des gisements Troilus. AGP est convaincue que les descriptions des carottes, les procédures d'échantillonnage et la saisie des données ont été effectuées conformément aux normes de l'industrie.

1.11 Traitement des minéraux et essais métallurgiques

Des échantillons récents provenant des fosses J, Southwest (SW), 87 et X22 ont été soumis à divers laboratoires d'essais métallurgiques afin d'étayer les études en cours. Les résultats sont les suivants :

- Les résultats des essais de dureté ont classé le minerai de Troilus comme compétent avec une valeur A x b de 26,0 au 15e percentile et de 29,8 au 50e percentile.
- L'indice d'abrasion de Bond, compris entre 0,2 et 0,4, indique que le minerai est modérément abrasif.
- L'indice de travail de concassage a été calculé à partir des données A x b et s'élève à 22,5 kWh/t.

- L'indice de travail du broyage à boulets est de 13,8 kWh/t au 85e percentile et de 12,1 kWh/t au 50e percentile.
- Les essais PILOTWAL HPGR en cycle fermé ont donné une valeur moyenne de m□dot de 270 t d'·⁵/m3· h à une force de pression nette de 3,33 N/mm2.
- Les taux de récupération gravitaire de l'or (Future) devraient être de 28,2 % pour J, 14,9 % pour SW, 26,2 % pour 87 et 28,2 % pour les zones X22.
- La taille optimale de broyage pour la flottation était de P80 75 µm pour le broyage primaire et de P80 20 µm pour le rebroyage.
- Un traitement supplémentaire (lixiviation) des résidus de flottation n'est pas nécessaire ni justifiable sur le plan économique en raison de la faible teneur des résidus de flottation.
- Sur la base d'une teneur en tête de la mine de 0,49 g Au/t, 1,00 g Ag/t et 0,06 % Cu, les taux de récupération suivants sont attendus :
  - 91,6 % Cu, 91,9 % Au et 86,6 % Ag pour la zone J
  - 89,9 % Cu, 87,4 % Au et 82,7 % Ag pour la zone SW
  - 91,8 % Cu, 94,7 % Au et 97,6 % Ag pour la zone 87
  - 94,5 % Cu, 93,1 % Au et 89,9 % Ag pour la zone X22
- La consommation de réactifs de flottation pour l'ensemble des zones est d'environ 56 g/t de KAX, 32 g/t de SPRI 206, 29 g/t d'émulsifiant et entre 100 et 400 g/t $_{de\ Na2SO3}$ comme dépresseur.

1.12 Ressources minérales

Les ressources minérales du projet comprennent les quatre principales zones minéralisées : les zones Z87, J, X22 et SW. Les ressources minérales ont été préparées et divulguées conformément aux définitions de l'Institut des minéraux, de l'exploitation minière et de la géologie du Canada (IMEC) pour les ressources minérales et les réserves minérales (2014). Le responsable qualifié chargé des estimations des ressources minérales est M. Paul Daigle, P.Geo., géo., géologue principal des ressources chez AGP. La date d'entrée en vigueur de ces ressources minérales est le 2 octobre 2023.

Les ressources minérales ont été préparées à partir de domaines minéralisés interprétés sur la base d'un équivalent or (AuEQ) supérieur à 0,3 g/t AuEQ dans chacune des quatre zones. Les modèles de blocs pour chaque gisement utilisent tous une matrice de blocs de 5 m x 5 m x 5 m et les teneurs en or, cuivre et argent ont été estimées à l'aide de la méthode d'interpolation par krigeage ordinaire sur des valeurs composites plafonnées. Le tableau 1-1 présente un résumé des ressources minérales du projet Troilus.

Tableau -11 : Ressources minérales du projet Troilus ; ressources exploitables à ciel ouvert, déclarées à une teneur de coupure de 0,3 % AuEQ.

		Teneur				Métal contenu		
Classe	Tonnes (Mt)	Au (g/t)	Cu (%)	Ag (g/t)	AuEQ (g/t)	Au (Moz)	Cu (Mlb)	Ag (Moz)
Toutes les zones								
Indiqué	508,2	0,57	0,07	1,09	0,69	9,32	729,46	17,79
Inferé	80,5	0,57	0,06	1,47	0,69	1,49	115,41	3,81

Remarques :

Les ressources minérales qui ne sont pas des réserves minérales n'ont pas démontré leur viabilité économique.

Des erreurs d'addition peuvent survenir en raison de l'arrondi.
Les ressources minérales à ciel ouvert sont déclarées dans des enveloppes optimisées.
La teneur limite à ciel ouvert est de 0,3 g/t AuEQ ; la teneur limite souterraine est de 0,9 % AuEQ.
Les équivalents AuEQ ont été calculés comme suit :

Zone Z87 AuEQ = teneur en Au + 1,5628 * teneur en Cu + 0,0128 * teneur en Ag
Zone J AuEQ = teneur en Au + 1,5107 * teneur en Cu + 0,0119 * teneur en Ag
Zone X22 AuEQ = teneur en Au + 1,5628 * teneur en Cu + 0,0128 * teneur en Ag
Zone SW AuEQ = teneur en Au + 1,6823 * teneur en Cu + 0,0124 * teneur en Ag

Les prix des métaux pour les formules AuEQ sont les suivants : 1 850 $ US/once d'or, 4,25 $ US/livre de cuivre et 23,00 $ US/once d'argent, avec un taux de change de 1,00 $ US pour 1,30 $ CA.
Les taux de récupération des métaux pour les formules AuEQ sont les suivants :

Zone Z87 95,5 % pour l'or, 94,7 % pour le cuivre et 98,2 % pour l'argent.
Zone J 93,1 % pour la récupération de l'or, 89,3 % pour la récupération du cuivre et 88,9 % pour la récupération de l'argent
Zone X22 95,5 % pour la récupération de l'or, 94,7 % pour la récupération du cuivre et 98,2 % pour la récupération de l'argent
Zone SW 85,7 % pour la récupération de l'or, 91,5 % pour la récupération du cuivre et 85,6 % pour la récupération de l'argent

Les teneurs maximales variaient entre 2,00 g/t Au et 35,00 g/t Au, entre 0,1 % Cu et 3,0 % Cu, et entre 4,50 g/t Ag et 55,00 g/t Ag, selon les analyses brutes.
La densité (à l'exclusion des morts-terrains et des remblais) varie entre 2,65 g/cm3 et 2,93 g/cm3 selon la lithologie de chaque zone.

AGP n'a connaissance d'aucune information non mentionnée dans le présent rapport qui pourrait affecter son interprétation ou ses conclusions concernant la propriété en question. AGP est tenue d'informer le public que la quantité et la teneur des ressources présumées déclarées dans cette estimation doivent être considérées comme conceptuelles et sont basées sur des preuves géologiques et des échantillonnages limités. Les preuves géologiques sont suffisantes pour suggérer, mais non pour vérifier, la teneur géologique ou la qualité de la continuité. Pour ces raisons, une ressource présumée a un niveau de confiance inférieur à celui d'une ressource indiquée. On peut raisonnablement s'attendre à ce que la plupart des ressources minérales présumées puissent être reclassées en ressources minérales indiquées grâce à la poursuite de l'exploration. L'arrondi des valeurs, conformément aux directives en matière de reporting, peut entraîner des différences apparentes entre les tonnes, la teneur et la teneur en métal.

Les ressources minérales qui ne sont pas des réserves minérales n'ont pas démontré leur viabilité économique.

1.13 Estimations des réserves minérales

Le projet Troilus est prévu pour être exploité à ciel ouvert à l'aide d'équipements miniers conventionnels. Tous les travaux sont basés sur les plans miniers générés par AGP.

Les coûts sont basés sur les principes fondamentaux de la constitution des coûts d'exploitation et d'investissement pour la durée de vie du projet, en tenant compte des devis actuels des fournisseurs pour les consommables et la maintenance. Les coûts d'investissement minier ont été basés sur les soumissions des fournisseurs.

Les réserves minérales du projet Troilus sont basées sur la conversion des ressources minérales mesurées et indiquées dans le plan minier actuel des mines à ciel ouvert J, 87, X22 et Southwest (SW). Ces trois modèles de ressources ne contiennent aucune ressource minérale mesurée, il n'y aura donc pas de réserves prouvées. Les ressources minérales indiquées sont converties directement en réserves probables. Les estimations ont été préparées sous la supervision de Willie Hamilton, ingénieur professionnel agréé (P.Eng.) chez AGP, une personne qualifiée au sens du règlement NI 43-101.

Les ressources minérales dans les zones souterraines situées sous les fosses ne sont pas non plus prises en compte dans les réserves minérales à l'heure actuelle.

Les réserves minérales totales du projet Troilus sont présentées en unités métriques dans le tableau 1-2.

Tableau1 -2 : Réserves prouvées et probables – 15 janvier 2024

Réserve Classe	Tonnage	Teneurs					Métal contenu				
	(Mt)	Au (g/t)	Cu (%)	Ag (g/t)	AuEq (g/t)	CuEq (	Au (Moz)	Cu (Mlb)	Ag (Moz)	AuEq (Moz)	CuEq (Blbs)
Prouvé	0	0,0	0,00	0,0	0	0,00	0,00	0	0,00	0,00	0,00
Probable	380	0,49	0,058	1,00	0,59	0,39	6,02	484	12,15	7,26	3,24
Prouvé et probable	**380**	**0,49**	**0,058**	**1,00**	**0,59**	**0,39**	**6,02**	**484**	**12,15**	**7,26**	**3,24**

Remarque : Cette estimation des réserves minérales a pour date d'effet le 15 janvier 2024 et est fondée sur l'estimation des ressources minérales datée du 2 octobre 2023 pour Troilus Gold par AGP Mining Consultants Inc. L'estimation des réserves minérales a été réalisée conformément à la norme NI 43-101 ( ) sous la supervision de Willie Hamilton, ingénieur professionnel agréé d'AGP, qui est une personne qualifiée au sens de la norme NI 43-101. Les réserves minérales sont indiquées dans les plans définitifs de la fosse, sur la base d'un prix de l'or de 1 550 $ US/oz, d'un prix de l'argent de 20,00 $ US/oz et d'un prix du cuivre de 3,50 $ US/lb. Un seuil de coupure NSR de 9,96 $ CA/t a été utilisé pour définir les réserves. Le coût de production moyen sur la durée de vie de la mine était de 3,99 $ CA/t extraite, les coûts de traitement préliminaires étaient de 8,02 $ CA/t de minerai et les frais généraux et administratifs étaient de 1,94 $ CA/t de minerai mis en place. Les taux de récupération métallurgique variaient en fonction de la teneur initiale en or et des teneurs des concentrés. Les taux de récupération en fosse pour des teneurs équivalentes étaient de 95,5 %, 94,7 % et 98,2 % pour l'or, le cuivre et l'argent, respectivement. Les taux de récupération en fosse J pour des teneurs équivalentes étaient de 93,1 %, 89,3 % et 88,9 % pour l'or, le cuivre et l'argent, respectivement. Les taux de récupération de la fosse X22 pour des teneurs équivalentes étaient respectivement de 95,5 %, 94,7 % et 98,2 % pour l'or, le cuivre et l'argent. Les taux de récupération de la fosse SW pour des teneurs équivalentes étaient respectivement de 85,7 %, 91,5 % et 85,6 % pour l'or, le cuivre et l'argent. Les formules utilisées pour calculer les valeurs équivalentes sont les suivantes : pour 87 Pit AuEq = Au + 1,5361*Cu +0,0133 *Ag, pour J Pit AuEq = Au + 1,4849*Cu +0,0123 *Ag, pour SW Pit AuEq = Au + 1,6535*Cu +0,0129 *Ag, pour X22 Pit AuEq = Au + 1,5361*Cu +0,0133 *Ag.

Le QP n'a identifié aucun risque juridique, politique, environnemental ou autre susceptible d'avoir une incidence importante sur le développement potentiel des réserves minérales.

Les risques susceptibles d'avoir une incidence importante sur les réserves comprennent la sélectivité minière à proximité des contacts minéralisés, la stabilité des pentes et les taux de récupération supposés pour des types de roches donnés. Ces risques sont considérés comme gérables et seront atténués à mesure que des essais supplémentaires seront effectués et que l'expérience d'exploitation s'accroîtra.

1.14 Méthodes d'exploitation

1.14.1 Géotechnique minière et assèchement

Les analyses de stabilité indiquent que la masse rocheuse est favorable au développement de pentes interrampes abruptes dans toutes les zones des fosses, à l'exception des parois est à ciel ouvert, où l'angle de la face du banc est limité par une rupture plane impliquant une foliation modérément inclinée. Les angles interrampes recommandés pour les parois est des fosses à ciel ouvert varient entre 45 et 50 degrés, sauf dans la fosse X22, où la foliation est moins profonde et où l'angle interrampes recommandé est de 38 degrés. Pour les autres orientations de parois, les angles interrampes recommandés varient entre 50 et 57 degrés.

En s'appuyant sur les précédents et l'expérience acquise par Inmet lors de l'exploitation des fosses historiques 87 et J4, la conception des pentes des fosses a été optimisée en supposant que des soutènements seront utilisés pour obtenir des géométries de bancs sûres. La mise en œuvre de la conception des pentes nécessitera une équipe dédiée, des procédures et des systèmes solides, ainsi qu'une grande capacité d'adaptation. Elle exigera un haut niveau de compétence de la part de l'équipe minière en matière de dynamitage périphérique, de dégagement, de soutènement, de dépressurisation et de surveillance des mouvements de pente.

Le drainage de la fosse est un élément important de l'exploitation minière à Troilus, d'autant plus que la fosse sera située sous le niveau du ruisseau et qu'elle est actuellement remplie d'eau. Un drainage efficace et rentable jouera un rôle important dans le développement du projet Troilus. Le drainage des pentes permettra de réduire le ratio de décapage en autorisant des angles entre les rampes plus raides, ce qui sera également plus sûr.

On estime qu'en moyenne 8,4 Mm3/an d'écoulement (4,3 Mm3/an) et d'infiltration (4,1 Mm3/an) devront être pompés à l'intérieur des fosses (WSP, 2024c). De là, ils devront être pompés vers le point de rejet requis près des bassins de décantation. Les tempêtes peuvent avoir un impact sur les opérations minières, et une capacité de pompage comprise entre 0,3 m3/s et 0,5 m3/s par fosse serait nécessaire pendant une courte période pour se remettre d'une de ces tempêtes (WSP, 2024c).

1.14.2 Exploitation à ciel ouvert

Des plans de fosse ont été élaborés pour les zones J, 87, X22 et SW. Le plan de la fosse J comprend deux phases de recul successif sur tout le périmètre de la fosse. Le plan de la fosse 87 comprend une phase initiale 0 à l'extrémité sud pour faciliter la gestion de l'eau sur le site, suivie des phases 1 à 3 dans la partie principale de la fosse. La conception de la fosse X22 comprend deux phases, avec des teneurs légèrement plus élevées dans la phase 1 au sud. La conception de la fosse SW comprend deux phases qui peuvent être programmées comme des phases satellites à partir des fosses nord. Les coques d'optimisation des fosses utilisées pour guider les fosses finales ont également été utilisées pour délimiter les zones à plus forte valeur ajoutée en vue d'une exploitation précoce et d'un développement par phases. Toutes les fosses ont été développées avec des hauteurs de bancs de 10 mètres.

Les tonnes et les teneurs pour les phases de fosse conçues sont indiquées dans les tableaux 1 à 3 à partir des tonnes et des teneurs diluées des modèles et d'un taux de récupération minière de 98 % afin de tenir compte des pertes supplémentaires liées à l'alimentation du broyeur.

Tableau1 -3 : Tonnes et teneurs par phase de fosse

Fosse	Phase	Minerai (Mt)	Au (g/t)	Cu (%)	Ag (g/t)	NSR (C$/t)	Déchets (Mt)	Total (Mt)	Bande Ratio
J	1	74,4	0,45	0,06	0,91	29,53	153,0	227,4	2,1
	2	50,8	0,42	0,058	0,84	27,79	164,7	215,5	3,2
J Total		**125,2**	**0,44**	**0,058**	**0,88**	**28,82**	**317,7**	**442,9**	**2,5**
87	0	1,6	0,65	0,04	0,95	42,20	8,5	10,1	5,3
	1	31,6	0,55	0,062	1,17	37,09	139,3	170,9	4,4
	2	69,0	0,58	0,068	1,14	39,38	179,5	248,5	2,6
	3	63,9	0,52	0,055	1,08	34,26	272,0	335,9	4,3
87		**166,1**	**0,55**	**0,062**	**1,12**	**37,00**	**599,4**	**765,5**	**3,6**
X22	1	16,5	0,43	0,07	1,61	29,59	56,5	73,0	3,4
	2	20,0	0,40	0,047	0,79	25,48	53,1	73,0	2,7
X22 Total		**36,4**	**0,41**	**0,058**	**1,16**	**27,34**	**109,6**	**146,0**	**3,0**
SW	1	34,0	0,48	0,05	0,75	29,0	75,1	109,0	2,2
	2	17,9	0,52	0,035	0,78	30,67	69,2	87,1	3,9
SW Total		**51,9**	**0,49**	**0,045**	**0,76**	**29,64**	**144,3**	**196,1**	**2,8**
Troilus Total		**380**	**0**	**0,058**	**1,00**	**32,37**	**1 171**	**1 550**	**3**

Le calendrier d'exploitation à ciel ouvert prévoit l'extraction de 380 Mt de minerai titrant 0,49 g/t d'or, 0,058 % de cuivre et 1,0 g/t d'argent, ce qui permettra d'alimenter l'usine pendant 22 années de production. Le tonnage total des stériles à ciel ouvert s'élève à 1 171 Mt et sera stocké dans des zones de stockage des stériles. Le ratio de décapage global à ciel ouvert est de 3,1:1. Le calendrier minier utilise les phases de fosse décrites précédemment pour acheminer un maximum de 18,3 Mtpa (50 000 tonnes par jour) de minerai vers l'usine de traitement.

La durée de vie actuelle de la mine comprend deux années de pré-décapage suivies de vingt et une années d'exploitation. Un taux de descente maximal de 9 bancs par an et par phase a été appliqué pour l'exploitation à ciel ouvert afin de garantir des opérations minières raisonnables et un contrôle adéquat de l'alimentation de l'usine. Les taux d'extraction primaires maximaux sont prévus à environ 87 Mt par an entre les années 5 et 8. L'alimentation de l'usine est stockée pendant les années de préproduction, avec environ 0,7 Mt d'alimentation pour la mise en service de l'usine. Une capacité maximale de stockage de 48 Mt a été atteinte vers la fin de la onzième année. Les matériaux stockés sont récupérés après l'achèvement de l'exploitation minière et jusqu'au début de la vingt-deuxième année.

1.15 Méthodes de récupération

L'usine a été conçue pour un débit nominal de 50 000 t/j (sec) avec le schéma de traitement suivant :

- Concassage en deux étapes à l'aide d'un concasseur giratoire à circuit ouvert, suivi de deux concasseurs à cône secondaires en circuit fermé parallèles afin d'obtenir un produit concassé de -45 mm destiné à alimenter le HPGR. Le minerai concassé sera stocké dans un stock couvert.

- Un seul HPGR fonctionnant en circuit fermé avec quatre cribles vibrants parallèles pour produire une alimentation de -5 mm vers les broyeurs à boulets.
- Broyage et classification dans deux circuits parallèles de broyage à boulets en circuit fermé, avec possibilité d'ajouter à l'avenir une concentration par gravité avec broyeur grossier et récupérateur.
- Flottation brute et de récupération en vrac pour produire un concentré de cuivre primaire.
- Re-broyage du concentré en vrac dans une configuration en circuit ouvert, avec possibilité d'ajouter une concentration par gravité à l'avenir.
- Flottation de nettoyage en vrac, utilisant trois étapes de nettoyage en colonne.
- Épaississement et filtration du concentré de cuivre final.
- Fusion des concentrés gravimétriques des circuits de concentration grossière et de nettoyage en vue de la production future de doré.
- Épaississement des résidus de flottation combinés et élimination dans une installation de stockage des résidus (TSF).

1.16 Infrastructure du projet

Le projet comprend diverses installations de traitement, des installations minières, des infrastructures à l'échelle du site et des installations sur place qui seront nouvellement construites, comme indiqué à la section 18.1. Outre les installations nouvellement construites, il existe des infrastructures existantes qui seront réutilisées pour le projet, comme indiqué dans le tableau 18-1.

Un plan de gestion de l'eau, comprenant une étude de faisabilité technique et un modèle de bilan hydrique à l'échelle du site, a été élaboré en vue de la reprise des activités minières sur le site Troilus. Ce plan vise à faciliter l'efficacité des opérations minières et à réduire les effets sur les plans d'eau en aval. Le plan de gestion de l'eau proposé comprend des structures de gestion de l'eau qui seront construites au cours de la durée de vie de la mine.

L'installation de stockage des résidus sera développée à partir de l'installation existante, ce qui limitera l'impact global sur l'empreinte au sol. Cette structure aura une capacité suffisante pour accueillir la production minière pendant les 10,5 premières années d'exploitation, puis, de la 11e à la 22e année, les résidus seront éliminés dans les fosses SW, J et 87, comme décrit dans l'étude de faisabilité. Les stériles issus de l'exploitation minière placés le long de la digue de confinement de l'installation de stockage des résidus amélioreront la stabilité et la sécurité de l'installation et limiteront également la perturbation de l'empreinte.

1.17 Études de marché et contrats

La présente étude FS utilise les prix des métaux suivants pour l'analyse économique du scénario de base :

- Or - 1 975 $ US/oz
- Cuivre - 4,05 $ US/lb
- Argent - 23,00 $ US/oz

D'après l'expérience acquise dans le passé, le concentré de la mine sera un produit propre qui sera très demandé pour son teneur en or. Bien que la teneur moyenne en cuivre soit inférieure à celle des concentrés standard, avec une teneur de 13,3 %, la teneur plus élevée en or, de 80 g/t, le rendra attrayant pour diverses fonderies locales et internationales.

Des conditions indicatives ont été fournies à Troilus pour l'étude de faisabilité et ont été intégrées à celle-ci. Aucun accord définitif n'a été conclu avec des fonderies pour le concentré, mais celui-ci ne devrait pas être difficile à commercialiser selon l'étude commandée. Cela s'explique en partie par la teneur plus élevée en or du concentré de cuivre et l'absence apparente d'éléments nuisibles. Aucune pénalité ne doit être appliquée dans les conditions relatives au concentré.

1.18 Considérations environnementales, sociales et relatives aux permis

Le site Troilus a déjà été exploité de 1998 à 2011 et a été partiellement réhabilité depuis 2011 jusqu'à aujourd'hui. Cela présente l'avantage de disposer de nombreuses données réelles permettant d'évaluer avec précision les impacts et les effets d'une exploitation future.

Le site Troilus a actuellement deux statuts environnementaux : sites d'exploration et sites fermés (remis en état). La remise en état du site a commencé à la fin de l'exploitation précédente. Les bâtiments et les infrastructures ont été démantelés. Les sols ont été caractérisés et remis en état. Le WMF et le TSF ont été revégétalisés. Les travaux de fermeture restants consistent à retirer les pompes du TSF et à laisser l'eau s'écouler naturellement via un canal vers l'environnement récepteur. Le statut d'exploration concerne le forage et la découverte de nouvelles ressources en vue d'une éventuelle reprise de l'exploitation.

En novembre 2019, Troilus a soumis une étude d'impact environnemental au ministère de l'Environnement et de la Lutte contre les changements climatiques du Québec (MELCC) pour le drainage des zones à ciel ouvert J4 et Z87. Troilus a engagé des consultations communautaires avec les familles touchées sur la propriété et les communautés locales de Mistissini et Chibougamau afin de les tenir informées de la proposition de drainage et d'intégrer les commentaires des parties prenantes. En août 2020, Troilus a reçu un certificat d'autorisation du MELCC pour procéder au drainage.

L'assèchement des fosses à ciel ouvert devrait prendre de 1 à 2 ans et permettra à Troilus d'accéder à des cibles de forage actuellement sous l'eau afin de poursuivre l'exploration de la propriété. Les infrastructures nécessaires à l'assèchement, telles qu'une installation de traitement et de pompage de l'eau, ont été mises en place en 2020. Le pompage pourrait commencer d'ici la fin de 2022.

Troilus entretient de bonnes relations et organise fréquemment des séances d'échange avec la Nation crie de la région d'Eeyou-Istchee James Bay, en particulier avec la Nation crie de Mistissini, la communauté des Premières Nations dont l'utilisation traditionnelle des terres et les activités économiques pourraient être les plus directement touchées par le projet de Troilus. Troilus dispose d'un bureau de liaison communautaire à Mistissini et emploie à temps plein un agent de liaison communautaire cri certifié par l' . Elle communique régulièrement avec les familles touchées, le chef et le conseil de Mistissini et d'autres organisations communautaires telles que le Conseil cri des mines, l'Association des trappeurs cris et le Conseil scolaire afin de tenir la communauté informée des développements. En août 2020, Troilus est devenue la première société d'exploration minérale à obtenir la certification UL 2723 : Programme de certification ECOLOGO pour les sociétés d'exploration

minérale. L'Association québécoise de l'exploration minérale a lancé cette norme en novembre 2019 afin de reconnaître et de promouvoir les meilleures pratiques environnementales, sociales et économiques. Il s'agit de la première certification de ce type pour les sociétés d'exploration minière, qui permet aux entreprises de communiquer leur engagement en faveur de l'environnement, de la santé humaine, du bien-être de la communauté et de pratiques économiques équitables aux investisseurs et aux parties prenantes.

Aucun problème environnemental susceptible d'avoir une incidence importante sur la mine actuelle, sa conception ou la portée des permis environnementaux nécessaires n'a été identifié sur le site.

Le détournement du ruisseau sans nom, tel que proposé dans l'étude de faisabilité préliminaire, continuera d'être examiné, car il s'agit du principal enjeu environnemental du projet.

Le fait que la zone de résidus et les tas de déchets provenant de l'ancienne mine soient présents sur le site depuis 1997 sans effet significatif sur l'environnement indique que le risque de problèmes avec le même gisement devrait être très faible.

1.19 Coûts d'investissement et d'exploitation

1.19.1 Coûts d'investissement

L'estimation des coûts d'investissement (estimation) comprend tous les coûts directs et indirects, ainsi que les provisions pour imprévus appropriées pour toutes les installations nécessaires à la mise en production du projet, tel que défini dans la présente étude. Tout l'équipement et le matériel sont supposés être neufs. Les coûts de main-d'œuvre sont basés sur les lois en vigueur au Québec au moment de l'estimation en matière d'avantages sociaux des travailleurs. L'estimation ne tient pas compte des modifications de la portée, de l'indexation et des fluctuations des taux de change. La stratégie d'exécution repose sur une approche de gestion de l'ingénierie, de l'approvisionnement et de la construction (EPCM), Troilus se chargeant elle-même de la gestion de la construction et de la conclusion des contrats de construction horizontale (par discipline).

L'estimation des coûts d'investissement du projet a été élaborée afin de fournir une estimation adaptée à la phase d'étude de faisabilité, y compris les coûts de conception, de construction et de mise en service des installations. L'estimation produite est décrite comme étant de classe 3, avec une précision prévue de l'+ e de 15 % à 10 %. Cette classification est basée sur la norme internationale AACE.

Le coût total en capital du projet est estimé à 1 074,6 millions de dollars, exprimé au niveau des prix du deuxième semestre 2023, hors droits et taxes, comme indiqué dans le tableau 1-4. Les coûts d'exploitation minière, y compris le financement du parc de machines, réduisent le coût initial en capital et transfèrent ce coût vers les coûts d'exploitation.

Tableau1 -4 : Estimation des coûts d'investissement du projet Troilus Gold Copper

Zone	Capital initial (en millions de dollars)	Capital de maintien (en millions de dollars)	Capital total (en millions de dollars)
Mine à ciel ouvert – Pré-décapage (capitalisé)	2	-	21

Mine à ciel ouvert – Capital	45,3	99,3	144,6
Exploitation à ciel ouvert - Sous-total	258,3	99,3	357,6
Traitement	443,0	15,1	458,1
Infrastructure	100,3	27,7	128,0
Environnement	10,7	67,4	78,2
Indirects	173,0	50,5	223,4
Contraintes	89,3	16,6	105,9
Total	**1 074,6**	**276,6**	**1 351,2**

1.19.2 Coûts d'exploitation

Les coûts d'exploitation estimés pour la durée de vie de la mine sont présentés dans le tableau 1-5 ci-dessous.

Tableau1 -5 : Coûts d'exploitation du projet aurifère et cuprifère Troilus (années 1 à 21)

Coût Domaine	Coût (en millions de dollars)	Coût unitaire ($/t de minerai entrant dans l'usine)
Exploitation à ciel ouvert	4 394,5	11,60
Traitement	2 135,4	5,64
Frais généraux et administratifs	430,5	1,14
Transport routier de concentrés	119,4	0
Frais portuaires	32	0,09
Expédition vers la fonderie	107,1	0,28
Coût d'exploitation total	**7 079,8**	**19,06**

Les prix du diesel et de l'électricité ont été obtenus localement et s'élèvent respectivement à 1,07 $/l et 26 $/MWh. L'équipement minier est composé d'un mélange d'équipements fonctionnant au diesel (camions et chargeuses) et à l'électricité (pelles et foreuses).

Le coût d'exploitation minière comprend le coût de financement de 0,51 $/t déplacée pendant la durée de vie de la mine ou de 1,92 $/t traitée.

Les frais généraux et administratifs tiennent compte de l'exploitation du campement, le coût de location du campement permanent étant inclus dans le coût global.

1.20 Analyse économique

Un modèle de flux de trésorerie avant et après impôts a été préparé par AGP pour le compte de Troilus Gold afin d'évaluer l'étude de faisabilité (EF) du projet Troilus Gold Copper.

Tous les prix sont ceux du deuxième semestre 2023 aux États-Unis, sauf indication contraire.

Les résultats indiquent une VAN après impôts (5 %) de 885 millions de dollars, avec un TRI de 14,0 % et une période de récupération de 5,7 ans. Le capital initial est de 1 074,6 millions de dollars, et le capital sur la durée de vie de la mine s'élève à 1 351,2 millions de dollars.

Les résultats de l'analyse financière utilisant un flux de trésorerie actualisé sont résumés dans le tableau 1-6.

Tableau1 -6 : Projet Troilus Gold Copper – Résumé financier des flux de trésorerie actualisés

Paramètre	Unités	Avant impôts	Après impôts
Prix des métaux			
Or	$US/oz	1 975	
Cuivre	$ US/lb	4,05	
Argent	$US/oz	23	
Taux de change	$CAN : $US	0,7	
Valeur actuelle nette (5 %)	en millions de dollars américains	1 564	884
Taux de rendement interne	%	1	14
Revenus nets moins redevances	en millions de dollars américains	12 122	12 122
Total des coûts d'exploitation	en millions de dollars américains	7 224,[2]	7 224,[2]
Coût d'investissement sur la durée de vie de la mine	en millions de dollars américains	1 351,2	1 351,2
Impôts	Mio USD	-	1 342,0
Flux de trésorerie net	$ US M	3 546,5	2 204,6
Période de récupération	An	5,4	5,7
Coûts au comptant (avec crédits)	$US/oz	1 064	1 313
Coût de maintien tout compris	$ US/oz	1 109	
Métaux payables (durée de vie de la mine)			
Or	Moz	5,3	
Cuivre	M Lbs	381,8	
Argent	Moz	9,45	
Capital initial	Mio USD	1 074,6	
Capital de maintien	en millions de dollars américains	276,6	
Capital total	en millions de dollars américains	1 351	
Durée de vie de la mine	An	21	

[1] Comprend les coûts de traitement de l'année -1 qui ne sont pas capitalisés.

1.21 Conclusions

Le projet aurifère Troilus comprend quatre zones minéralisées principales : la zone Z87, la zone J, la zone X22 et la zone SW. Les zones Z87 et J ont fait l'objet d'opérations d'exploitation à ciel ouvert entre 1996 et 2010. Il a été établi qu'il existe encore d'importantes ressources minérales à ciel ouvert et souterraines dans ces zones et dans les zones adjacentes. La zone X22 a été récemment découverte et développée en 2023. Elle est située au sud-ouest de la zone Z87. La zone SW, située à environ 2,5 km au sud-ouest de la zone Z87, a fait l'objet de plusieurs campagnes de forage depuis 2019 et a été identifiée comme un gisement important pour le projet. Les teneurs en or dans les domaines minéralisés interprétés sont continues et pourraient encore s'étendre le long du prolongement et en profondeur.

Les zones minéralisées de la propriété se trouvent en bordure du diorite Troilus et comprennent les zones Z87, J et X22. La zone SW s'étend le long de l'axe et au sud-ouest de la zone Z87. D'autres minéralisations importantes découvertes à ce jour sur la propriété comprennent : la continuité nord de la zone J, dans les cibles Allongé et Carcajou ; la continuité nord-ouest de la zone SW, vers la zone Z87, la zone Gap ; et au sud-ouest de la zone SW, dans les cibles Beyan et Cressida. De plus, Troilus a également étudié plusieurs cibles d'exploration régionales sur la propriété, notamment : la cible Testard, la cible Freegold-Bullseye et la cible Pallador.

Le projet est principalement un gisement d'or et de cuivre, mais il contient également de faibles quantités d'argent, de zinc et de plomb, ainsi que des traces de bismuth, de tellure et de molybdène. La minéralisation aurifère et cuprifère du gisement Troilus se présente sous deux formes distinctes : disséminée et filonienne. La minéralisation aurifère est spatialement corrélée à la présence d' s de sulfures, même si la teneur en sulfures n'est pas directement corrélée à la teneur en or et en cuivre. La matrice de la brèche dioritique, la diorite et les dykes felsiques constituent les principales roches hôtes des intervalles minéralisés.

AGP conclut que la poursuite du développement des zones minéralisées est justifiée et recommandée.

1.22 Recommandations

1.22.1 Géologie

AGP recommande :

- poursuivre les forages de délimitation sur les quatre zones minéralisées du projet afin de définir les limites de chaque zone le long du prolongement (environ 6 000 m)
- que le jumelage des trous de forage historiques, antérieurs à 2018, soit ciblé à l'aide d'informations de forage plus récentes (environ 3 000 m)
- que l'analyse de la densité apparente et l'analyse de l'argent soient effectuées pour les premiers forages dans la zone Z87 (environ 4 000 échantillons)

Le budget estimé pour ces travaux de développement est de 2,2 millions de dollars canadiens.

1.22.2 Exploitation

AGP recommande :

- Optimisation des explosions à l'aide d'informations détaillées sur la roche
- Sélection de l'équipement - revoir la sélection de l'équipement et ajuster la taille des foreuses, des godets de pelle et des bennes de camion afin de pouvoir manipuler les matériaux abrasifs et maximiser la capacité de transport/réduire les coûts unitaires
- Contrôle de la teneur des godets de pelle - examen de la technologie basée sur les godets de pelle afin de suivre avec précision la teneur depuis le front de taille jusqu'à l'usine.

1.22.3 Traitement

Des essais supplémentaires sont recommandés pour renforcer la confiance dans la conception du circuit de rebroyage. Ceux-ci devraient inclure :

- Essais de sédimentation et de rhéologie sur les concentrés de flottation.
- Essais de broyage de rebroyage afin d'obtenir un graphique caractéristique des concentrés de flottation.

Le coût associé à ces essais supplémentaires est estimé à 25 000 $.

2 INTRODUCTION

2.1 Introduction

Le présent rapport technique (le « rapport ») a été préparé pour le compte de Troilus par AGP Mining Consultants Inc. (AGP).

Troilus Gold Corporation (Troilus) est une société d'exploration canadienne dont le siège social est situé à Montréal, au Canada. Troilus se concentre sur le développement du projet aurifère Troilus (le projet) situé dans le centre du Québec, à environ 170 km au nord de Chibougamau. Les droits miniers de la propriété sont divisés en deux projets : le projet aurifère Troilus (le projet) et le projet Troilus Frotêt. Les droits miniers sur la propriété couvrent une superficie totale d'environ 44 124,88 ha. Sur cette superficie totale, 7 242 ha sont détenus à 50 % par Troilus et à 50 % par Argonaut Gold dans le cadre d'un accord de coentreprise, le reste des droits miniers étant détenus à 100 % par Troilus.

La mine Troilus était à l'origine une exploitation minière à ciel ouvert qui a produit de l'or, du cuivre et de l'argent de manière continue de novembre 1996 à avril 2009. La mine Troilus a produit plus de 2 millions d'onces d'or et environ 70 000 tonnes de cuivre. Après la fermeture de la mine en 2009, l'usine de traitement de 20 000 tonnes par jour a continué à traiter des stocks à faible teneur jusqu'à la fin juin 2010. L'usine a ensuite été vendue et expédiée au Mexique, et les principales installations du camp ont été démantelées à la fin de 2010. Une partie importante des infrastructures du site a été laissée en place après la fermeture de la mine et la cession de certains actifs clés.

2.2 Émetteur et objectif

Le présent rapport technique (le « rapport ») a été préparé pour le compte de Troilus par AGP Mining Consultants Inc. (AGP).

Le rapport a pour objet de présenter les résultats des ressources minérales des quatre principaux gisements du projet Troilus à l'appui de l'étude de faisabilité (EF) de Troilus. Le présent rapport a été préparé conformément à la norme canadienne d'information publique 43-101 (NI 43-101) et aux exigences du formulaire 43-101 F1.

2.3 Personnes qualifiées

La liste des personnes qualifiées (PQ) responsables de la préparation du présent rapport et des sections sous leur responsabilité figure au tableau 2-1.

Tableau2 -1 : Personnes qualifiées

Personne qualifiée	Fonction	Responsabilités
Paul Daigle, géo.	Géologue principal en ressources AGP Mining Consultants	Section 1.1 – 1.10, 1.12, 2.4.1, 4-12, 14, 23,25.1, 26.1
Marc Rougier, ing.	Ingénieur géologue principal WSP	Section 1.14.1, 2.4.2, 16.2, 16.3.10, 16.3.11, 25.2, 26.2

Personne qualifiée	Fonction	Responsabilités
Ryda Peung, ing.	Ingénieur principal en procédés Lycopodium	Section 1.11, 2.4, 13, 17, 21.3.3, 25.4, 26.4
Willie Hamilton, ing.	Ingénieur minier principal AGP Mining Consultants	Section 1.13, 1.14.2, 2.4.4, 15, 16.1, 16.3.(1-9), 25.3, 26.3
Zuned Shaikh,	Spécialiste principal en mécanique, Lycopodium	Section 1.15, 2.4.5, 18.1 – 18.9, 18.11 – 18.14, 25.5.1, 26.5.1
Laurent Gareau, ing.	Ingénieur géotechnique senior WSP	Section 2.4.6, 18.17.1 – 18.17.5, 18.17.7, 25.5.3, 26.5.3 et coauteur de 21.2.5
Vlad Rojanschi, ing.	Ingénieur principal en ressources hydriques, WSP	Section 2.4.7, 16.3.2, 18.16, 18.17.6, 25.5.2, 26.5.2 et coauteur de 21.2.4
Pierre Primeau, ing.	Ingénieur principal en procédés WSP	Section 2.4.8, 18.16.8, 25.5.4, 26.5.4
Ann Lamontagne, Ing, PhD.	Présidente Lamont	Sections 1.18, 2.4.9, 20, 25.6, 26.6
Gordon Zurowski, ing.	Ingénieur minier principal AGP Mining Consultants	Section 1.1, 1.17, 1.19.1, 1.19.2, 1.20 – 1.22, 2.1-2.4.(10-11), 2.5-2.8, 3, 18.10, 19, 21.1, 21.2.(1-2), 21.3.(1-2, 4-5), 22, 25.7, 25.8 coauteur 21.2.4, 21.2.5
Balvinder Singh, ing.	Directeur principal Lycopodium	21.2.3

2.4 Visites sur site et portée de l'inspection personnelle

2.4.1 Géologie

M. Daigle a effectué une visite sur place du 5 au 7 octobre 2022 pendant deux jours. La visite sur place comprenait l'inspection des installations de diagraphie, d'échantillonnage et de stockage des carottes de forage. Les procédures de diagraphie et d'échantillonnage ont été examinées, y compris certaines carottes de forage sélectionnées. Certaines collerettes de forage ont été localisées et enregistrées afin d'être comparées avec les emplacements des collerettes de forage relevés. M. Daigle avait déjà effectué une inspection du site en février 2020.

M. Daigle était accompagné sur place par :

- Kyle Frank, géologue - directeur de l'exploration chez Troilus
- Nicolas Guest, géologue - géologue en chef de Troilus
- Konstantin De Maack, stagiaire - géologue du projet Troilus
- Nicholas Robert-Potvin - Géotechnicien de projet chez Troilus

2.4.2 Géotechnique

M. Rougier a effectué une visite sur place à la propriété du 9 au 11 novembre 2020. Le site du projet a été inspecté pendant deux jours au cours de cette visite.

Sur place, M. Rougier a examiné les carottes géotechniques et d'exploration de chaque zone de fosse, inspecté et cartographié les zones de fosse existantes et inspecté les travaux de diagraphie géotechnique et les essais de packer à câble en cours. M. Rougier était accompagné sur place par :

- Andrew Verok, ingénieur géotechnique, WSP-Golder
- Daniel Bergeron, vice-président, Opérations Québec, Troilus

Pendant son séjour sur place, M. Rougier a discuté de la géologie structurale et du modèle géologique avec

- Bertrand Brassard, géologue en chef chez Troilus

2.4.3 Métallurgie et traitement

Mme Ryda Peung n'a pas effectué de visite sur place.

2.4.4 Exploitation minière

M. Willie Hamilton n'a pas effectué de visite sur place.

2.4.5 Infrastructure

M. Zuned Shaikh a effectué une visite sur place les 5 et 7 septembre 2023 pendant trois jours. L'objectif principal de cette visite était d'évaluer les infrastructures existantes suivantes :

1) Fosse J4 – Barges et pompes
2) Fosse J4 – Barge et pompes E-house
3) Lac-A Conduite d'eau brute
4) Station modulaire de traitement de l'eau
5) Campement permanent – Services enterrés
6) Sous-station HT
7) Lignes électriques de 25 kVA sur site

2.4.6 Résidus

M. Laurent Gareau a effectué une visite sur site entre le 6 et le 7 septembre 2023 afin de procéder à une inspection de la sécurité du barrage de l’installation de stockage des résidus.

2.4.7 Gestion de l'eau

M. Vlad Rojanschi s'est rendu sur le site du projet entre le 6 et le 7 septembre 2023. La visite du site comprenait un examen général du site, y compris l'installation de stockage des résidus existante et les structures de gestion de l'eau associées (bassin d'eau, déversoir d'urgence, fossés de pied et points d'effluent), ainsi que les principaux cours d'eau naturels et plans d'eau (lac Amont, lac A, ruisseau Bibou et le canal de dérivation existant).

2.4.8 Traitement de l'eau

M. Pierre Primeau n'a pas effectué de visite sur site.

2.4.9 Environnement

Mme Ann Lamontagne a effectué une visite sur place du 5 au 7 octobre 2022 pendant deux jours.

2.4.10 Coûts financiers/miniers

M. Gordon Zurowski a effectué une visite sur place du 13 au 15 juillet 2020, pendant deux jours. Sur place, M. Zurowski a examiné les carottes de forage de chaque zone de fosse, les zones de fosse existantes, les infrastructures actuelles (résidus, campement, canalisation d'eau, décharge, ligne électrique, routes d'accès, fossé de dérivation) et les perspectives géologiques environnantes.

M. Zurowski était accompagné sur place par :

- Bertrand Brassard, géologue – ancien géologue en chef de Troilus.
- Daniel Bergeron, vice-président des opérations au Québec de Troilus.
- Jacqueline Leroux, vice-présidente, Environnement et permis, Troilus.

2.4.11 Résumé des visites sur place

Tableau -22 .

Tableau -22 : Dates des visites sur site

Nom	Visite sur site	Dates
Paul Daigle, géologue professionnel	Oui	Du 5 au 7 octobre 2022
Marc Rougier	Oui	9-11 novembre 2020
Ryda Peung	Non	N/A
Willie Hamilton	Non	N/A
Zuned Shaikh	Oui	, 5-7 septembre 2022
Laurent Gareau	Oui	6-7 septembre 2023
Vlad Rojanschi	Oui	6-7 septembre 2023
Pierre Primeau	Non	N/A
Ann Lamontagne	Oui	5-7 octobre 2022
Gordon Zurowski, ing.	Oui	13-15 juillet 2020

2.5 Dates d'entrée en vigueur

La base de données finale des trous de forage a été reçue le 31 août 2023. La date d'entrée en vigueur des ressources minérales pour le présent rapport est le 2 octobre 2023. La date d'entrée en vigueur des réserves minérales est le 15 janvier 2024.

2.6 Rapports techniques précédents

La mine Troilus et le projet Troilus ont fait l'objet de plusieurs rapports techniques. Les rapports techniques précédents conformes à la norme NI 43-101 déposés sur SEDAR sont résumés dans le documentTableau -23 ci-dessous :

Tableau -23 : Résumé des rapports techniques précédents

Référence	Date	Entreprise	Nom
Balint et al., 2003	24 avril 2003	Inmet Mining Corp.	Rapport technique sur les estimations des ressources minérales et des réserves minérales de la mine Troilus, Québec
RPA, 2014	30 juin 2014	Copper One Inc.	Rapport technique sur l'estimation des ressources minérales de la mine d'or et de cuivre Troilus, Québec, Canada,
RPA, 2016	30 juin 2016	Sulliden Mining Capital Inc.	Rapport technique sur l'estimation des ressources minérales de la mine d'or et de cuivre Troilus, Québec, Canada,
RPA, 2017	20 novembre 2017	Pitchblack Resources Ltd.	Rapport technique sur l'estimation des ressources minérales de la mine d'or et de cuivre Troilus, Québec, Canada
RPA, 2019a	1er janvier 2019	Troilus Gold Corp.	Rapport technique sur l'estimation des ressources minérales de la mine d'or et de cuivre Troilus, Québec, Canada
RPA, 2019b	20 décembre	Troilus Gold Corp.	Rapport technique sur l'estimation des ressources minérales de la mine d'or et de cuivre Troilus, Québec, Canada
AGP, 2020a	27 août 2020	Troilus Gold Corp.	Rapport technique et estimation des ressources minérales du projet aurifère et cuprifère Troilus, Québec, Canada
AGP, 2020b	14 octobre 2020	Troilus Gold Corp.	Évaluation économique préliminaire du projet aurifère Troilus, Québec, Canada
AGP, 2023	2 octobre 2023	Troilus Gold Corp.	Rapport technique et estimation des ressources minérales du projet aurifère et cuprifère Troilus, Québec, Canada

Tous les autres rapports techniques et informations utilisés dans le présent rapport sont répertoriés à la section 27.0 Références.

2.7 Unités de mesure

Toutes les unités de mesure utilisées dans le présent rapport sont métriques et tous les coûts sont exprimés en dollars américains (USD), sauf indication contraire. L'or et l'argent contenus sont exprimés en onces troy (oz). Toutes les tonnes de matériaux sont exprimées en tonnes sèches (t), sauf indication contraire.

Tableau -24 présente les unités de mesure utilisées dans la présente étude.

Tableau -24 : Unités de mesure

Unité	Abréviation
Au-dessus du niveau moyen de	amsl
Ampère	A
Milliard	B
Unité thermique britannique	BTU
Centimètre cube	^{cm}
Pieds cubes	^{ft3}
Pouce cube	^{in3}
Yard cube	^{yd3}
Jour	d
Jours par an (an)	j/a
Décibel	dB
Degré	°
Diamètre	Ø
Dollar (canadien)	C
Pied	ft
Gallons par minute (US)	gpm
Gigapascal	GPa
Gramme	g
Grams par tonne	g/t
Hectare (10 000 $^{m^2}$)	ha
Cheval-vapeur	hp
Heures par jour	h/j
Heures par an	h/a
Kilo (millier)	k
Kilogrammes par mètre cube	$^{kg/m3}$
Kilogrammes par mètre carré	$^{kg/m2}$
Kilomètres par heure	km/h
Kilotonnes	kt
Kilovolt-ampère	kVA
Kilowattheure	kWh
Kilowattheures par an	kWh/a
Litre	L
Mégaoctets par seconde	Mb/sec
Mégavolt-ampère	MVA
Mètre	m
Mètres au niveau de la mer	mbsl
Mètres par seconde	m/s
Microns	ɥm
Milligrammes par litre	mg/L

Unité	Abréviation
Acre	ac
An (année)	a
Milliard de tonnes	Bt
Centimètre	cm
Pieds cubes par minute	cfm
Pieds cubes par seconde	ft3/s
Mètre cube	^{m}
Coefficients de variation	CV
Jours par semaine	j/sem
Tonnes de poids mort	DWT
Décibel ajusté	dBa
Degrés Celsius	°C
Dollar (américain)	US
Tonne métrique sèche	dmt
Gallon	gal
Gigajoule	GJ
Gigawatt	g
Grammes par litre	g/L
Supérieur à	>
Hertz	Hz
Heure	h
Heures par semaine	h/sem
Pouces	«
Kilogramme	kg
Kilogrammes par heure	kg/h
Kilomètre	km
Kilopascal	kPa
Kilovolt	kV
Kilowatt	kW
Kilowatt-heures par tonne (tonne métrique)	kWh/t
Moins de	<
Litres par minute	L/min
Mégapascal	MPa
Mégawatt	MW
Mètres au-dessus du niveau	masl
Mètres par minute	m/min
Tonne métrique (tonne)	t
Milligramme	mg
Millilitre	mL

Unité	Abréviation
Millimètre	mm
Millions de mètres cubes	Mbm3
Minute (angle plan)	‘
Mois	mo
Pascal	Pa
Parties par milliard	ppB
livre(s)	lb(s)
Rotations par minute	tr/min
Seconde (temps)	sec
Centimètre carré	cm2
Pouce carré	in2
Mètre carré	m
Tridimensionnel	3D
Tonnes par jour	t/j
Tonnes par an (annum)	t/a
Total	T
Semaine	wk
Tonne métrique humide	wmt

Unité	Abréviation
Million	M
Millions de tonnes	Mt
Minute (temps)	min
Once	oz
Parties par million	ppM
Pourcentage	%
Livres par pouce carré	psi
Seconde (angle plan)	«
Densité	SG
Pied carré	ft2
Kilomètre carré	km2
Mille tonnes	kt
Tonne (1 000 kg)	t
Tonnes par heure	t/h
Tonnes secondes par heure mètre cube	ts/hm3
Volt	V
Poids par poids	w/w

2.8 Termes de référence (abréviations et acronymes)

Tableau -25 présente les termes et abréviations utilisés dans cette étude.2 de table -6 présente les conversions des unités courantes.

Tableau -25 : Termes de référence

Unité	Abréviation/Acronyme
Différence relative absolue	ABRD
Comptabilité acido-basique	ABA
Drainage acide des roches	ARD
Toundra alpine	AT
Spectrophotomètre à absorption atomique	AAS
Absorption atomique	AA
Colombie-Britannique	BC
Loi sur l'évaluation environnementale de la Colombie-Britannique	BCEAA
Bureau d'évaluation environnementale de la Colombie-Britannique	BCEAO
Évaluation environnementale de la Colombie-Britannique	BCEA
Association canadienne des barrages	CDA
Loi canadienne sur l'évaluation environnementale	Loi sur l'évaluation
Agence canadienne d'évaluation environnementale	Agence CEA
Institut canadien des mines, de la métallurgie et du pétrole	ICM

Unité	Abréviation/Acronyme
Chemins de fer nationaux du Canada	CNR
Carbone dans les lixiviats	CIL
Logiciel d'analyse de la production et des coûts de la flotte Caterpillar ®	FPC
Télévision en circuit fermé	CCTV
Coefficient de variation	CV
Cuivre	Cu
Équivalent cuivre	CuEq
Décantation à contre-courant	CCD
Soluble dans le cyanure	CN
Modèle numérique d'élévation	DEM
Lixiviation directe	DL
Système de contrôle distribué	DCS
Forage et dynamitage	D&B
Système de gestion environnementale	EMS
Floculant	floc
Transporteur libre	FCA
Gemcom International Inc.	Gemcom
Général et administration	G&A
Or	Au
Équivalent or	AuEq
Chauffage, ventilation et climatisation	CVC
Rouleaux de broyage à haute pression	HPGR
Indicateur de krigeage	IK
Plasma à couplage inductif	ICP
Spectroscopie d'émission atomique à plasma inductif	ICP-AES
Inspectorate America Corp.	Inspectorate
Cèdre et pruche d'intérieur	ICH
Taux de rendement interne	IRR
Congrès international des grands barrages	CIGB
Inverse du cube de la distance	ID3
Plan de gestion des terres et des ressources	LRMP
Lerchs-Grossman	LG
Durée de vie de la mine	LOM
Chargement-transport-déchargement	LHD
Essais en cycle verrouillé	LCT
Perte au feu	LOI
Réglementation sur les effluents miniers métalliques	MMER
Méthylisobutylcarbinol	MIBC
Mètres Est	mE
Mètres Ouest	mW
Mètres nord	mN

Unité	Abréviation/Acronyme
Mètres sud	mS
Unité de recherche sur les gisements minéraux	MDRU
Titres miniers en ligne	MTO
Règlement 43-101	NI 43-101
Voisin le plus proche	NN
Valeur nette de la facture	NIV
Valeur actuelle nette	NPV
Prix net à la fonderie	NSP
Rendement net de fonderie	NSR
Potentiel de neutralisation	NP
Ligne de transport nord-ouest	NTL
Plans communautaires officiels	OCP
Station d'interface opérateur	OIS
Kriging ordinaire	OK
Carbone organique	org
Xanthate d'amyle et de potassium	PAX
Cartographie prédictive des écosystèmes	PEM
Évaluation préliminaire	PA
Évaluation économique préliminaire	PEA
Personne qualifiée	QP
Assurance qualité	AQ
Contrôle de la qualité	QC
Assurance qualité et contrôle qualité	AQ/CQ
Rhénium	Re
Évaluation de la qualité des roches	RMR
Désignation de la qualité des roches	RQD
Broyeur à boulets/Broyeur à boulets/Concassage de galets	SABC
Broyage semi-autogène	SAG
Argent	Ag
Équivalent argent	AgEq
Conseil canadien des normes	SCC
Bibliothèque de logiciels géostatistiques de l'université de Stanford	GSLIB
Installation de stockage des résidus miniers	TSF
Cartographie des écosystèmes terrestres	TEM
Total des solides dissous	TDS
Total des solides en suspension	TSS
Tunnel Boring Machine	TBM
Sous-débit	U/F
Composantes écosystémiques valorisées	VEC
Installation de traitement des stériles	WRF
Modèle de bilan hydrique	WBM

Unité	Abréviation/Acronyme
Structure de répartition du travail	WBS
Système d'information sur les matières dangereuses dans le milieu de travail	SIMDUT
Spectromètre à fluorescence X	XRF

2 de table -6 : Conversions pour les unités courantes

Unité métrique	Mesures impériales
1 hectare	2,47 acres
1 mètre	3,28 pieds
1 kilomètre	0,62 mile
1 gramme	0,032 once (troy)
1 tonne	1,102 tonne (courte)
1 gramme/tonne	0,029 once (troy)/tonne (courte)
1 tonne	2 204,62 livres
Mesure impériale	**Unité métrique**
1 acre	0,4047 hectare
1 pied	0,3048 mètre
1 mile	1,609 kilomètre
1 once (troy)	31,1 grammes
1 tonne (courte)	0,907 tonne
1 once (troy)/tonne (courte)	34,28 grammes/tonne
1 livre	0,00045 tonne

3 RECOURS À D'AUTRES EXPERTS

AGP a suivi les procédures professionnelles standard pour préparer le contenu du présent rapport. Les données utilisées dans le présent rapport ont été vérifiées dans la mesure du possible, et le présent rapport est basé sur des informations jugées exactes au moment de sa rédaction, compte tenu de l'état d'avancement du projet Troilus et de l'objectif pour lequel le rapport a été préparé. AGP n'a aucune raison de croire que les données n'ont pas été collectées de manière professionnelle.

AGP n'a pas vérifié le statut juridique ou le titre légal des claims ni la légalité des accords sous-jacents qui pourraient exister concernant la propriété. Troilus a fourni la liste des droits miniers et les cartes des claims miniers présentés dans le présent rapport. AGP a consulté le site Web du ministère de l'Énergie et des Ressources naturelles (MERN) du Québec (GESTIM) afin de corréler ces droits miniers. Le site Web GESTIM a été consulté pour la dernière fois le 20 juillet 2023 à l'adresse suivante :

- https://gestim.mines.gouv.qc.ca/MRN_GestimP_Presentation/ODM02101_login.aspx

Les personnes qualifiées ont également consulté plusieurs sources d'information sur la propriété, notamment des rapports antérieurs de consultants de Troilus, des cartes géologiques numériques et d'autres documents énumérés dans la section « Références » du présent rapport. Par conséquent, lors de la rédaction du présent rapport, les personnes qualifiées ont examiné les travaux des autres contributeurs et ont conclu que ces travaux ont été réalisés conformément aux normes normales et acceptables de l'industrie et de la profession.

3.1 Sélection des échantillons métallurgiques

Pour le programme d'essais métallurgiques post-PEA~~PFS~~ , Troilus a sélectionné un échantillon en vrac de 3 000 kg dans chacun des trois gisements et a fondé sa représentativité sur leur domaine et leur lithologie. Avec l'expansion des ressources dans l'EF, un autre ensemble de 800 kg d'échantillons a été prélevé selon une approche similaire. Afin de vérifier la représentativité de l'échantillonnage, Troilus a fait appel à un géologue indépendant spécialisé dans les ressources pour confirmer la représentativité des échantillons prélevés pour les essais à Eriez. Un mémorandum détaillant les conclusions a été fourni à Lycopodium à titre de référence. L'examen a conclu que la sélection des échantillons ciblait correctement les zones qui constitueraient la majeure partie des réserves qui seront finalement exploitées, et que les échantillons sont représentatifs de la distribution du tonnage.

3.2 Essais métallurgiques

Troilus a retenu les services d'Eriez pour effectuer des essais à l'échelle pilote et en laboratoire à partir des trois échantillons individuels de 3 000 kg dans le cadre du programme d'essais d'~~PFS~~ post-EEP en 2021. Des essais supplémentaires ont été réalisés sur les ressources FS accrues à l'aide des 800 kg supplémentaires sélectionnés lors d'une deuxième série d'essais de confirmation au laboratoire Eriez. Les deux séries d'échantillons représentatifs ont donné des performances et des taux de récupération similaires, ce qui a permis à Troilus et Lycopodium de confirmer les performances du schéma de traitement élaboré à partir du programme d'essais d'Eriez. Le programme d'essais a été exécuté sous la direction de Troilus.

3.3 Sélection des équipements

La conception du procédé et la sélection des équipements sont basées sur les essais réalisés sous la direction d'Eriez, en collaboration avec Troilus et Lycopodium. Eriez est un fournisseur mondialement reconnu d'équipements de flottation. Dans le cadre de la sélection des équipements, Troilus a demandé à Eriez de fournir une liste des installations où les StackCells sont actuellement utilisées afin de pouvoir effectuer une vérification préalable. Cette vérification a notamment consisté en des entretiens avec le personnel métallurgique de la mine Red Chris, où des Stack Cells de taille similaire ont été ajoutées au circuit de roughing/scavenging existant. Sur la base de ces entretiens, Troilus est convaincu que les équipements sélectionnés fonctionneront conformément aux spécifications. Troilus reconnaît que les StackCells sont considérées comme une nouvelle technologie et que leur utilisation comporte un risque. Ce risque a été identifié dans le registre des risques de l'étude de faisabilité. Cependant, étant donné qu'Eriez est un fabricant mondialement reconnu d'équipements de flottation et que sa réputation est en jeu avec l'installation des StackCells, Troilus estime qu'Eriez a tout intérêt à ce que notre projet aboutisse et qu'il fournira toute l'assistance technique nécessaire pour garantir son succès.

En conclusion, Troilus et Lycopodium ont effectué un travail considérable pour mettre en place un programme solide de tests métallurgiques et d'évaluation des ressources afin de soutenir la conception du processus et la sélection des équipements.

4 DESCRIPTION ET EMPLACEMENT DE LA PROPRIÉTÉ

4.1 Emplacement et description de la propriété

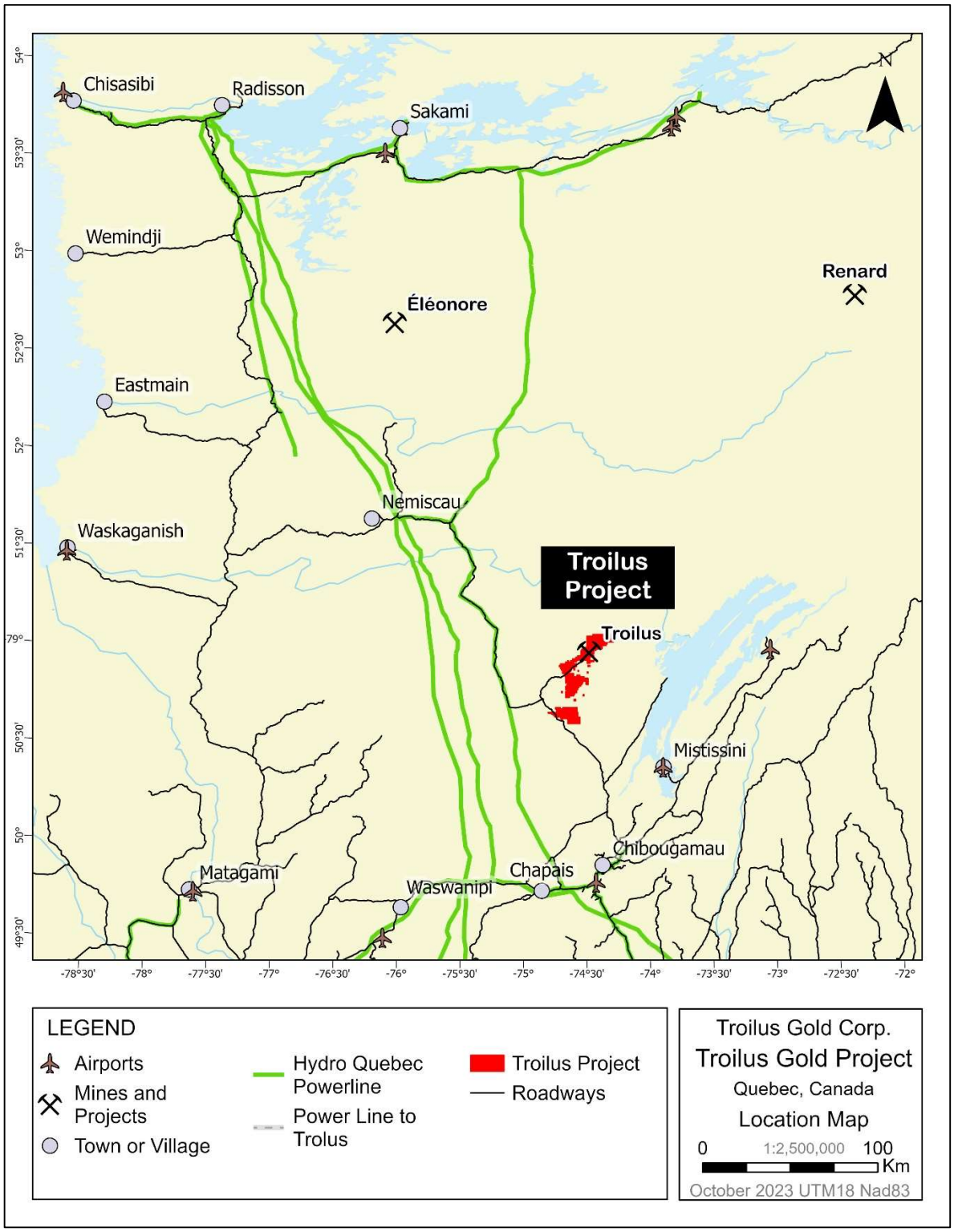
La propriété aurifère Troilus (la « propriété ») est divisée en deux projets : le projet aurifère Troilus (le « projet ») et le projet Troilus Frotêt. Les droits miniers sur la propriété couvrent une superficie totale d'environ 44 124,88 ha. Sur cette superficie totale, 7 242 ha sont détenus à 50 % par Troilus et à 50 % par Argonaut Gold dans le cadre d'un accord de coentreprise (JV), le reste des droits miniers étant détenus à 100 % par Troilus.

La propriété est située :

- Sur les feuilles de carte à l'échelle 1:250 000 NTS 023O (Lac Mesgouez) et 023J (Lac Assinica).
- Sur les cartes à l'échelle 1:50 000 32J/15 (Lac Troilus), 32J/16 (Lac Bueil), 32O/01 (Lac Miskittenau) et 32O/02 (Lac Montmort).
- À environ 51°00' nord et 74°30' ouest.
- À environ 538000 E ; 4650400 N, zone 18U (référentiel NAD83) coordonnées Universal Transverse Mercator (UTM).
- À environ 600 km au nord de Montréal.
- À environ 170 km par la route au nord de Chibougamau.
- Dans la province de Québec.
- Dans la région administrative du Nord-du-Québec.
- Dans la réserve faunique des lacs Albanel, Mistassini et Waconichi.
- À environ 45 km à l'ouest du lac Mistassini.
- À environ 9 km au nord-est du lac Troilus

La figure 4-1 ci-dessous montre l'emplacement de la propriété au Québec.

Figure -41 : Carte de localisation, centre du Québec



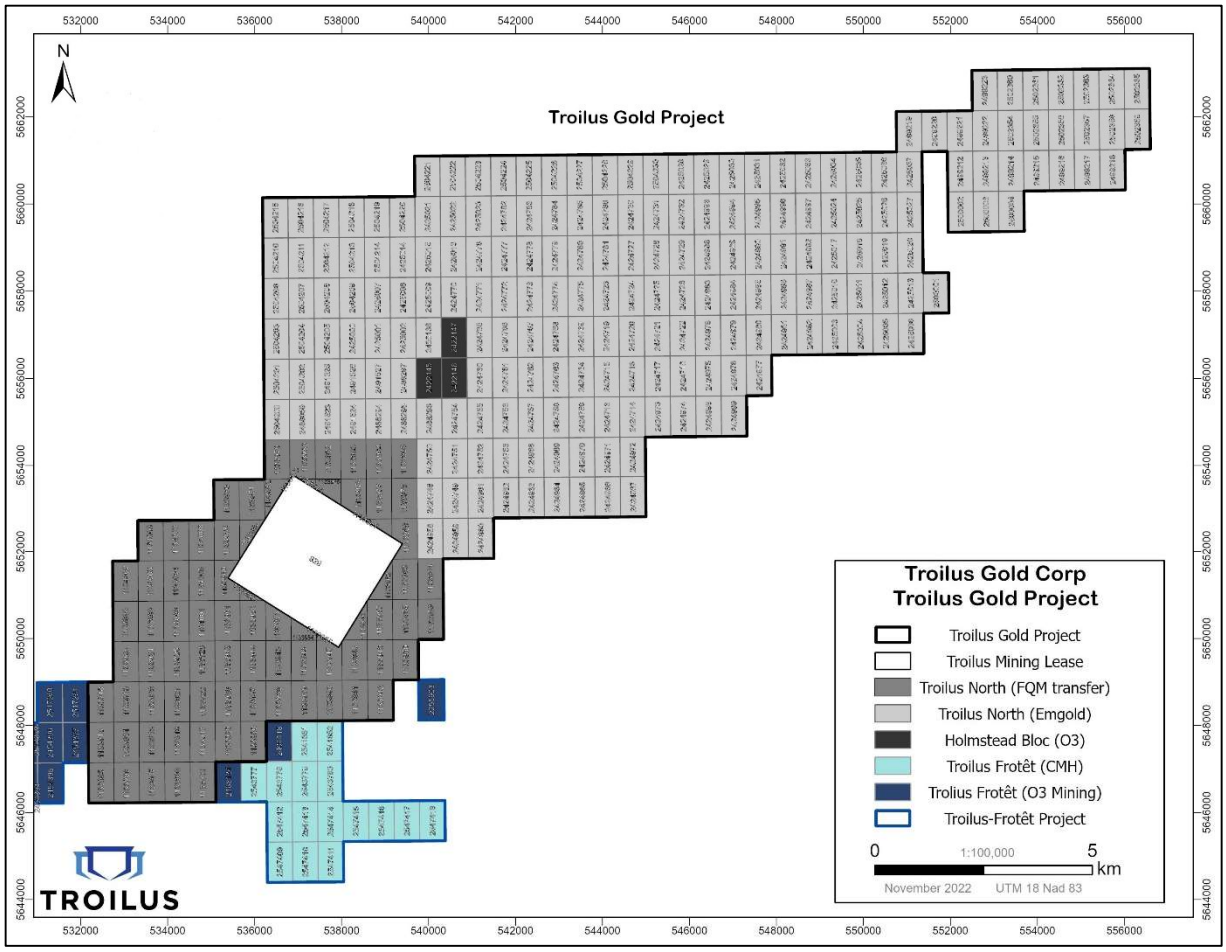
Source : Troilus (2023)

Les droits miniers du projet aurifère Troilus comprennent un bail minier et 293 claims miniers, totalisant 16 185,09 ha. Les droits miniers du projet Troilus Frotêt comprennent 520 claims miniers, totalisant 27 939,79 ha. Tous les droits miniers sont en règle.

La figure 4-2 présente la carte des droits miniers du projet aurifère Troilus. La figure 4-3 présente la carte des droits miniers des deux projets.

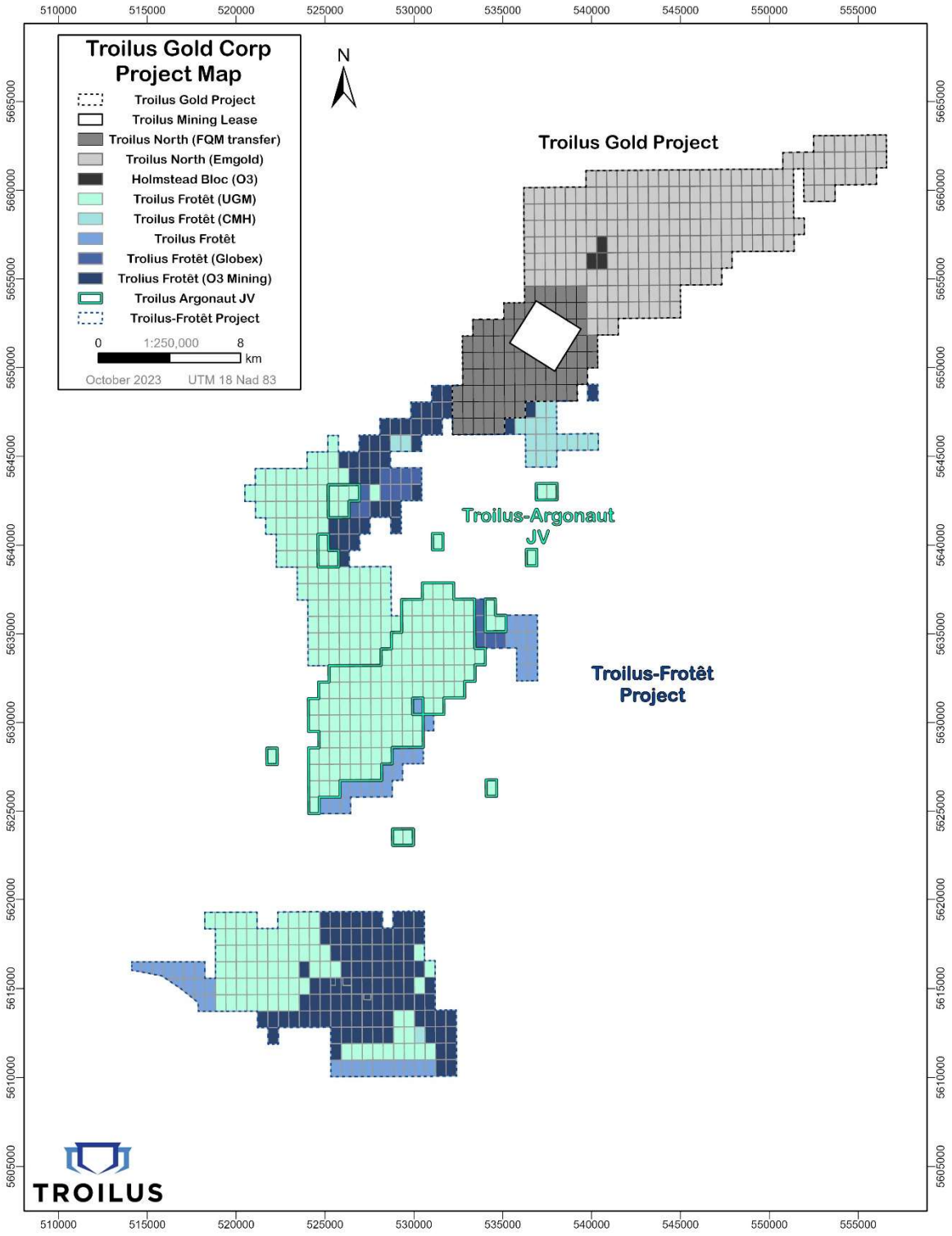
Le tableau 4-2 présente les droits miniers de la propriété aurifère Troilus. Le tableau 4-3 présente les droits miniers de la propriété Troilus Frotêt.

Figure -42 : Carte des droits miniers – Projet aurifère Troilus



Source : Troilus (2023)

Figure -43 : Droits d' minière – Projet Troilus s



Source : Troilus (2023)

Tableau -41 : Résumé des droits miniers pour la propriété aurifère Troilus

Droits miniers	Numéro de concession minière*	Nombre	Date d'expiration	Superficie (ha)
Concession minière (Bail Minier)	BM 829	1	Mars 2026	835,46
Concessions minières Projet aurifère Troilus	2422145 – 2422147	3	Février 2025	162,38
	2424713 – 2425732, 2424748 – 2424786, 2424958 – 2425037, 2488059	20 39 80 1	Mars 2025	7576,17
	1133905 – 1134008, 1133913 – 1133926, 1133929 – 1133930, 1133936 – 1133980, 1133982 – 1133985, 1133998 – 1134008, 2488138, 2488294 – 2488297	5 14 2 45 4 12 1 4	Avril 2025	4149,31
	2491523 – 2491527	5	Mai 2025	270,67
	2499212 – 2499223, 2500001 – 2500004	12 4	Août 2025	865,30
	2502354 – 2502365	12	Septembre 2025	648,80
	2504200 – 2504230	31	Oct	1677,01
Sous-total projet Troilus Gold		**294**		**16 185,09**
Sous-total projet Troilus Frotêt		**520**		**27 939,79**
TOTAL				**44 124,88**

*la liste indique les regroupements de numéros de claims miniers séquentiels

Tableau4 -2 : Résumé des droits miniers pour la propriété Troilus Frotêt

Droits miniers	Numéro de concession minière*	Nombre	Date d'expiration	Superficie (ha)
Concessions minières (Projet Troilus Frotêt)	2335740-2335741 2464724 -2464727 2543555-2543556 2543570-2543572 2543574-2543580 2543582 2543629-2543637 2543777-2543780	2 4 2 3 7 1 9 4	Septembre 2026	1740,66
	2255903 2544110	1 1	Oct	108,56
	2468129 2468134 2547409-2547418	1 1 10	Novembre 2026	651,17
	2323689-2323692 2323697-2323698	4 2	Décembre 2024	971,43

Droits miniers	Numéro de concession minière*	Nombre	Date d'expiration	Superficie (ha)
	232370	1		
	2529164-2529169	6		
	2548537-2548539	3		
	2471376-2471379	4		
	2472351-2472355	5	Jan	271,79
	1117913-1117917	5	Fév. 2025	4518,32
	1117920-1117925	6		
	1117927-1117935	9		
	1117937-1117945	9		
	2513581-2513582	2		
	2513585-2513586	2		
	2513590	1		
	2513601-2513602	2		
	2513609-2513611	3		
	2555505-2555514	10		
	2555517-2555519	3		
	2555532-2555536	5		
	2555545-2555546	2		
	2555552-2555554	3		
	2555612-2555613	2		
	2555619-2555620	2		
	2555627-2555629	3		
	2555636-2555637	2		
	2555837-2555846	10		
	2556135-2556137	3		
	2424552	1	Mars 2025	1085,45
	2485089	1		
	2560654-2560655	2		
	2560662-2560663	2		
	2560668-2560669	2		
	2560673-2560681	9		
	2560806-2560808	3		
	1134209-1134213	5	Avril	271,33
	2491363-2491374	12	Mai 2025	1739,99
	2492967-2492986	2		
	2498979-2498980	2	Juillet 2025	163,02
	2499048	1		
	2336277-2336279	3	Août 2025	1140,66
	2336281-2336286	6		
	2336288-2336290	3		
	2499783-2499791	9		
	2509780	1	Janvier 2026	545,40
	2510218-2510219	2		
	2510277-2510279	3		
	2510296-2510298	3		
	2510302	1		

Droits miniers	Numéro de concession minière*	Nombre	Date d'expiration	Superficie (ha)
	2513583-2513584	2	Février 2026	1581,52
	2513587-2513589	3		
	2513591-2513600	10		
	2513603-2513608	6		
	2513612-2513615	4		
	2531557-2531559	3		
	2532014	1		
	2534955-2534957	3	Mars 2026	491,26
	2535212-2535217	6		
	2515566-2515593	28	Avril 2026	2154,27
	2515595-2515602	8		
	2561837-2561841	5		
	2562429	1		
	2404418	1	Mai 2026	3320,80
	2517219-2517230	12		
	2517248-2517261	14		
	2517428-2517438	11		
	2517606-2517609	4		
	2517736-2517739	4		
	2518154-2518156	3		
	2539222	1		
	2539523-2539533	11		
	24497-24513	17	Juin 2026	3588,07
	2351879	1		
	2539742-2539743	2		
	2540669-2540670	2		
	2540576-2540578	3		
	2540922-2540923	2		
	2540925-2540938	14		
	2540955-2540958	4		
	2540993	1		
	2541129-2541134	6		
	2541166-2541172	7		
	2541191-2541193	3		
	2567480-2567484	4		
	2166908-2166910	3	Juillet 2026	2508,39
	2166913	1		
	2166945	1		
	2166947-2166949	3		
	2334393	1		
	2334395-2334396	2		
	2335604	1		
	2541682-2541684	3		
	2541697-2541701	5		
	2541851-2541852	2		
	2454371-2454374	4		
		20		

Droits miniers	Numéro de concession minière*	Nombre	Date d'expiration	Superficie (ha)
	2454378-2454397 2454415	1		
	2542307-2542309 2542783 - 2542799 2456839-2456840	3 15 2	Août 2026	1087,70
Sous-total projet Troilus Frotêt		**520**		**27 939**

*la liste indique les regroupements de numéros de claims miniers séquentiels

4.2 Propriété du projet

Le 2 mai 2016, une filiale en propriété exclusive de Sulliden Mining Capital Inc., 2507868 Ontario Inc. (Sulliden Sub), a conclu une entente avec First Quantum en vue d'acquérir une participation de 100 % dans le projet, sous réserve d'une redevance NSR dégressive. First Quantum avait acquis la mine Troilus dans le cadre du rachat d'Inmet Mining Corp. (Inmet) en mars 2013.

Afin d'exercer l'option prévue dans l'accord, trois paiements en espèces de 100 000 dollars ont été versés à First Quantum et plus d'un million de dollars ont été dépensés par Troilus et ses prédécesseurs pour des études techniques et d'ingénierie visant à évaluer la viabilité économique du projet. En outre, Troilus a accepté de prendre en charge les passifs existants du projet.

Le 31 octobre 2017, Pitchblack Resources Ltd. (Pitchblack), Sulliden Sub et 2513924 Ontario Inc. (251 Ontario) ont conclu une convention de fusion. La convention de fusion a été conclue le 20 décembre 2017 et Pitchblack a été renommée Troilus.

Conformément à l'accord de fusion, Sulliden Sub, 251 Ontario et une filiale en propriété exclusive de Pitchblack ont été fusionnées pour former une filiale en propriété exclusive de Pitchblack. Chaque quatre actions existantes de Pitchblack ont été regroupées en une nouvelle action ordinaire de Troilus.

Le 12 avril 2018, Troilus a officiellement exercé son option d'acquisition de la propriété Troilus auprès de First Quantum et le titre de propriété a été transféré à Troilus. Les 81 claims précédemment détenus par First Quantum étaient auparavant assujettis à une redevance variable de 1,5 % ou 2,5 % en faveur de First Quantum, selon que le prix de l'or était supérieur ou inférieur à 1 250 $ US l'once. Cette redevance nette de fonderie a été annulée dans le cadre d'une opération de rachat qui a été conclue en novembre 2020. En outre, Sandstorm Gold Royalties détient une redevance de 1 % sur ces 81 claims acquis dans le cadre de l'acquisition de Nomad Royalty Company.

Le 5 décembre 2018, Troilus a annoncé qu'elle avait finalisé l'acquisition du projet Troilus North auprès d'Emgold. En contrepartie de cette acquisition, Troilus a émis 3 750 000 actions ordinaires à Emgold et lui a versé 250 000 dollars en espèces.

Les 209 claims acquis auprès d'Emgold Mining (anciennement connu sous le nom de projet Troilus North) sont assujettis aux redevances sous-jacentes suivantes :

- Une redevance nette de 1 % à Emgold Gold Corporation, que Troilus a le droit d'acheter pour 1 000 000 $.

Le 11 novembre 2019, Troilus a annoncé qu'elle avait finalisé l'acquisition de trois claims auprès de O3 Mining Inc. (claims Holmstead, figure 4-2). En contrepartie de l'acquisition de ces trois claims, Troilus a émis 300 000 actions ordinaires et accordé une redevance nette de 2 % à O3 Mining Inc. sur ces trois claims. Troilus aura le droit de racheter 1 % de la RVA à tout moment pour 1 000 000 $. De plus, les trois claims acquis auprès d'O3 Mining Inc. sont assujettis à une RVA de 2 % en faveur d'un particulier, dont la moitié peut être rachetée pour 1 000 000 $.

Le 28 avril 2020, Troilus a annoncé qu'elle avait finalisé l'acquisition de 627 claims supplémentaires auprès de O3 Mining Inc. En contrepartie de l'acquisition des claims supplémentaires de O3 Mining Inc., la Société a émis 1 700 000 actions ordinaires et accordé une NSR de 2 % à O3 sur les claims de O3 Mining Inc.

La majorité de ces claims ont depuis été acquises par Sayona Mining Ltd. (« Sayona »). Troilus continue de détenir 135 claims acquis auprès d'O3 Mining Inc. en avril 2020 qui sont assujettis aux redevances suivantes :

o 2 % de redevance nette sur les bénéfices nets (NSR) à O3 Mining Inc., dont la moitié peut être rachetée pour 1 000 000 $, sous réserve des conditions de l'accord de rachat conclu entre Troilus et Sayona Mining Ltd. ; et

o 2 % de redevance nette de fonderie accordée à Inco Limited (maintenant Vale) sur sept des 135 claims.

Le 21 juillet 2020, Troilus a annoncé qu'elle avait finalisé l'acquisition de 91 claims auprès de Globex Mining Enterprises Inc. (Globex) en contrepartie de l'acquisition des claims Globex. Troilus a émis 350 000 actions ordinaires et accordé une redevance brute sur les métaux (« GMR ») de 2 % à Globex sur les claims Globex. Troilus a le droit de racheter une GMR de 1 % sur les claims Globex à tout moment pour 1 000 000 $ CA. Troilus a également annoncé qu'elle avait finalisé l'acquisition de 21 claims auprès de 9219-8845 Qc. Inc. dba Canadian Mining House (« CMH »). En contrepartie de l'acquisition des claims CMH, Troilus a versé une contrepartie en espèces de 69 000 dollars canadiens et a accordé une redevance nette de 1 % à CMH sur les claims CMH. Troilus a le droit de racheter une redevance nette de 0,5 % sur les claims CMH à tout moment pour 500 000 $ CA et d'acheter les 0,5 % restants à tout moment pour 1 500 000 $ CA. La majorité des claims acquis auprès de Globex et CMH ont depuis été acquis par Sayona et les conditions des redevances ci-dessus sont soumises aux conditions de l'accord de rachat conclu avec Sayona.

4.3 s sur les titres miniers – Québec

Au Québec, la Loi sur les mines régit la gestion des ressources minérales et l'octroi des droits d'exploration des substances minérales pendant la phase d'exploration. Elle traite également de l'octroi des droits relatifs à l'utilisation de ces substances pendant la phase d'exploitation minière. La Loi sur les mines établit les droits et obligations des titulaires de droits miniers afin d'assurer le développement maximal des ressources minérales du Québec (site web : Loi sur les mines du Québec).

Au Québec, les claims miniers ont des emplacements préétablis et ne nécessitent pas d'arpentage légal. Un claim désigné sur carte est valable pendant deux ans et peut être renouvelé indéfiniment, sous réserve de l'exécution des dépenses requises. Les claims miniers désignés sur carte ont une superficie d'environ 54 ha, mais peuvent être plus petits si d'autres droits prévalent sur le claim.

Chaque concession confère à son titulaire le droit exclusif d'explorer le sol à la recherche de substances minérales, à l'exception du sable, du gravier, de l'argile et des autres gisements non consolidés, sur le terrain visé par la concession. La concession garantit également au titulaire le droit d'obtenir un droit d'extraction en cas de découverte d'un gisement minéral. La propriété des droits miniers confère le droit d'acquérir les droits de superficie.

Les concessions minières (Baux Miniers) sont initialement accordées pour une période de 20 ans. La concession minière peut être renouvelée pour des périodes supplémentaires de dix ans.

4.4 Droits de superficie

Outre les droits de superficie couvrant le bail minier, il existe des baux de droits de superficie couvrant un certain nombre de zones comprenant des routes et des infrastructures. Les frais de renouvellement des droits de superficie pour le bail minier s'élèvent à plus de 50 000 dollars par an.

Troilus a un accès complet à l'ensemble de la propriété.

4.5 Redevances et charges

4.5.1 Redevances

Les redevances qui touchent spécifiquement le projet sont présentées ci-dessous.

Les 81 claims et BM 829 précédemment détenus par First Quantum Minerals Inc. sont assujettis à une redevance de 1 % versée à Sandstorm Gold Royalties, acquise dans le cadre de l'acquisition de Nomad Royalty Company.

Les 209 claims acquis auprès d'Emgold Mining (anciennement connu sous le nom de projet Troilus North) sont assujettis à la redevance suivante :

- 1 % de redevance nette sur le rendement (NSR) à Emgold Mining Corporation, que la société a le droit d'acheter pour 1 000 000 $.

Les 3 claims acquis auprès d'O3 Mining Inc. en novembre 2019 sont soumis aux redevances suivantes :

- 2 % de redevance nette sur la production (NSR) à O3 Mining Inc., dont la moitié peut être rachetée pour 1 000 000 $;
- 2 % de redevance nette sur la production (RNTP) à un particulier, dont la moitié peut être rachetée pour 1 000 000 $.

Les 135 claims acquis auprès d'O3 Mining Inc. en avril 2020 sont assujettis aux redevances suivantes :

- 2 % de redevance nette de fonderie (NSR) à O3 Mining Inc., dont la moitié peut être rachetée pour 1 000 000 $, sous réserve des conditions de l'accord de rachat conclu entre Troilus et Sayona Mining Ltd. ; et
- 2 % de redevance nette de fonderie accordée à Inco Limited (maintenant Vale) sur sept des 135 claims.

Les 19 claims acquis auprès de Canadian Mining House en juillet 2020 sont assujettis à la redevance suivante :

- 1 % de redevance nette sur la production (NSR) à Canadian Mining House, dont 0,5 % peut être racheté pour 500 000 $ et 0,5 % peut être racheté par la société pour 1 500 000 $, sous réserve des conditions de l'accord de rachat conclu entre Troilus et Sayona Mining Ltd.

Les 15 claims acquis auprès de Globex Mining Enterprises en juillet 2020 sont assujettis à la redevance suivante :

- 2 % des ventes brutes de métaux à Globex Mining Enterprises, dont 1 % peut être racheté par la société à tout moment pour 1 000 000 $, sous réserve des conditions de l'accord de rachat conclu entre Troilus et Sayona Mining Ltd.

Les droits miniers Bullseye acquis dans le cadre de l'acquisition d'UGM, qui font l'objet d'un accord de coentreprise à 50 % avec Argonaut Gold, sont assujettis aux redevances suivantes :

- 13 claims dans NTS 032J15 totalisant 704,34 hectares sont assujettis à une redevance nette de 2 % à O3, dont la moitié peut être rachetée à tout moment pour 500 000 $. UGM a acquis les claims auprès d'O3 ;

En vertu de l'accord de coentreprise avec Argonaut, si la participation de l'une des parties est diluée à 10 % ou moins (un « participant dilué »), l'autre partie aura le droit de faire racheter par la coentreprise la participation détenue par le participant dilué en échange d'une redevance égale à 2 % de la redevance nette de fonderie (« NSR »), dont la moitié peut être rachetée à compter de la date d'émission de la NSR pour 1 000 000 $.

Les claims Pallador détenus à 100 % acquis dans le cadre de l'acquisition d'UGM sont soumis aux redevances suivantes :

- Soixante-et-onze (71) claims, dans le NTS 032J15 totalisant 4 182,33 hectares, sur la propriété Dileo-Nord acquise dans le cadre de la fusion avec UGM, sont assujettis à une redevance de 1 % sur la NSR payable à Soquem, dont la moitié peut être rachetée à tout moment pour 500 000 $. UGM a acquis les claims auprès de Soquem, sous réserve des conditions de l'accord de rachat conclu entre Troilus et Sayona Mining Ltd.
- 55 claims totalisant 2 999,31 hectares dans NTS 32J10, acquis dans le cadre de la fusion avec UGM, sont assujettis à une redevance nette de fonderie de 1 % payable à Geotest Corporation (0,5 %) et Wayne Holmstead (0,5 %). UGM a acquis les claims auprès de Geotest/Holmstead.

4.5.2 Gravements

En 2007, les travaux de restauration du site ont commencé par Inmet avec la revégétalisation des zones qui n'étaient plus utilisées par Troilus (figures 4-4 à 4-7). Les travaux de démantèlement, de nettoyage et de nivellement sont en grande partie terminés. Les travaux de fertilisation et d'ensemencement se poursuivent, en particulier dans la zone des résidus. Une station d'épuration est en service depuis la fin de 1998, après que la mise en service initiale a révélé des problèmes de contrôle des solides en suspension. Elle utilise une nouvelle technologie (ACTIFLO) basée sur l'ajout de polymères et l'agitation, suivie d'une décantation lamellaire à grande vitesse assistée par du sable, qui réduit les solides en suspension à des concentrations inférieures à 15 ppm, la limite réglementaire moyenne mensuelle. La durée d'utilisation de la station d'épuration n'est pas connue.

La première version du plan de restauration de la mine a été déposée auprès du ministère des Ressources naturelles et de la Faune (MRNF) en 1996, puis révisée une première fois en 2002 et une seconde fois cinq ans plus tard, en 2007.

Le plan actuel de restauration de la mine a été élaboré par Genivar Inc. (Genivar) en novembre 2009 (Genivar, 2009). Ce plan de restauration tenait compte des versions précédentes, mais il s'agissait d'un plan entièrement nouveau qui incluait les études supplémentaires récentes mettant à jour les informations concernant l'hydrologie et l'hydrogéologie, le drainage minier acide, la caractérisation du site de type phase 1 et les travaux de restauration progressive réalisés en 2007, 2008 et 2009. La communauté de la nation crie de Mistissini (les Cris de Mistissini) a été consultée tout au long du processus. Le plan de fermeture de la mine Troilus a été approuvé par le ministère du Développement durable, de l'Environnement et des Parcs du Québec (certificat d'autorisation n° 3214-14-025) conformément aux modifications apportées le 3 novembre 2010 et le 23 mai 2012.

Des échantillons d'eau de surface et souterraine sont prélevés à intervalles réguliers à différents sites de surveillance sur la propriété, et des rapports annuels résumant les résultats sont soumis au MRNF et au ministère de l'Environnement et de la Faune (MDDEP).

Genivar (2009) a estimé que les travaux de restauration du site seraient terminés en 2012 et que le programme de surveillance post-restauration se poursuivrait jusqu'en 2016. AGP note que les travaux de restauration du site sont en cours et pourraient prendre plus de temps que prévu. AGP recommande à Troilus de réévaluer le calendrier, l' et les coûts liés à la restauration et à la surveillance du site, et recommande de faire appel à un expert en environnement pour examiner la surveillance en cours et les travaux de restauration du site.

Figure -44 : Troilus Z87 (au premier plan) et J Open Pits and Waste Dumps (vue vers le nord-ouest)



Source : Troilus (2023)

Figure -45 : Zone Troilus Z87 à ciel ouvert (vue vers le sud)



Source : Troilus (2023)

-46 : Zone J de Troilus, mine à ciel ouvert (vue vers le nord)



Source : Troilus (2023)

Figure -47 : Zone J de Troilus, mine à ciel ouvert (vue nord-ouest)



Source : Troilus (2023)

4.6 Permis

Aucun permis n'est requis pour mener des activités d'exploration sur la propriété, à l'exception d'un permis d'abattage d'arbres nécessaire à l'installation de chemins de forage et d'équipements de forage. Le permis d'abattage d'arbres est délivré par le ministère des Forêts, de la Faune et des Parcs (MFFP).

4.7 Responsabilités environnementales

AGP n'a connaissance d'aucun passif environnemental ni d'aucun autre facteur ou risque susceptible d'affecter l'accès, le titre ou la capacité de Troilus à mener des activités d'exploration sur la propriété.

5 ACCESSIBILITÉ, CLIMAT, RESSOURCES LOCALES, INFRASTRUCTURES ET PHYSIOGRAPHIE

5.1 Accessibilité

Le projet est situé à 170 km par la route, au nord de Chibougamau. Depuis Chibougamau, la propriété est facilement accessible en parcourant 23 km vers l'est et le nord-est sur la 3e Rue et la route 167, puis en tournant vers le nord sur la Route du Nord pendant environ 108 km, puis vers l'est et le nord-est sur la route d'accès à la mine (R1047) pendant environ 44 km. La route 167 est asphaltée et en bon état. La Route du Nord et la route d'accès à la mine sont bien entretenues toute l'année. Le trajet depuis Chibougamau dure généralement 2 heures.

Il existe des vols réguliers vers Chibougamau au départ de Montréal.

5.2 Climat

La région où se trouve la propriété bénéficie d'un climat subarctique continental (Dfc ; classification de Köppen) caractérisé par des hivers longs et froids et des étés courts et doux. Les températures moyennes varient de -20 °C en janvier à 16 °C en juillet. Les précipitations annuelles moyennes varient de 51 mm en février à 106 mm en août (Mistissini ; worldclimate.com).

Les activités d'exploration et d'exploitation minière peuvent être menées toute l'année.

5.3 Ressources et infrastructures locales

La ville la plus proche de la propriété est Mistissini, une communauté crie située à environ 90 km au sud-est du site. Les services disponibles à Mistissini sont limités. En juin 2018, Troilus a ouvert un bureau à Mistissini qui sert de forum d'échange d'informations et de liaison avec les Cris sur divers aspects sociaux, environnementaux et économiques du projet, ainsi que sur les possibilités futures de formation, d'emploi et d'affaires.

Chibougamau, avec une population d'environ 7 500 habitants (estimation de 2016), est la plus grande ville du Nord-du-Québec et offre la plupart des services, des fournitures et du carburant nécessaires au projet. Chibougamau est une ville minière bien établie qui dispose d'infrastructures locales, de services et d'une main-d'œuvre minière bien développés. En octobre 2018, Troilus a ouvert un bureau d'exploration à Chibougamau.

La propriété est reliée au réseau hydroélectrique provincial par une ligne électrique de 137 km de 161 kV. L'eau est abondante sur la propriété et disponible pour les activités d'exploration.

Sur le plan politique, la province de Québec est très favorable à l'exploitation minière. Le gouvernement québécois a démontré sa volonté d'encourager le développement des ressources naturelles par l'octroi rapide de permis, la sécurité des titres et des incitations financières.

Troilus entretient les infrastructures locales autour du site minier historique. Les principales infrastructures actuelles comprennent :

- Un campement pouvant accueillir 80 personnes, avec hébergement et cuisine.
- Un bâtiment abritant les bureaux d'exploration.
- Une installation de diagraphie et d'échantillonnage.
- Une aire de stockage des carottes à l'extérieur.
- Garage pour l'entrepreneur chargé du déneigement et de l'entretien des routes.
- Garage pour les employés chargés de la restauration du site.
- Station de transformation électrique.
- Réservoir d'eau potable et station de pompage.
- Station de traitement des eaux résiduelles.
- Plusieurs stations de pompage des eaux résiduelles.
- Guérite et portail.

5.4 Physiographie

La zone du projet est principalement couverte de forêts d'épinettes noires, de marécages et de lacs. Le relief vertical de la zone est modéré, entre 370 m et 500 m d'altitude. L'ancienne mine Troilus est située sur le flanc ouest d'une colline de 500 m de haut, à une altitude moyenne de 375 m au-dessus du niveau de la mer. Les morts-terrains sont constitués d'une épaisse couche (supérieure à 10 m) de till fluvio-glaciaire. Les affleurements sont rares et de très gros rochers sont fréquents en surface.

Outre les droits de surface couvrant la concession minière, il existe des concessions de droits de surface couvrant plusieurs zones avec des routes et des infrastructures. L'étendue des droits de surface était suffisante pour exploiter la mine dans le passé, mais des droits de surface supplémentaires pourraient être nécessaires à mesure que des ressources minérales s'ajouteront au projet actuel.

5.5 Suffisance des droits de surface

Troilus dispose de droits de surface suffisants pour accéder à la propriété et y mener des activités d'exploration.

6 HISTORIQUE

Les premières explorations dans la région ont débuté en 1958, à la suite de la découverte de nombreux blocs erratiques contenant des anomalies de cuivre et de nickel. Entre 1958 et 1967, plusieurs occurrences de cuivre et de zinc ont été découvertes, notamment un gisement de sulfures massifs à Baie Moléon, découvert par Falconbridge Ltd. en 1961.

En 1971, le gisement Lessard a été découvert par Selco Mining Corp. près du lac Domergue. Il était géologiquement similaire à celui de Baie Moléon, composé de sulfures massifs. À la suite de cette découverte, une étude géophysique électromagnétique (EM) et magnétique a été réalisée dans la région de Troilus et du lac Frôtet, mais elle n'a pas donné lieu à de nouvelles découvertes significatives.

Les découvertes de Baie Moléon et Lessard, situées au sud-ouest du gisement Troilus, ont amélioré la compréhension géologique de la ceinture de roches vertes Frotêt-Evans et ont ouvert la région à de nouvelles explorations pour des gisements de métaux communs.

En 1983, les résultats d'un nouveau levé aérien INPUT réalisé sur une vaste zone de la partie est de la ceinture Frôtet-Evans ont été publiés par le gouvernement du Québec. Quelques travaux d'exploration ont été menés à la suite de ce levé, mais aucune découverte importante n'a été faite.

6.1 Exploration et mise en valeur, 1985-2010

Le tableau 6-1 présente un résumé de l'historique de l'exploration et du développement de la mine Troilus de 1985 à 2010.

Tableau6 -1 : Résumé de l'historique de la mine Troilus, 1985-2010

Date	Description
	Kerr Addison Mines Ltd. (Kerr Addison) acquiert plus de 1 500 claims dans la région de Troilus.
19	Kerr Addison acquiert la zone minière Troilus et découvre de l'or et du cuivre.
19	Minnova Inc. (Minnova) acquiert une participation de 50 % auprès de Kerr Addison et devient l'exploitant.
Décembre	L'étude de préfaisabilité de Kilborn Inc. est négative (7 500 t/j).
Février à mai 1993	Metall Mining Corporation (Metall) acquiert 100 % des parts de Troilus.
Août	L'étude de faisabilité réalisée par Kilborn-Met-Chem-Pellemon est positive (10 000 t/j).
Septembre	Metallgesellschaft AG vend la totalité de sa participation de 50,1 % dans Metall par le biais d'une vente publique de ses actions.
Fin	Début des travaux de construction
4	Metall change de nom et devient Inmet Mining Corp (Inmet)
1995	Une route d'accès de 44 km depuis la Route du Nord, une ligne électrique de 137 km et deux sous-stations sont achevées.
Oct	Fin des travaux de construction.
Novembre	Début de la production à la mine Troilus
Avril	L'usine atteint une capacité de 10 000 t/j.
Avril	Expansion de l'usine Met-Chem à 15 000 t/j Faisabilité acceptée
	L'usine atteint une capacité de 15 000 t/j.
	L'usine atteint une capacité de 16 000 t/j.

	Expansion de l'usine Met-Chem à 20 000 t/j - Faisabilité acceptée.
	L'usine atteint une capacité de 20 000 t/j.
	Arrêt de la rampe souterraine à 519,1 m du portail le 22 janvier 2007.
	L'exploitation minière dans la fosse J4 (aujourd'hui fosse J Zone) s'achève en mai 2008.
	Début du remblayage des déchets à l'extrémité sud de la fosse J4 en avril 2008.
	L'exploitation minière à la fosse Z87 est terminée, le dernier chargement de camion a lieu le 13 avril 2009.
	Arrêt de l'usine le 29 juin 2010.
	Vente et expédition du broyeur au Mexique en septembre 2010.
	Camp vendu le 19 novembre 2010, puis démantelé

6.1.1 Historique de propriété, 1985 – 1993

Kerr Addison a acquis deux grands blocs de concessions minières en 1985 et 1987, qui comprenaient la zone du projet. En 1988, Minnova est devenue exploitante dans le cadre d'une coentreprise à parts égales avec Kerr Addison.

En février 1993, Metall a acquis la participation de Minnova et, en mai 1993, Metall a racheté toutes les propriétés minières de Kerr Addison. Le 4 mai 1995, Metall a changé de nom pour devenir Inmet.

Inmet a été acquise par First Quantum en mars 2013. Le 8 avril 2014, Copper One a conclu une entente d'achat définitive avec FQM (Akubra) Inc., une filiale en propriété exclusive de First Quantum, en vue d'acquérir une participation de 100 % dans l'ancienne mine Troilus, mais l'achat n'a pas été réalisé.

6.1.2 Kerr-Addison et Minnova, 1985-1993

En 1985, Kerr Addison a acquis un important bloc de claims à la suite d'un programme de cartographie géologique mené par le ministère des Ressources naturelles du Québec, qui a révélé un bon potentiel pour la minéralisation d'or et de métaux de base. Kerr Addison a réalisé d'autres travaux géochimiques, géophysiques et géologiques en 1985 et 1986. Les forages ont commencé en 1986 avec 24 trous totalisant 3 590 m, ce qui a conduit à la découverte de la zone 86 (Z86).

En 1987, d'autres claims ont été ajoutés à la propriété au nord du forage Z86, où se trouve actuellement l'ancienne mine Troilus. Une importante dispersion de paillettes d'or a été découverte lors de travaux de prospection et 26 trous de forage au diamant totalisant 4 413 m ont été réalisés. Le trou KN-12, foré immédiatement en amont d'une dispersion de paillettes glaciaires, a recoupé une minéralisation importante en or et en cuivre sur de grandes largeurs, qui s'est avérée faire partie de la zone Z87, nommée ainsi en référence à l'année de sa découverte.

En 1988, 27 trous de forage au diamant totalisant 6 567 m ont été réalisés. Les premiers essais de forage d'une anomalie électromagnétique horizontale faible (HEM) à proximité ont recoupé une minéralisation aurifère et cuprifère anormale dans ce qui a été confirmé par la suite comme étant le gisement J4 en 1991. Le nom J4 provient de son emplacement sur la grille d'exploration « J ». Le 1er octobre 1988, une coentreprise à parts égales a été formée entre Kerr Addison et Minnova. Minnova est devenue l'opérateur.

Entre 1989 et 2005, quatorze programmes de forage comprenant 887 trous de forage au diamant pour un total de 159 538 m ont été réalisés sur la propriété. Les forages ont permis de délimiter cinq zones principales de minéralisation aurifère (Z87/Zone 87 Sud (Z87S), Z87 Deep, J4, J5 et Sud-Ouest (SW)), ainsi que plusieurs intersections aurifères isolées.

En 1991, un camp semi-permanent pouvant accueillir 30 à 50 personnes a été installé entre Z87 et J4. Au cours de l'année 1991, un échantillon en vrac d'environ 200 t, titrant en moyenne 2,3 g/t Au, a été prélevé au centre de la zone Z87 et environ 100 t ont été traités à l'usine pilote du Centre de recherche minérale du Québec, à Québec, dans le cadre d'une étude de préfaisabilité. Les 100 tonnes restantes ont été traitées à l'usine pilote de SGS Lakefield Research Limited (Lakefield) dans le cadre de l'étude de faisabilité de 1993.

En 1992, un levé de polarisation induite (PI) d'orientation réalisé sur les zones Z87 et J4 a mis en évidence de fortes anomalies PI. Le levé PI a couvert l'ensemble de la propriété et a également été utile pour planifier un programme de forage de condamnation dans les zones où l'infrastructure et les stocks étaient prévus.

Entre décembre 1992 et mars 1993, un programme de forage comprenant 181 trous totalisant 24 239 m a été réalisé afin de mener à bien l'étude de faisabilité. Le forage avait pour but de définir les zones Z87 et J4 et de tester d'autres anomalies IP.

6.1.3 Metall et Inmet, 1993-2005

En février 1993, Metall a acquis la participation de Minnova et, en mai 1993, a racheté la totalité des intérêts miniers de Kerr Addison. En août 1993, une étude de faisabilité positive a été réalisée sur la base d'une exploitation à ciel ouvert de 10 000 t/j (Kilborn, 1993). En septembre 1993, le groupe de consultants Coopers & Lybrand de Toronto, en Ontario, a vérifié l'étude de faisabilité et n'a relevé aucun problème important.

D'août 1994 à avril 1995, Mineral Resources Development Inc. (MRDI) de San Mateo, en Californie, a examiné les réserves des études de faisabilité et de post-faisabilité à des fins de financement. D'autres paramètres de kriging ont été testés et un programme d'essais de vérification a été mené sur l'ensemble des données de 1992 à 1993.

En mai 1995, Metall a changé de nom pour devenir Inmet. Le financement du projet a été finalisé en juin 1995. Plus tard dans l'année, la réfection de la route d'accès de 44 km depuis la Route du Nord, ainsi que d'une ligne électrique de 137 km et de deux sous-stations, ont été achevées.

La construction du complexe minier et de toutes les installations a été achevée à l'automne 1996, et l'exploitation a commencé en novembre 1996. En avril 1997, après quelques ajustements, la capacité de l'usine a atteint 10 000 t/j.

En avril 1998, Inmet a approuvé une étude de faisabilité réalisée par Met-Chem Canada Inc. (Met-Chem) visant l'expansion de l'usine à 15 000 t/j. Les modifications à l'usine ont commencé en décembre 1998, et la capacité totale de 15 000 t/j a été atteinte en 1999.

De nouveaux protocoles d'échantillonnage et d'analyse pour les trous de mine et les futures campagnes de forage au diamant ont été proposés par Francis Pitard en janvier 1999 (Pitard, 1999). En conséquence, d'importantes modifications ont été apportées au laboratoire d'analyse de Troilus au cours de l'automne 1999, qui est devenu pleinement opérationnel en mai 2000, après une période de mise en œuvre et d'ajustement de six mois.

En 2004, Inmet a approuvé une autre étude de faisabilité de l'expansion de l'usine réalisée par Met-Chem afin d'augmenter la capacité de l'usine à 20 000 t/j. Les modifications apportées à l'usine ont été

achevées en décembre 2004 et la capacité totale de 20 000 t/j a été atteinte en 2005. En 2010, la mine a été fermée, Inmet ayant décidé de se concentrer sur d'autres actifs.

6.2 Production historique de la mine Troilus, 1996-2010

La mine Troilus était une mine à ciel ouvert conventionnelle qui fonctionnait en continu, toute l'année. L'usine avait une capacité nominale de 20 000 t/j et son schéma de traitement comprenait un circuit de récupération par gravité et de flottation. Il y avait un campement permanent sur place avec des installations pour manger, dormir et se divertir pouvant accueillir jusqu'à 450 travailleurs, qui a depuis été démantelé. Le site était régulièrement patrouillé par des agents de sécurité. Lorsque l'ancienne mine Troilus était en activité, un service de transport par autobus était assuré plusieurs fois par semaine pour les travailleurs entre Chibougamau et Mistissini.

La mine a commencé sa production commerciale en octobre 1996 et a fonctionné sans interruption jusqu'en avril 2009, tandis que l'usine de traitement a continué à traiter les stocks jusqu'au 29 juin 2010.

De 1995 à 2010, environ 69,6 Mt de minerai titrant en moyenne 1,00 g/t Au et 0,10 % Cu ont été extraits et 7,6 Mt de minéralisation à plus faible teneur ont été stockées. Au total, environ 230,4 Mt ont été excavées, dont 18,4 Mt de morts-terrains et 134,7 Mt de stériles.

Le taux de récupération global de l'usine était en moyenne de 83 % pour l'or et de 89 % pour le cuivre. La mine Troilus a produit plus de deux millions d'onces d'or et près de 70 000 tonnes de cuivre. L'usine a traité les stocks à faible teneur de 2009 jusqu'au 29 juin 2010. L'historique de la production jusqu'à la fin de la durée de vie de la mine en 2010 est résumé dans le tableau 6-2.

Tableau6 -2 : Production historique, mine Troilus, 1996-2010

Description					1999	2000	2001	2002	2003	2004	2005	2006	2007	2008	2009	2010	1995 - 2010
Matières en excès (000 t)	3 449	5 080	3 235	967	1 949	552	63	203	843	1 702	347	0	0	0	0	0	18 390
Roches stériles (000 t)		988	8 840	13 052	12 073	14 370	13 441	14 912	11 279	10 344	11 452	9 787	6 951	6 999	212	0	134 700
Stock (000 t)		118	865	1 423	1 144	61	1 081	8	261	468	888	371	167	784	0	0	7 639
Minerai extrait (en milliers de tonnes)		62	3 798	4 176	4 959	4 913	5 901	5 943	5 923	6 045	6 929	6 670	6 463	5 599	1 692	0	69 640
Total excavé (000 t)	3 449	6 814	16 737	19 618	20 126	19 895	20 485	21 065	18 307	18 559	19 616	16 828	13 582	13 382	1 904	0	230 367
Tête de moulin (g/t Au)		1,35	1,44	1,34	1,26	0,9	1,1	1,08	1,03	0,95	0,94	0,86	0,87	0,95	0,83	0,52	1,03
Tête de broyeur (% Cu)		0,157	0,163	0,138	0,125	0,104	0,156	0,132	0,108	0,092	0,076	0,051	0,054	0,106	0,11	0,08	0,11
Récupération de l'or		8	85,56	86,43	85,64	82,78	83,6	83,05	83,01	80,63	81,79	82,45	81,72	84,02	84,00	81,00	83,09
Récupération du cuivre		81,4	89,41	89,71	89,81	89,87	91,75	90,22	89,42	86,78	89,68	86,9	87,63	93,39	92,00	89,00	89,13
Au (oz)*		12 941	139 888	146 970	168 364	122 532	162 578	164 602	164 061	149 028	159 545	147 876	138 391	151 297	135 200	37 900	2 001 173
Cu (t)*		471	5 158	4 915	5 416	4 786	7 836	6 817	5 791	4 814	4 444	2 881	2 772	5 707	5 900	2 000	69 708

Remarque : *Métaux récupérés après broyage et ajustements liés à la fusion et à l'affinage.

7 CONTEXTE GÉOLOGIQUE ET MINÉRALISATION

7.1 Géologie régionale

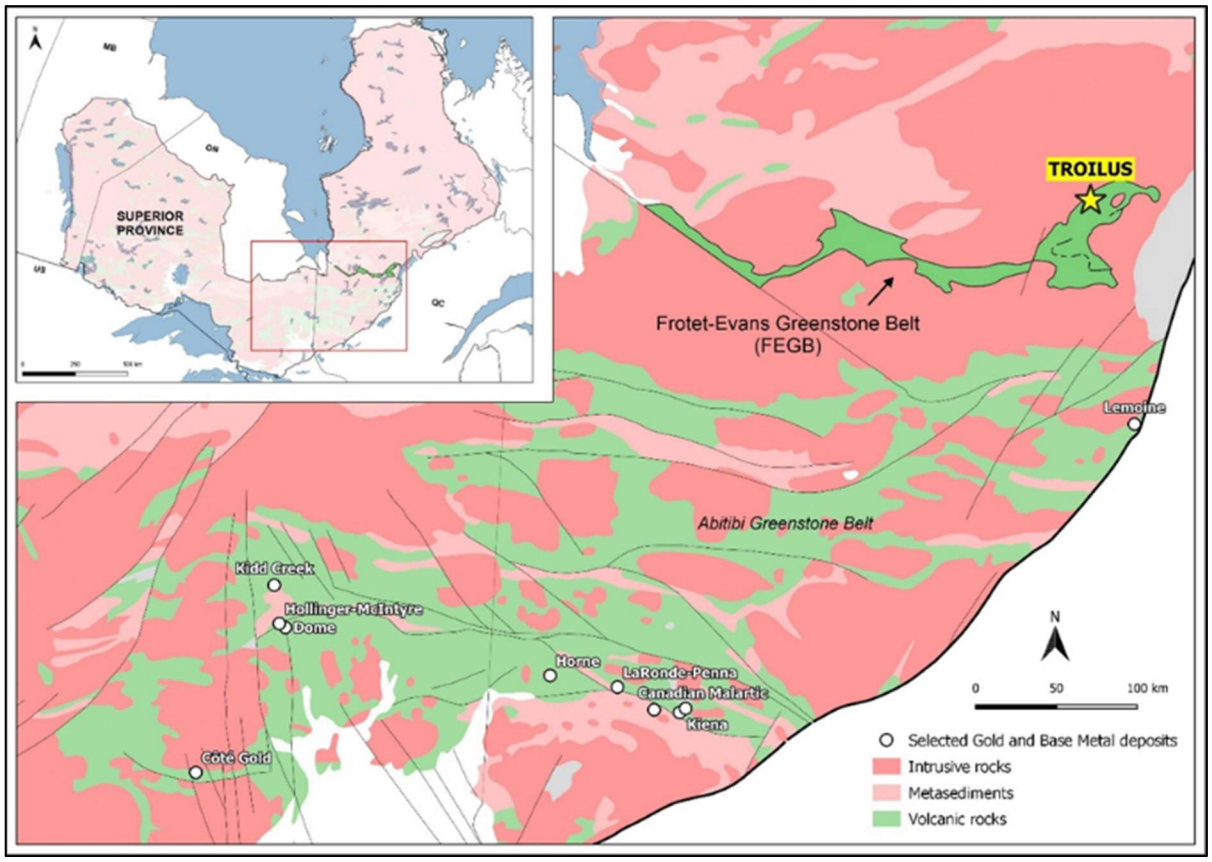
Le gisement aurifère Troilus se trouve dans la partie est de la ceinture de roches vertes Frotêt-Evans (FEGB), dans la sous-province d'Opatica, dans la province du Québec. La figure 7-1 présente la géologie régionale de la FEGB.

La FEGB est située au centre de la sous-province d'Opatica et s'étend sur 300 km entre la baie James, à l'ouest, et le lac Mistissini, à l'est, avec une largeur variable pouvant atteindre 45 km dans sa partie orientale (Carles, 2000). Ses roches volcaniques définissent une structure synformale orientée est-ouest et délimitée par des failles (Simard, 1987 ; Davis et al., 1995). La séquence volcano-sédimentaire de la FEGB peut être divisée en deux domaines similaires, ouest et est. Des subdivisions détaillées ont été réalisées par Brisson et al. (1997a, b et 1998a, b, c) et Morin (1998 a, b, c) dans le cadre d'une série de travaux de cartographie géologique menés dans toute la ceinture de roches vertes par le ministère des Ressources naturelles du Québec. Boily et Dion (2002) ont divisé la FEGB en quatre segments distincts : (1) Evans-Ouagama, (2) Storm-Evans, (3) Assinica et (4) Frotêt-Troilus. La figure 7-2 montre le domaine oriental de Frotêt-Troilus (Simard, 1987), qui a fait l'objet d'une attention particulière en raison de son potentiel économique plus important.

La FEGB est largement dominée par des basaltes tholéiitiques et magnésiens associés à des roches pyroclastiques felsiques et calco-alcalines intermédiaires, des coulées de lave et des couches ultramafiques locales. Des roches plutoniques gabbroïques à monzogranitiques syn- à post-déformations sont présentes dans toute la ceinture de roches vertes.

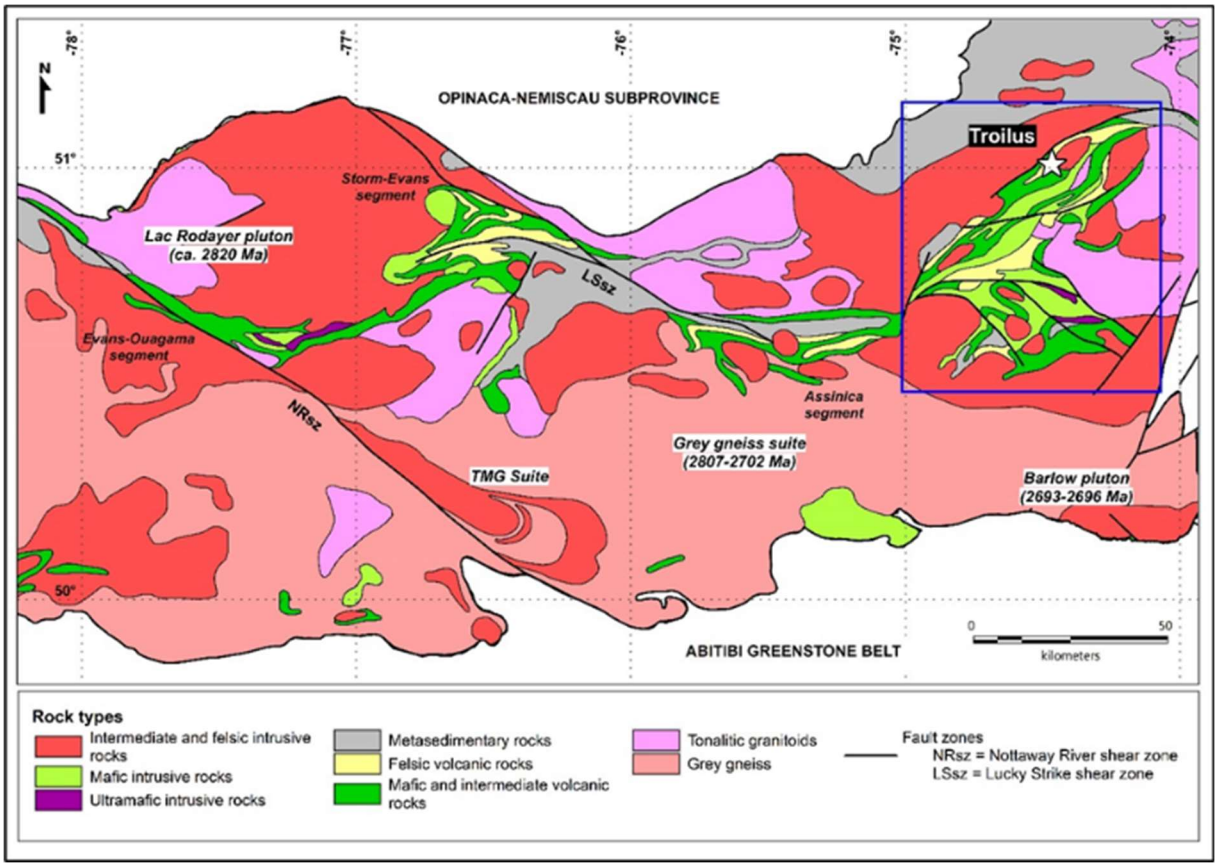
Les quelques datations U-Pb publiées sur le zircon ont permis de limiter l'âge de la FEGB entre 2793 Ma et 2755 Ma (Pilote et al., 1997 dans Boily et Dion, 2002). L'âge d'environ 2793 Ma coïncide avec les dates obtenues pour la diorite de Troilus.

Figure -71 : Carte géologique régionale – Ceinture de roches vertes Frotêt-Evans



Source : Troilus (2019)

Figure -72 : Carte géologique régionale – FEGB dans le centre du Québec



Source : Troilus (2019)

Le gisement aurifère Troilus est situé dans le domaine Frotêt-Troilus, à l'est de la FEGB (figure 7-3). Il se caractérise par une histoire volcanique et magmatique complexe et variable, dominée par des roches volcaniques mafiques et des intrusions mafiques coévolutives et cœgénétiques, des roches volcaniques intermédiaires à felsiques et des roches pyroclastiques associées. Des roches sédimentaires épiclastiques mineures et des unités ultramafiques sont observées localement.

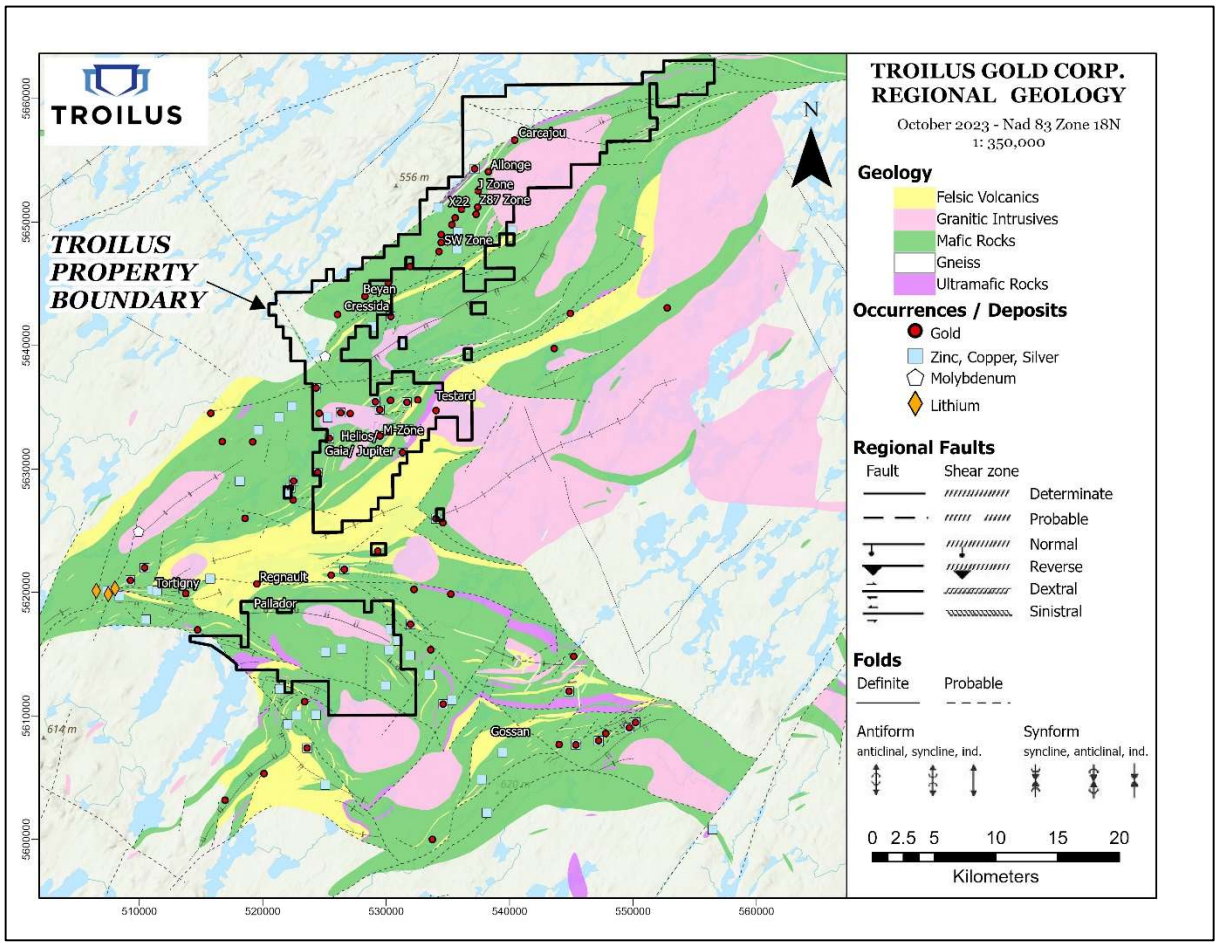
Le domaine est divisé en deux régions structurales, nord et sud, dont la limite est définie par le tracé axial de l'anticlinal de Frotêt (orientation approximative E-O). Les roches sont déformées de manière variable et affectées par une forte foliation régionale. Des plis subhorizontaux mésoscopiques à mégascopiques sont courants et affectent à la fois la foliation régionale et la stratification primaire. Les principales structures régionales observées dans le domaine structural nord sont : (i) le synclinal Troilus ; (ii) les zones de failles dextrales La Fourche et Dionne ; et (iii) les zones de failles inverses Parker (Gosselin, 1996). Le gisement Troilus est situé dans le flanc nord renversé du synclinal Troilus. Le synclinal Troilus se caractérise par un pli isoclinale orienté nord-est-sud-ouest. Le plan axial associé est parallèle à la foliation principale de la région, qui s'étend vers le nord-est et présente un pendage modéré à raide vers le nord-ouest (Fraser, 1993). Les zones de failles La Fourche et Dionne coupent et segmentent localement le synclinal Troilus et correspondent à d'importants corridors de déformation avec un mouvement interprété comme étant dextre. Elles se caractérisent par des plis isoclinal locaux

de l'ordre du centimètre à du mètre qui affectent la schistosité régionale principale, formant un clivage en crénelures. Une linéation d'étirement subhorizontale localement prononcée peut être observée à certains endroits de l' . Les zones de failles Parker représentent un ensemble complexe de failles inverses, orientées principalement parallèlement à la stratification et à la foliation régionale principale. Le domaine sud présente une structure plus complexe avec une série de systèmes de plis importants coupés par plusieurs zones de failles. Les failles, les plans de plis axiaux et la schistosité principale ont une orientation générale ouest-nord-ouest à est-sud-est à nord-ouest-sud-est.

Le degré de métamorphisme régional dans la région de Troilus varie de la faciès schiste verte dans les secteurs internes de la ceinture à la faciès amphibolite inférieure près des intrusions felsiques et des limites de la ceinture (Gosselin, 1996). Le degré de métamorphisme plus élevé est apparent à proximité des limites des intrusions et des marges de la ceinture de roches vertes.

La région de Troilus contient de nombreux gisements d'or, de métaux communs et de molybdénite, le gisement aurifère de Troilus étant le plus important. Les trois plus grands gisements de sulfures massifs volcanogènes (SMV) de métaux communs sont les gisements Lessard, Tortigny et Baie Moleon.

Figure -73 : Carte géologique régionale – Projet aurifère Troilus dans la zone FEGB



Source : Troilus (2023)

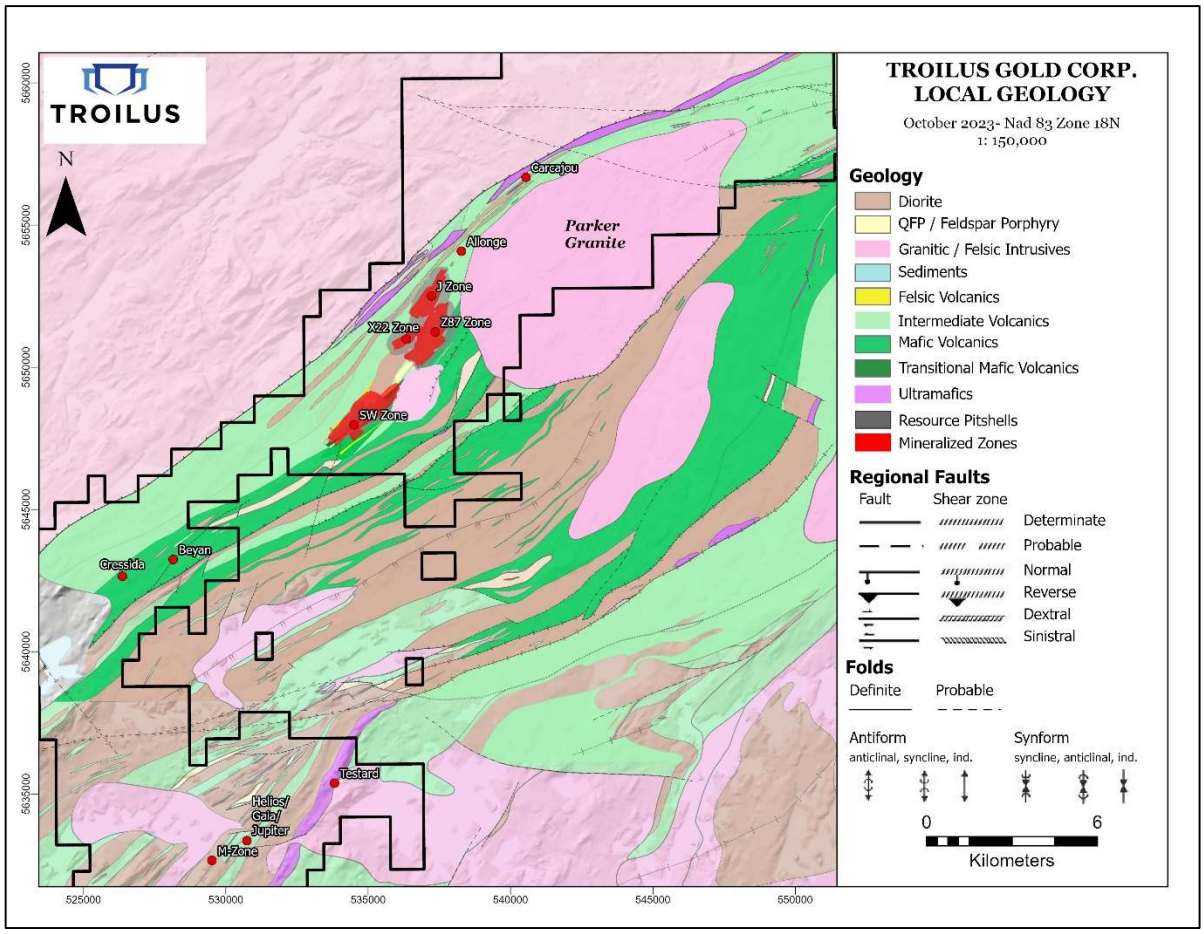
7.2 Géologie du projet

Le gisement Troilus est situé dans la région nord-est du domaine Frotêt-Troilus et est encaissé dans des roches intrusives volcaniques et hypabyssales du groupe Troilus, dans une région de forte déformation connue sous le nom de domaine Parker (Gosselin, 1996). Il se trouve dans le flanc nord renversé du synclinal isoclinale Troilus, qui a été transposé par une série de zones de failles de chevauchement orientées nord-est/sud-ouest, parallèles à la foliation régionale principale et à la stratification volcanique.

Le groupe Troilus sur la propriété est représenté par une épaisse séquence volcanique, de composition principalement mafique à intermédiaire. Le magmatisme synvolcanique est marqué par une série de filons-couches de gabbro et d'ultramafique (figure 7-4). La figure 7-5 montre que les principaux lithotypes qui composent la région du gisement Troilus sont un pluton métadioritique avec des marges bréchifiées, des coulées mafiques à intermédiaires et des roches volcanoclastiques, qui sont recoupées par plusieurs générations de dykes felsiques. Des dykes de composition mafique de phase tardive et des plutons granitiques syn- à post-tectoniques recoupent tous ces types de roches. Les contacts lithologiques et une foliation pénétrante s'inclinent fortement vers le nord-ouest.

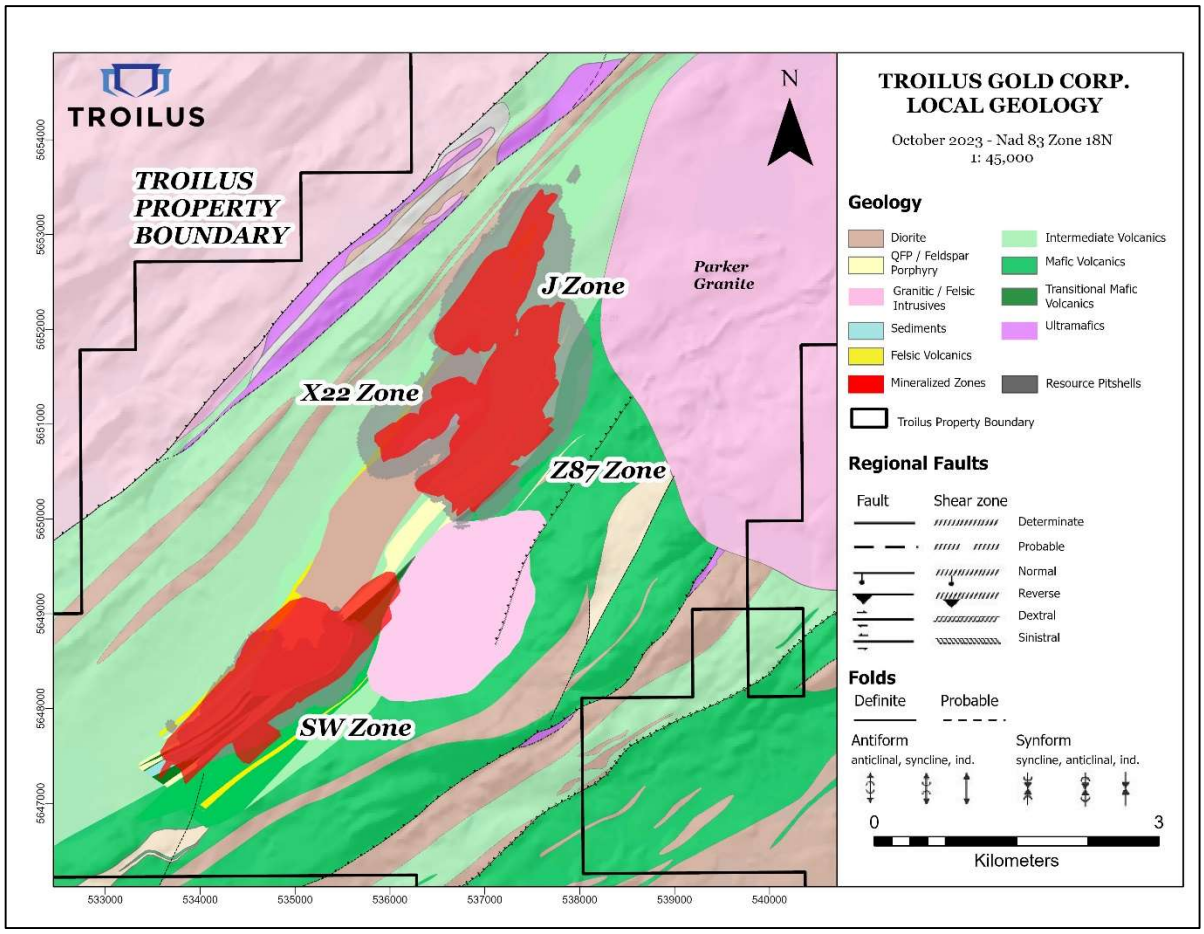
Les descriptions suivantes des principales lithologies, de l'altération, de la minéralisation et des caractéristiques structurelles sont basées principalement sur les descriptions et les études lithogéochimiques des forages au diamant réalisés entre 2018 et 2022 par Troilus Gold, ainsi que sur les contributions des travaux de Brassard (2018), Brassard & Hylands (2019), Diniz (2019), Laurentia Exploration (2018) et SRK (2018).

Figure -74 : Carte géologique de la propriété – Projet Troilus Gold



Source : Troilus (2023)

Figure -75 : Carte géologique de la propriété – Projet aurifère Troilus



Source : Troilus (2023)

7.2.1 Lithologies du gisement

<u>Zones 87 et J - Séquence volcanique mafic à intermédiaire</u>

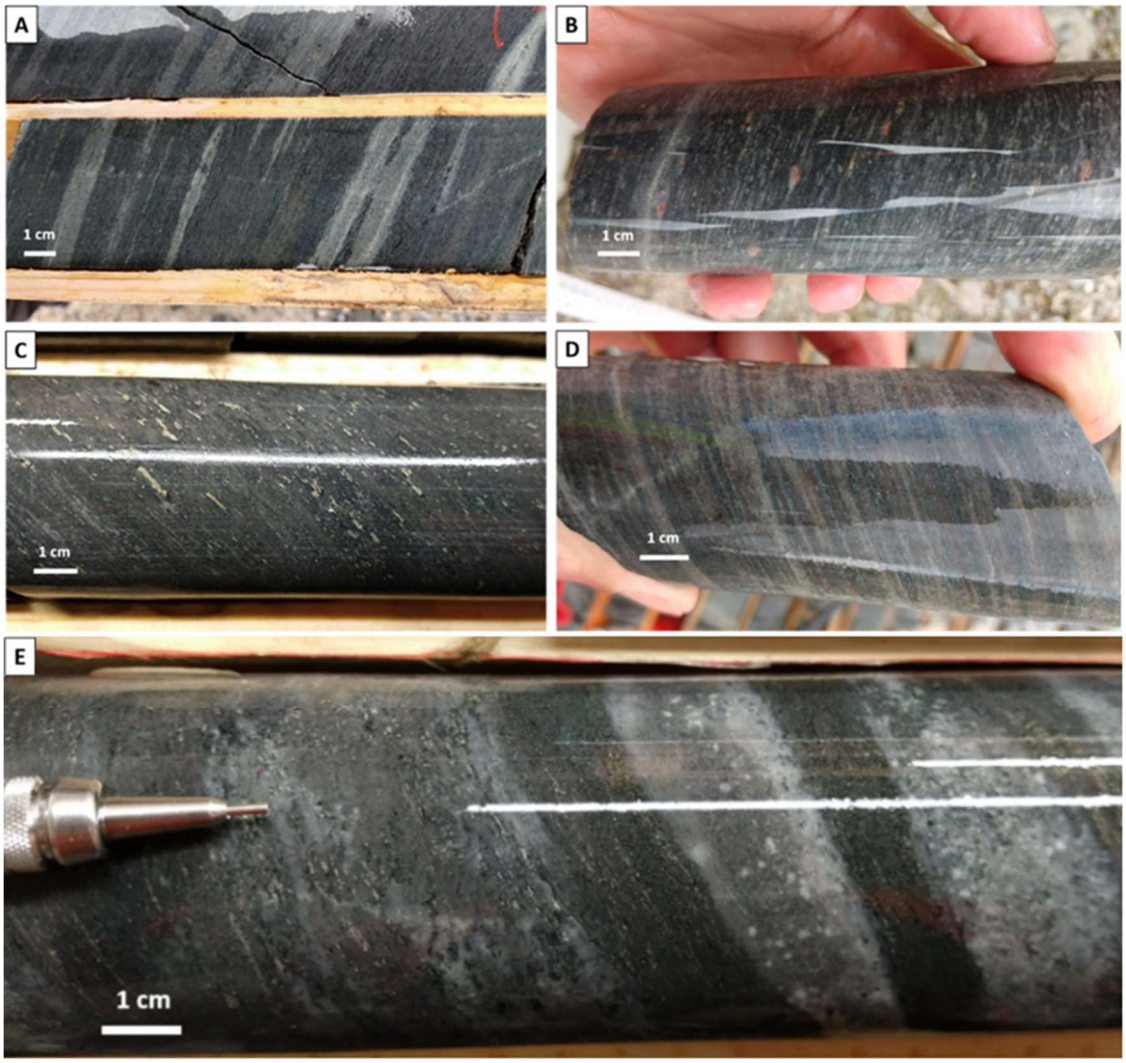
Une épaisse séquence de roches volcaniques de composition variable (figure 7-6) est présente dans l'ensemble de la propriété et entoure la région du gisement Troilus. La partie inférieure du mur est dominée par des roches volcaniques mafiques, essentiellement représentées par des basaltes massifs et/ou en coussins. Les textures volcaniques primaires sont rarement identifiables, car elles sont complètement transposées par une forte foliation régionale. Cette séquence de basaltes tholéiitiques est recouverte d'une couche relativement mince de basaltes de transition. Cette unité est généralement en coussins et peut également être observée intercalée dans l'ensemble volcanique intermédiaire sus-jacent. Ces relations démontrent la transition graduelle des roches volcaniques mafiques tholéiitiques/de transition vers des roches volcaniques intermédiaires calco-alcalines.

Les roches volcaniques intermédiaires se présentent sous la forme d'une séquence de coulées rubanées/laminées et porphyriques à épaisses à grains moyens, intercalées d'horizons volcanoclastiques, tufacés et de brèches volcaniques. Les roches volcaniques rubanées/laminées

présentent des bandes et des couches riches en quartz et en feldspath qui dominent les couches d'amphibole vert clair. Les coulées porphyriques contiennent à la fois des phénocristaux de feldspath et d'amphibole, ces derniers pouvant atteindre plusieurs centimètres de longueur et ressembler à des lapilli lorsqu'ils sont déformés. La zone J abrite une série de coulées plus épaisses et à grains plus moyens, qui peuvent ressembler à une diorite à grains plus fins. Des intervalles de roches volcanoclastiques riches en grenat et en quartz apparaissent vers le sommet de la séquence, ainsi que des bandes de quartz amorphe qui pourraient représenter des horizons exhalatifs.

Le contact entre la séquence volcanique et l'intrusion dioritique dans la région des zones Z87 et J est difficile à identifier et semble être graduel, avec des roches à grains fins à très fins et laminées, affectées et transposées par une déformation intense et une altération hydrothermale.

Figure -76 : Photographies de carottes de forage dans les zones Z87 et J ; montrant une séquence volcanique mafic à intermédiaire



Source : Troilus (2019)

A. Roches volcaniques mafiques à intermédiaires ; mur de fond de la zone Z87 Sud

B. Roches volcanoclastiques riches en quartz, feldspath et grenat ; mur de la zone J
C. Roches volcaniques intermédiaires laminées, minéralisées, mur pendante des zones J (séquence J5)
D. Roches volcaniques intermédiaires laminées, zone Allonge (continuité nord des zones J)
E. Brèche volcanique à clastes porphyriques et matrice riche en amphiboles (MISE À JOUR)

Diorite et diorite bréchifiée

L'unité dioritique forme un corps allongé orienté dans la direction nord-est/sud-ouest, d'une longueur de six kilomètres et d'une largeur d'un kilomètre, entouré par la séquence volcanique. Elle est constituée d'une roche de couleur pâle à gris verdâtre, composée principalement de cristaux à grains moyens à grossiers de plagioclase et de hornblende.

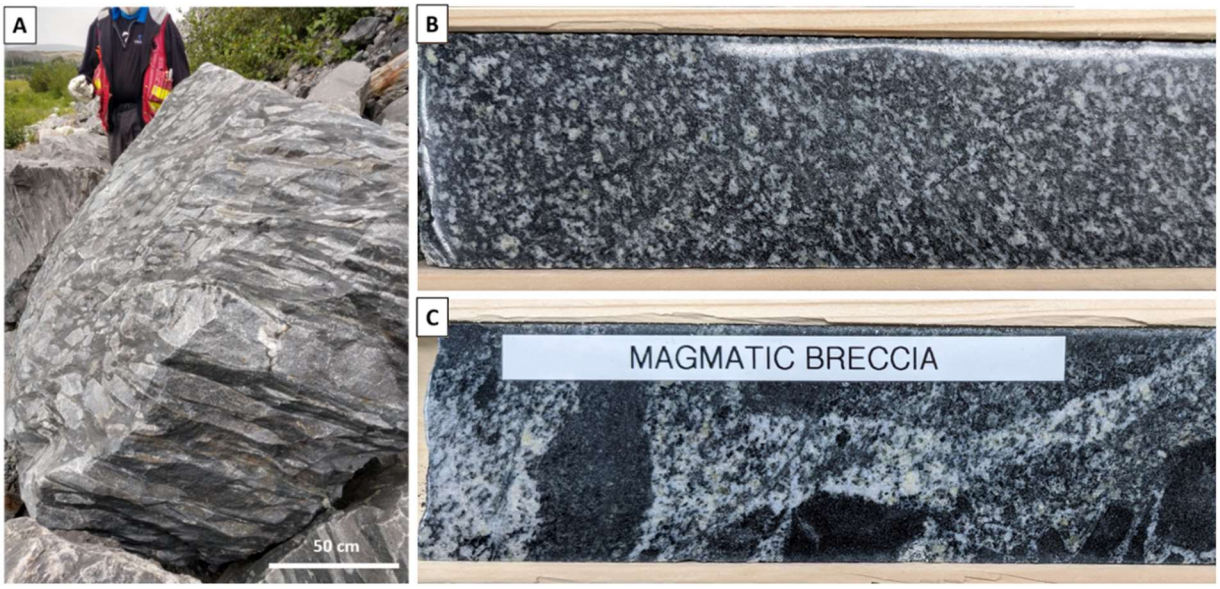
La paroi suspendue Z87 passe d'une diorite massive à une diorite fracturée puis bréchifiée, qui a été observée localement dans les carottes de forage, ainsi que dans les blocs et les affleurements autour des anciennes fosses à ciel ouvert (figure 7-7). Les fragments de brèche varient en taille, de moins d'un centimètre à plus de dix centimètres de diamètre, sont généralement arrondis et sont généralement allongés parallèlement à la foliation et à la linéation principales. Dans les parties moins déformées, les fragments sont principalement de forme subangulaire. La matrice est amphibolitique, composée principalement d'amphibole et de biotite à grains fins, et de grains mineurs d'épidote, de quartz et de feldspath.

Le contact superficiel cartographié entre le pluton métadioritique et la séquence volcanique environnante est projeté à partir de carottes de forage et est décrit comme un contact graduel. Les marges extérieures de la métadiorite se fondent dans une roche laminée à grains fins, intermédiaire à mafique.

La nature plutonique de cette unité a été postulée pour la première fois par Carles (2000), qui a déclaré que « des textures ignées bien développées » (phases à grains grossiers) et l'absence de caractéristiques extrusives suggèrent une nature plutonique, peut-être mise en place à faible profondeur. La diorite à grains fins pourrait également être le résultat d'une réduction de la taille des grains lors de la déformation. Une analyse des données litho-géochimiques disponibles pour le gisement Troilus (Carles, 2000 ; Larouche 2005) montre plusieurs compositions distinctes parmi les échantillons de diorite, qui sont associées à l'observation de textures variables. Ces observations suggèrent fortement une histoire intrusive polyphasique pour la suite dioritique Troilus, mais une étude plus complète et plus détaillée est nécessaire (Diniz, 2019).

La datation U-Pb du zircon de la diorite a donné un âge de 2791 Ma±1,6 Ma (D. Davis, comm. pers. Dans Goodman et al., 2005), ce qui en fait l'unité rocheuse la plus ancienne datée dans la région de Troilus.

Figure7 -7 : Photographies de la zone Z87 montrant de la diorite et de la diorite bréchifiée



Source : Troilus (2019)

A. Diorite bréchifiée ; bloc sur le tas de déchets situé au nord de la fosse Z87. Notez le rapport d'aspect allongé des fragments dioritique, parallèle à la foliation pénétrante.

B. Diorite typique à grains grossiers

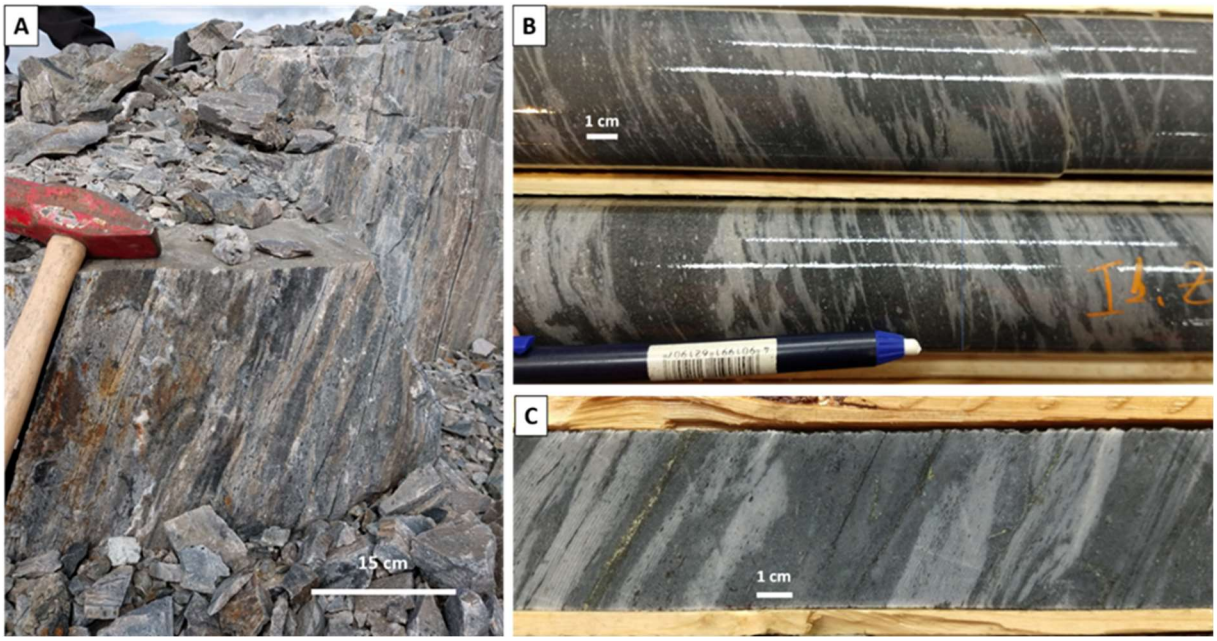
C. Brèche magmatique

Dykes felsiques

Des dykes felsiques recoupent la séquence volcanique, la diorite et la diorite bréchifiée, avec des contacts nets transposés parallèlement à la foliation. Ils se trouvent principalement autour des marges de l'intrusion dioritique et se composent de plusieurs corps discontinus, allongés parallèlement ou subparallèlement à la foliation principale. Les dykes felsiques sont généralement porphyriques, avec des phénocristaux de feldspath et, dans une moindre mesure, de quartz, qui sont souvent détruits lorsque la roche est fortement séricitisée et cisaillée (figures 7-8).

Deux dykes felsiques principaux, d'une épaisseur de plusieurs décamètres, se trouvent à Z87, comprenant le mur et le mur suspendu de la zone minéralisée principale. Dans la zone J, les dykes felsiques se trouvent principalement dans le mur suspendu immédiat, sont discontinues et se présentent sous forme d'anastomoses pouvant atteindre dix mètres d'épaisseur. [À l'extrémité sud-ouest de la zone Z87] prédominent des dykes felsiques pouvant atteindre plusieurs mètres d'épaisseur, qui se présentent sous forme d'anastomoses et, localement, sous forme de stockworks.

Figure -78 : Photographies de la zone Z87 montrant des dykes felsiques



Source : Troilus (2019)

A. Dykes felsiques en affleurement, fosse Z87 ; massifs à légèrement laminés

B. Dykes felsiques porphyriques montrant une altération sériciteuse en superposition ; apparemment transposés par la foliation principale, zone Z87

C. Dykes felsiques massifs minéralisés montrant une silicification et une altération séricite, zone Z87

Elles sont affectées de manière variable par une altération biotitique et par une altération muscovitique superposée. Cette dernière forme un stockwork, correspondant probablement à des réseaux de fractures. L'augmentation de l'altération muscovitique a pu réduire la compétence de la lithologie felsique, entraînant une déformation préférentielle de celle-ci. Les zones d'altération intense de la muscovite sont fortement foliées et présentent une texture rubanée, ce qui peut conduire à confondre les dykes avec un tuf felsique.

Les zircons magmatiques d'un grand dykes felsique dans la zone de pied de la zone Z87 ont été datés et ont donné un âge de 2782 Ma ± 6 Ma (Dion et al., 1998 dans Goodman et al., 2005 ; Pilote et al., 1997 dans Carles, 2000).

Intrusions granitiques

Le gisement Troilus est situé à proximité d'importantes intrusions granitiques : à l'est (le pluton Parker) et au sud (le pluton Parker Junior). Des pegmatites, des dykes granitiques et de grands corps granitiques sont observés dans les carottes de forage et dans les fosses à ciel ouvert Z87 et J. Ils sont présents sur des intervalles mesurant de quelques centimètres à plus de 100 m d'épaisseur. Les principaux corps granitiques sont observés en profondeur au nord-est et en dessous du filon aurifère Z87. Ils sont appelés « granite de mur ».

Ces unités intrusives recouvrent généralement la foliation régionale à l'échelle des échantillons et des carottes. La foliation semble être déformée autour des corps granitiques à l'échelle régionale. Cela suggère que les corps granitiques se sont mis en place après la formation de la foliation, à un stade

tardif ou post-tectonique, et que leur mise en place a déformé la foliation préexistante alors que les roches étaient encore ductiles. Un âge U/Pb préliminaire de 2698 Ma a été déterminé pour la titanite du granite Parker (Goodman et al., 2005).

7.3 Géologie structurale

Le gisement Troilus est situé dans une zone de déformation intense et a subi des conditions métamorphiques allant du schiste vert supérieur à l'amphibolite inférieure. Au moins deux phases régionales de déformation sont reconnues dans la région du gisement Troilus.

7.3.1 Phase de déformation D1

Les principales caractéristiques de déformation à Troilus correspondent à un événement d'aplatissement ductile ouest-nord-ouest à est-sud-est, appelé ici D1. La structure plane principale est une foliation omniprésente et généralisée, S1. Elle affecte la plupart des unités lithologiques à Troilus, à l'exception des corps granitiques post-tectoniques. Elle est orientée en moyenne N60°E et inclinée de 55° à 70° vers le nord-ouest, étant légèrement plus raide dans les zones J par rapport aux zones Z87 et Z87S.

Les variations locales de l'orientation de la foliation pourraient être liées à la déformation de la foliation à proximité des intrusions compétentes Parker et Parker Junior. L'intensité de la foliation varie également selon les différentes lithologies. La diorite à grains grossiers est peu ou pas affectée par la foliation. La foliation est plus forte dans les zones d'altération biotite ou muscovite, ce qui suggère que la déformation est accentuée dans les zones altérées, aurifères et moins compétentes.

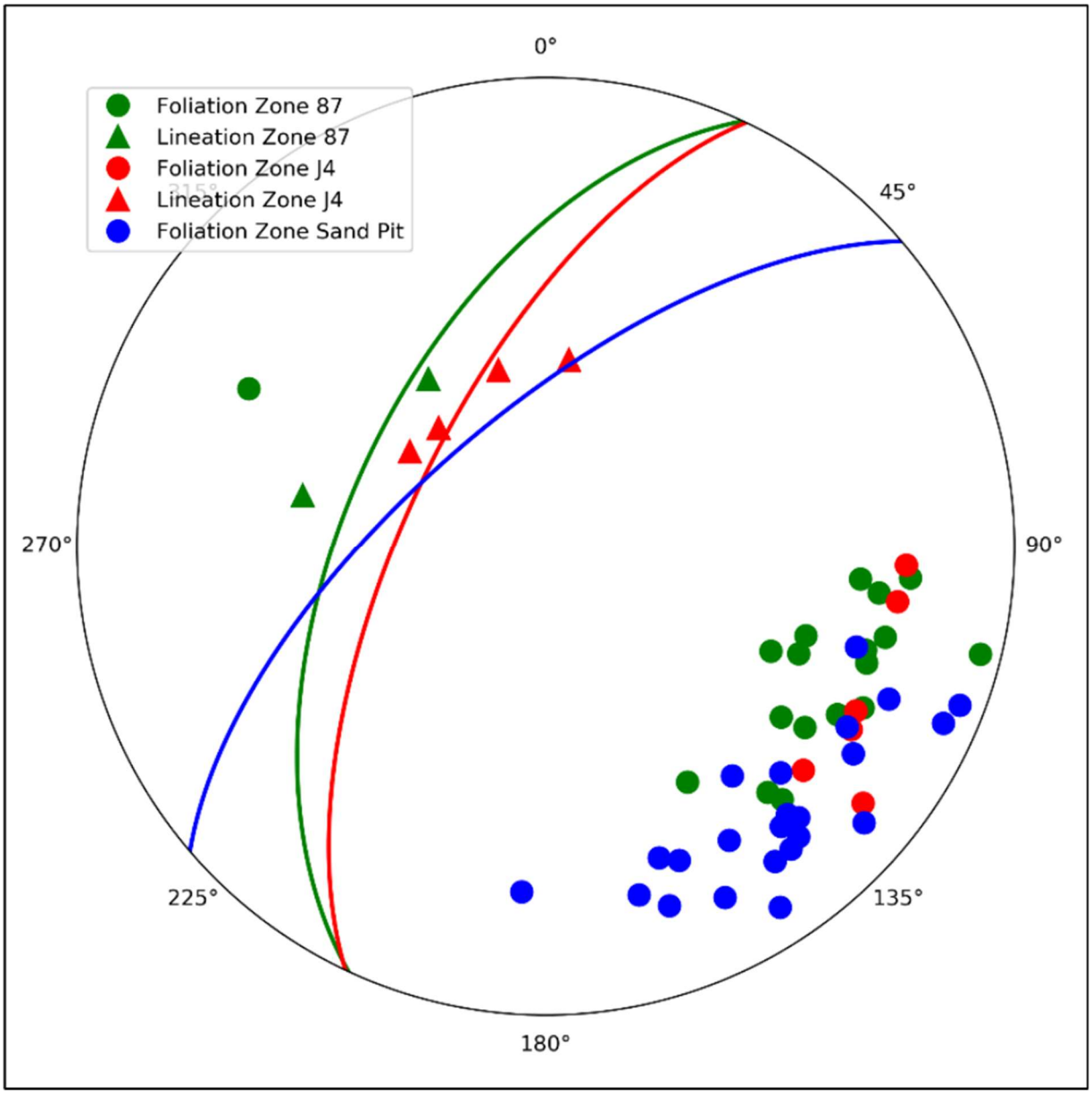
Les structures planes pré-D1 telles que les veines, les veinules et les stockworks sont transposées de manière variable parallèlement à la foliation S1. De même, les stratifications ou les couches volcano-sédimentaires et les contacts géologiques sont transposés parallèlement à la foliation S1.

Des plis F1 isoclinaux serrés sont associés à une foliation S1 axiale plane, et certains de ces plis F1 peuvent être sans racine, ce qui illustre qu'une forte transposition s'est produite pendant D1. Les axes des plis sont subparallèles à la linéation d'étirement, ce qui indique une forte transposition. Cette orientation est susceptible de produire un plongeon vers le bas de la minéralisation aurifère parallèlement à la linéation d'étirement. L'intensité de la déformation et la nature serrée et isoclinale des plis empêchent l'observation des charnières des plis F1, mais le plissement dans le gisement Troilus est probablement omniprésent à différentes échelles.

Une linéation d'étirement en aval inclinée à -60°/322°Az dans la foliation semble affecter les fragments de brèches dioritiques. La biotite et l'amphibole sont orientées de préférence parallèlement à cette linéation. Le rapport d'étirement X:Z des fragments de brèche est estimé à 6:1 et le rapport d'aplatissement Y:Z est estimé à 3:1, illustrant un fort aplatissement perpendiculaire à la foliation combiné à une composante d'étirement modérée le long de la linéation.

Les figures 7 à 9 présentent les stéréogrammes des principales structures planes et linéaires du projet aurifère Troilus.

Figure7 -9 : Stéréogramme des principales structures planes et linéaires – Projet aurifère Troilus



Source : Troilus (2018)

7.3.2 Phase de déformation D2

À l'échelle du gisement, la deuxième phase de déformation, D2, est marquée par des zones de cisaillement à pendage abrupt et à direction nord-est/sud-ouest, identifiées dans les zones Z87, SW et Z86S. Ces zones de cisaillement forment un angle faible avec la foliation S1 et recoupent la foliation S1 et les veines de quartz.

À l'échelle régionale, cette deuxième phase de déformation correspond également à d'importants corridors de déformation avec un mouvement interprété comme étant dextre, les zones de failles La

Fourche et Dionne (Simard, 1987 ; Gosselin, 1993 ; Gosselin, 1996), qui ont localement recoupé et segmenté le synclinal Troilus (ploi F1). Ces zones sont caractérisées par des plis isoclinaux locaux de quelques centimètres à quelques mètres qui affectent la schistosité régionale principale, formant un clivage crenulé. Localement, on observe une linéation d'étirement subhorizontale prononcée. Les zones de failles Parker pourraient également s'être formées au cours de D2 et représenter un ensemble complexe de failles inverses, orientées principalement parallèlement à la stratification et à la foliation régionale principale, se produisant à la limite nord-nord-ouest de la région, marquant la zone de contact avec le terrane granitique-gneissique. Une linéation d'étirement à angle élevé tendant vers le sud-est est normalement observée (Gosselin, 1993).

7.3.3 Failles fragiles tardives NNE-SSO

Une série de failles fragiles contenant des sulfures sont présentes sur la paroi nord de la fosse Z87. Ces failles sont des zones de failles minces (moins de 0,5 m de largeur) caractérisées par une forte altération muscovite, une silicification et la présence de sulfures. Ces failles sont orientées de manière subparallèle à la foliation et sont régulièrement espacées dans la fosse, à raison d'une tous les 20 à 50 m. Elles sont généralement présentes au contact entre les dykes felsiques et la brèche. Les slickensides en aval-pendage, le déplacement inverse des dykes de pegmatite et les veines de tension de quartz subhorizontales à modérément inclinées vers le nord-ouest indiquent tous un mouvement inverse. La présence de muscovite, de quartz et de sulfures suggère qu'il s'agit de zones de failles séricitiques qui ont été interprétées comme abritant une partie de la minéralisation aurifère à Troilus, comme décrit dans Goodman et al. (2005). Toutefois, aucune augmentation significative de la teneur en or n'a été associée à ces zones de failles dans les carottes de forage, ce qui suggère qu'elles ne constituent pas un gisement important d'or à Troilus. Leur nature fragile et leur relation de recoupement avec les dykes de pegmatite indiquent que ces failles font probablement partie d'une phase de déformation D3 plus récente.

7.3.4 Fractures

Trois orientations principales de fractures ont été cartographiées dans la zone du gisement (SRK, 2018). Le premier ensemble, orienté à l'azimut 025° et incliné à -65° vers l'ouest, est subparallèle à la foliation régionale et représente le principal système de fractures dans la zone de la fosse Z87. Les deux autres ensembles (035°/25° et 320°/85°) coupent la foliation régionale presque à angle droit. L'effet combiné de ces fractures a induit une instabilité locale dans la fosse Z87. Des failles sont observées localement dans la fosse. Les principales orientations des failles sont 240°/-55° et 160°/-60°. Ces deux orientations de failles ne posent pas de problème global pour la stabilité des parois, mais peuvent créer des problèmes localement.

7.4 Minéralisation

Les principales zones minéralisées de la propriété Troilus se trouvent autour des marges de la diorite Troilus et comprennent la zone Z87, la zone J et la zone SW. D'autres zones minéralisées importantes découvertes à ce jour comprennent la continuité nord de la zone J, appelée zone Allongé, et la marge sud-ouest de la métadiorite.

Troilus est principalement un gisement d'or et de cuivre, mais il contient également de faibles quantités d'argent, de zinc et de plomb, ainsi que des traces de bismuth, de tellure et de molybdène.

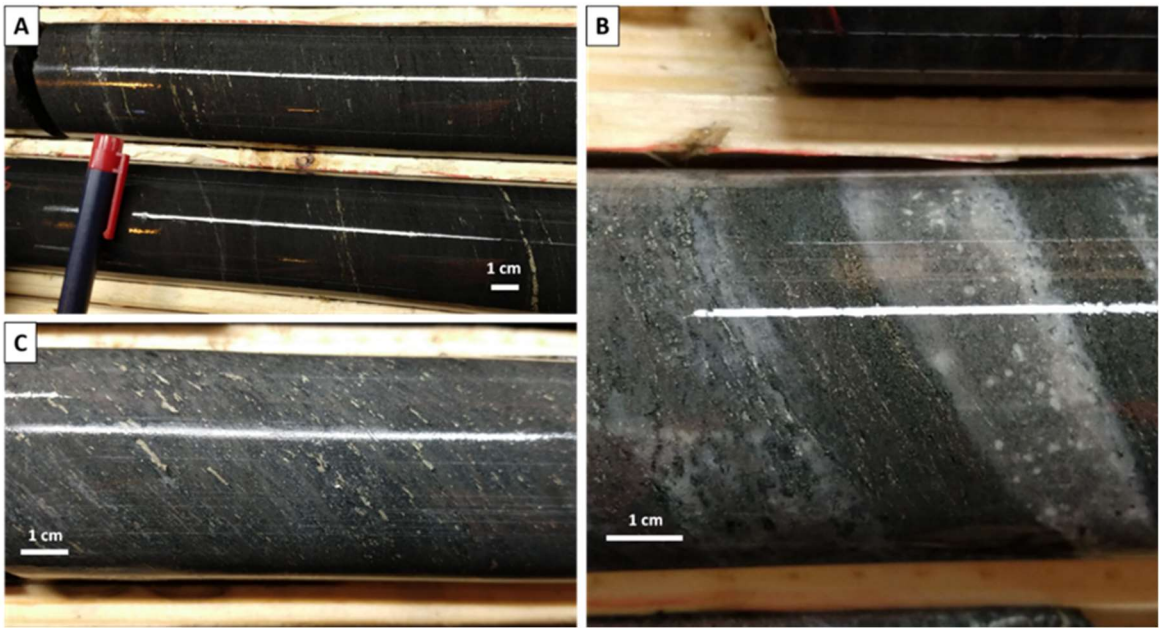
La minéralisation d'or et de cuivre du gisement Troilus se présente sous deux formes distinctes : disséminée et filonienne. La minéralisation aurifère est spatialement corrélée à la présence de sulfures, même si la teneur en sulfures n'est pas directement corrélée à la teneur en or et en cuivre. Les principales roches hôtes de la minéralisation disséminée sont les coulées et les tufs mafiques à intermédiaires. La minéralisation aurifère et cuprifère en veines se trouve dans les roches volcaniques ainsi que dans les dykes felsiques et le pluton dioritique.

7.4.1 Type 1 – Minéralisation disséminée

La minéralisation disséminée (figure 7-10) comprend la majeure partie de la teneur en or et en cuivre du gisement (>90 %, Goodman et al., 2005). L'or et le cuivre sont principalement associés à des sulfures disséminés à grains fins et/ou à des filons et des veines de sulfures millimétriques parallèles à la foliation principale, représentant entre 1 % et 5 % en poids de la roche. Les sulfures les plus abondants sont la pyrite, la chalcopyrite et la pyrrhotite, avec des quantités mineures de sphalérite, principalement dans la zone SW. On trouve localement des traces de bornite, de galène et d'arsénopyrite.

L'or se présente généralement sous forme d'électrum, contenant jusqu'à 15 % en poids d'argent (Goodman et al., 2005). Il se trouve entre les joints des grains de sulfure, généralement de la chalcopyrite et de la pyrrhotite. Des études pétrographiques menées par des étudiants en maîtrise à l'Université de Western Ontario ont révélé une paragenèse minérale simplifiée composée de pyrite euédrique suivie de pyrrhotite subédrique, d'électrum et éventuellement de tellurure d'or-argent et de composés de bismuth, et enfin de chalcopyrite anédrique et de bornite. Ce type de minéralisation se retrouve dans chacune des zones et est principalement répandu dans les roches volcaniques mafiques à intermédiaires, mais il est également observé dans les marges bréchifiées de la diorite et, plus récemment (2022), à l'intérieur et autour des zones de cisaillement dans la diorite massive. Elle est généralement associée à une altération biotitique-chloritique. Il existe des intervalles métriques de forte séricitisation avec des quantités plus importantes de pyrite à grains plus grossiers, mais ceux-ci ne semblent pas être liés à la minéralisation aurifère ou cuprifère.

Figure7 -10 : Photographies des zones Z87 et J montrant une minéralisation disséminée



Source : Troilus (2019)

A. Pyrite disséminée dans une roche volcanique intermédiaire à grains fins et riche en biotite - Zone J

B. Brèche volcanique intermédiaire ; disséminations de sulfures fins dans la matrice riche en amphibole et biotite - Zone Z87

C. Pyrite disséminée à grains moyens dans une roche volcanique laminée - Zone J5 Zone J

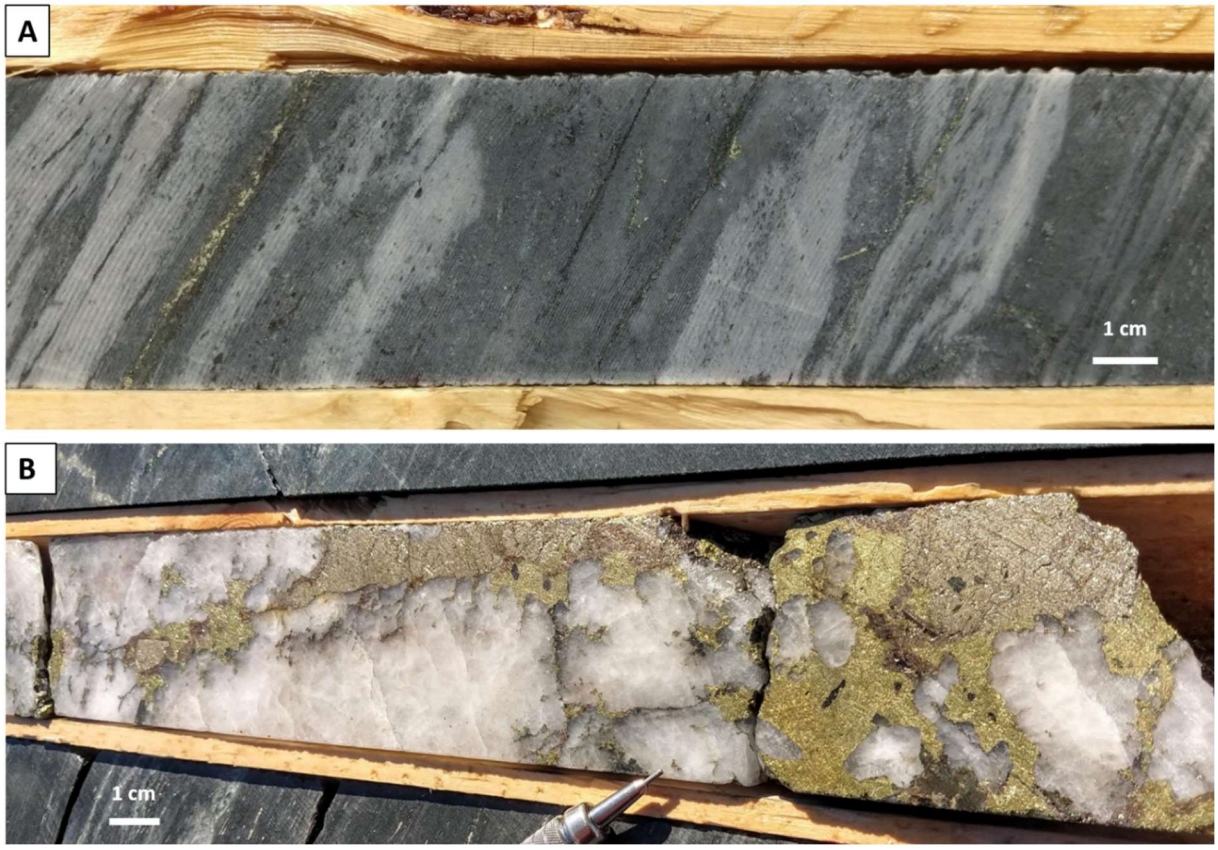
7.4.2 Type 2 – Minéralisation en veines

Ce type de minéralisation se caractérise par des veines aurifères, la minéralisation aurifère étant limitée aux veines et aux filons, et est classé comme « uniquement aurifère », car la minéralisation cuprifère est rare et irrégulière (Carles, 2000). Ce type de minéralisation serait présent dans tous les types de roches de l'enveloppe minéralisée du gisement Troilus (figure 7-11).

Plusieurs générations de veines aurifères ont été identifiées et décrites par Goodman et al. (2005) et Larouche (2005), ce dernier s'étant particulièrement intéressé à la zone J. En ce qui concerne la teneur et l'abondance, les veines les plus importantes sont celles de quartz-chlorite (± tourmaline). Ces veines se trouvent dans des roches encaissantes silicifiées à des zones fortement déformées et séricitisées qui recoupent la foliation principale et les marges des dykes felsiques, ainsi que dans des zones de cisaillement de 1 à 15 m de large dans le pluton dioritique. Des filons aurifères de quelques millimètres à quelques centimètres de large sont présents localement sous forme d'essaims parallèles ou subparallèles à des clivages espacés dans les roches silicifiées. Les filons contiennent de l'or libre et de faibles quantités de sulfure. La plupart de l'or est à grain fin et contient jusqu'à 20 % d'argent, mais les grains d'or peuvent atteindre plus de 1 000 µm. De l'or est également observé dans les fractures aux limites des grains de pyrite euédriques grossiers. Localement, un deuxième ensemble de veinules de quartz aurifères recoupe le premier. Celles-ci contiennent de l'or à grains fins (plus de 95 %) et des quantités mineures de pyrite, de chalcopyrite, de sphalérite, de galène et de minéraux contenant du tellure et du bismuth, notamment de la tellurobismuthite (Bi_2Te_3), de la calavérite ($AuTe_2$) et de l'hessite (Ag_2Te). Bien que beaucoup moins importantes en volume que la minéralisation disséminée principale, les veinules peuvent contenir des teneurs supérieures à 50 g/t Au sur un intervalle d'un

mètre. L'or à gros grains récupéré par un circuit de gravitation dans l'usine représentait environ 30 % de l'or produit. On suppose qu'une grande partie de cet or grossier provient des veines. Les filons à haute teneur liés aux zones de veinules sont orientés à 40° dans le sens des aiguilles d'une montre par rapport à la minéralisation disséminée principale.

Figure -711 : Photographies des zones Z87 et J montrant la minéralisation contenue dans les veines



Source : Troilus (2019)

A. Filon millimétrique riche en Py-Po dans un dyke felsique altéré (sériciteisation et silicification) - Zone Z87

B. Veines de quartz atypiques à très haute teneur, d'une épaisseur pouvant dépasser 1 m ; pyrite-chalcopyrite-pyrrhotite remobilisée - Zone J

7.4.3 Altération

La minéralisation aurifère à Troilus est associée à divers types d'altération décrits ci-dessous.

Biotite

Une altération biotitique précoce, omniprésente et faible à forte affecte la diorite, la brèche et les dykes felsiques. La matrice de la brèche est préférentiellement altérée. Ce type d'altération est très répandu dans le gisement et peut s'étendre jusqu'à plusieurs dizaines de mètres des principales zones aurifères. La teneur en sulfure dans les carottes de forage augmente avec l'intensité de l'altération biotitique, ce qui suggère un lien génétique entre les deux. La biotite est transposée parallèlement à la foliation, indiquant que l'altération s'est produite avant ou pendant l'événement de déformation

principal. L'intensité de la foliation augmente dans les intervalles fortement altérés par la biotite, en raison de la faible compétence des roches contenant de la biotite.

Muscovite

La minéralisation en veines est spatialement liée à une forte séricitisation dans les zones à forte déformation, mieux développée dans les dykes felsiques, atteignant plusieurs centimètres (Carles, 2000). La séricitisation est également présente dans l'amphibolite et la matrice de la brèche. Une d'altération muscovite faible à forte est présente dans certains dykes felsiques et varie en texture, allant de diffuse à stockwork. Elle altère également localement la diorite et la brèche. Une minéralisation aurifère peut être présente dans les roches altérées par la muscovite, mais la teneur en sulfure n'augmente pas avec la présence d'altération muscovite. Les textures de type stockwork de muscovite sont localement transposées par la foliation principale, indiquant que l'altération muscovite s'est produite après l'altération biotite, mais avant ou pendant l'événement de déformation principal. Des zones de foliation plus intense, et donc de déformation plus importante, apparaissent dans les roches fortement altérées par la muscovite, probablement en raison de la faible compétence de ces lithologies par rapport aux roches non altérées. Les parties les plus déformées et séricitisées de la roche sont généralement entourées d'une enveloppe silicifiée pouvant atteindre plusieurs mètres de largeur.

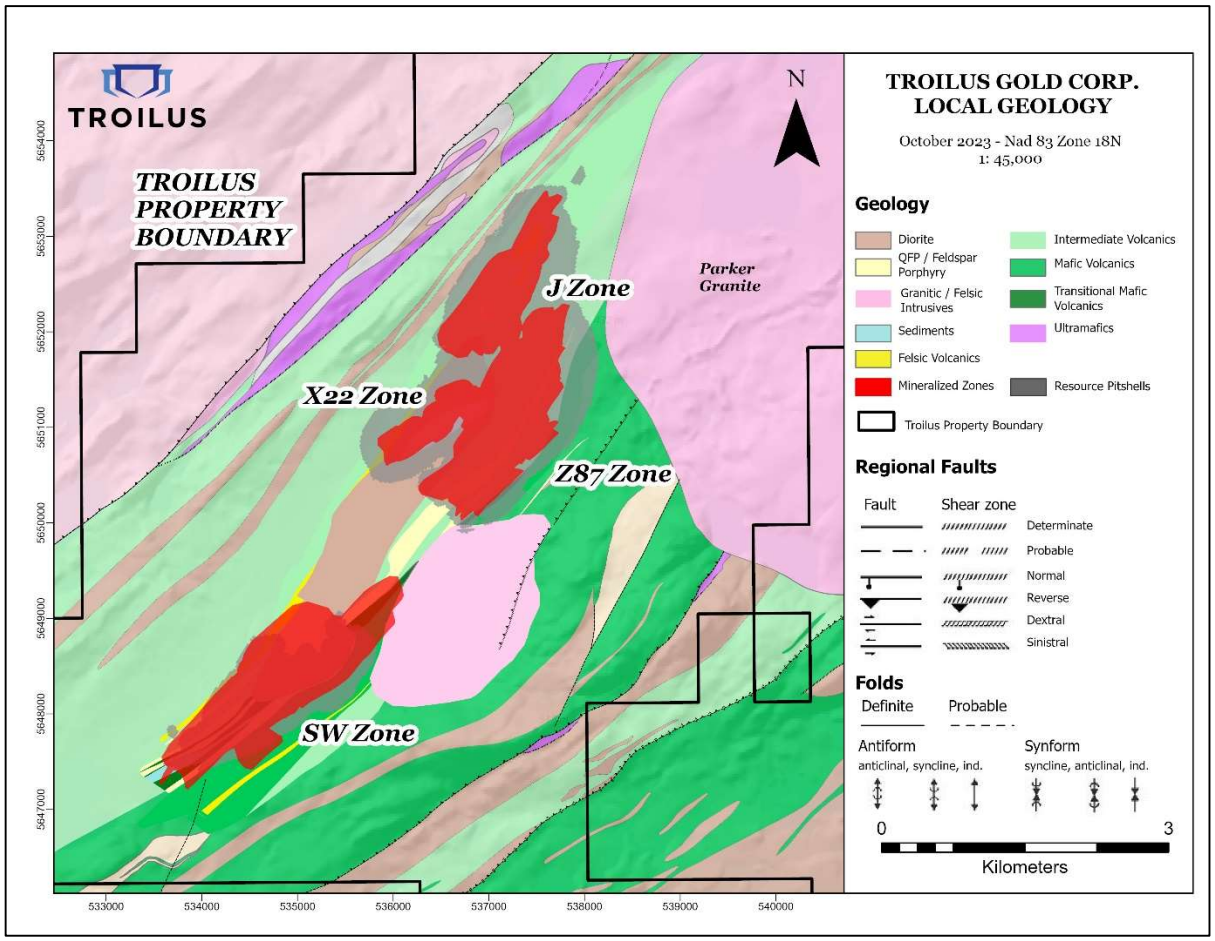
Métasomatisme calcique

Une altération syn-déformation épidote-amphibole est présente de manière diffuse et sous forme de veines dans la zone du gisement. Elle se compose de minéraux riches en calcium tels que des amphiboles calciques, de l'épidote ou de la calcite, présents à des intervalles de deux à dix mètres dans les carottes de forage, ou en couches ou bandes distinctes mesurant moins de 20 cm. Des veines de quartz, de calcite, d'épidote, de grenat grossulaire et de diopside peuvent également être présentes localement. La minéralisation aurifère est présente localement dans les roches altérées par le silicate de calcium, mais on trouve également des roches altérées par le silicate de calcium stériles. Les bandes et les veines de silicate de calcium peuvent être parallèles à la foliation, plissées par le principal événement de déformation ou peuvent recouper la foliation, ce qui indique que l'altération par le silicate de calcium s'est produite pendant le principal événement de déformation.

7.5 Zones minéralisées

Les quatre principaux gisements du projet aurifère Troilus sont les zones Z87, J, X22 et SW. La figure 7-12 présente la carte de localisation de ces gisements.

Figure7 -12 : Principales zones minéralisées – Projet aurifère Troilus



Source : Troilus (2023)

7.5.1 Zone Z87

La fosse principale de la mine Troilus, exploitée par Inmet de 1996 à 2010, a été développée dans le gisement Z87. La minéralisation dans la zone Z87 se présente sous la forme d'une série de lentilles anastomosées, s'étendant sur environ 1 300 m le long de l'axe, de 12 900N à 14 200N, avec une épaisseur variable et atteignant localement plus de 100 m de largeur. Avec l'augmentation de la profondeur, les lentilles minéralisées individuelles fusionnent pour former un seul corps en forme de feuille d'une épaisseur moyenne d'environ 40 m (Fraser, 1993).

Le grand axe de la zone Z87 est orienté N35°E, le gisement plongeant de 55° à 65° vers le nord-ouest, respectivement des parties sud-ouest et nord-est. Des études détaillées des données des trous de mine Z87 et des intersections de forage au diamant ont révélé la présence de filons à plus haute teneur, qui plongent vers l'ouest-nord-ouest à environ 55°. Cette plongée principale est contrôlée par la linéation d'étirement D1. Une tendance secondaire enrichie a été identifiée et correspond à l'intersection du cisaillement D2 et de la structure S1, qui plonge à environ 30° vers le sud-ouest.

Dans la zone Z87, les pics d'enrichissement en or et en cuivre se chevauchent, mais ne coïncident pas exactement. Une zonation métallique est observée, associée à la teneur en sulfure. Le mur de la structure est enrichi en chalcopyrite-pyrrhotite de type « », avec une teneur en cuivre plus importante qu'en or. Cette zone se transforme progressivement en une zone intermédiaire de pyrite-chalcopyrite, qui constitue la zone minéralisée principale du gisement et contient de l'or et du cuivre. Le plafond de la structure est dominé par la pyrite et est plus riche en or qu'en cuivre. La relation variable entre l'or et le cuivre peut également être due à la nature transversale des structures D2, qui contrôleraient la minéralisation de « stade 2 ». L'assemblage de sulfures peut également refléter une zonation de la température entre une zone de mur inférieur à température plus élevée dominée par la chalcopyrite et la pyrrhotite, qui a évolué vers une zone de mur supérieur à température plus basse dominée par la pyrite. L'origine de cette zonation est inconnue, mais elle pourrait être primaire et directement liée à la genèse du gisement, ou secondaire, lorsque le gisement a été métamorphisé lors de l'événement de déformation régionale, ou encore due à la chaleur induite lors de la mise en place des plutons granitiques voisins.

7.5.2 Zone J

Le gisement de la zone J abrite deux zones minéralisées parallèles anciennement connues sous les noms de zones J4 et J5. La zone J4 est la plus petite des deux anciennes mines à ciel ouvert exploitées avec la zone principale Z87. Comme dans les autres zones de Troilus, la minéralisation de la zone J est associée à des dykes de porphyre feldspathique, qui contribuent à concentrer la déformation et l'écoulement des fluides pendant les processus de minéralisation. La zone J se distingue par l'impact de coulées plus massives et de dykes dioritiques au sein de l'ensemble volcanique intermédiaire, qui contribuent au développement de pièges structuraux, similaires aux dykes porphyriques feldspathiques.

Localement, les dykes de porphyre feldspathique peuvent produire des plis plus prononcés que ceux typiques des roches de Troilus. Les charnières de ces plis contiennent certaines des teneurs les plus élevées de la zone J.

Les principaux intervalles minéralisés de la zone J sont caractérisés par des filons de sulfures et des disséminations fines de sulfures le long de la foliation, dans des roches volcaniques intermédiaires à grains très fins, riches en biotite et silicifiées. La pyrite est le principal sulfure et est intrinsèquement associée à la minéralisation aurifère.

Par rapport à la zone Z87, la zone J présente une teneur en cuivre plus faible, davantage d'or libre et une inclinaison plus prononcée à environ 65° vers le nord-ouest. Des « filons » de minerai à plus haute teneur sont parallèles à la linéation d'étirement. Des tendances minéralisées sont observées parallèlement aux structures S1, ainsi que dans des zones de cisaillement transversales. Au moins une de ces structures transversales s'étend dans la fosse Z87.

7.5.3 Zone X22

La zone X22 est située à l'ouest de la zone Z87 et à environ 200 m au sud-ouest de la zone J. La zone X22 est la seule zone économique entièrement située dans l'intrusion Troilus. La minéralisation est principalement confinée à une section plus felsique (tonalitique) de l'intrusion qui s'étend le long d'un corridor structural D2. Les zones d'enrichissement en Au-Cu sont situées à l'intersection des structures D1 et sont associées à une altération biotitique et siliceuse plus étendue, avec une altération albite

plus discrète et une altération séricite hébergée par des cisaillements. Les sulfures sont à la fois disséminés et hébergés dans des veines, et sont principalement constitués de pyrite, de pyrrhotite et de chalcopyrite, avec des quantités moindres de sphalérite, de galène et de molybdénite. Un réseau de veines de cisaillement et d'extension contenant des quantités variables de quartz, de carbonate, de minéraux sulfurés, de biotite et de tourmaline est également présent dans les zones minéralisées. La tonalite présente souvent des phénocristaux de quartz bleu lorsqu'elle est fortement déformée et altérée.

La minéralisation est la plus développée près du contact avec le mur de la paroi du corps tonalite. Localement, des dykes porphyriques felsiques renferment des teneurs élevées (>10 g/t Au). La minéralisation la plus septentrionale de X22 est pauvre en Cu- s par rapport au reste de la zone et est associée à ces dykes felsiques. La partie sud de la zone X22 renferme des veines de sulfures massifs relativement abondants contenant des teneurs supérieures à 100 g/t Au. La « pointe » sud du corps tonalite ellipsoïdal étiré constitue un piège à basse pression efficace pour les fluides minéralisants, car elle renferme les teneurs les plus élevées de la zone X22. La minéralisation plonge à environ 55° vers l'ouest, avec des « pousses » à plus forte teneur orientées parallèlement à la linéation d'étirement D1. La tonalite elle-même est également étirée parallèlement à cette linéation.

7.5.4 Zone sud-ouest (zone SW)

La zone SW est située à environ 3 km au sud-ouest de la zone Z87.

Comme observé dans toutes les principales zones minéralisées de la propriété, la séquence lithologique de la zone SW est composée d'un mur inférieur principalement volcanique mafique et d'un mur supérieur plus intermédiaire à felsique. Cet ensemble volcanique est intrudé par des roches dioritique et felsique synvolcaniques. Une minéralisation disséminée en or-cuivre est présente dans la partie supérieure des roches mafiques du mur inférieur et dans le mur supérieur volcanique intermédiaire sus-jacent. Comme décrit précédemment, la minéralisation aurifère en veines se trouve principalement à l'intérieur et autour des dykes felsiques et de la diorite.

La séquence volcanique mafique du mur de la zone SW représente un ensemble homogène, composé de roches vert foncé, riches en amphiboles, à grains fins à localement grossiers. Localement, elle contient des intervalles métriques à décamétriques riches en séricite et en sulfure, laminés/bandeaux, principalement dans la partie supérieure de la séquence. Ces intervalles sont généralement anormaux en Au, Zn, Ag et S. Le sulfure dominant est la pyrrhotite.

Les roches felsiques intrusives présentes dans la zone sud-ouest comprennent principalement deux lithotypes différents : (i) des dykes felsiques rhyolitiques (« porphyre feldspathique » ou « dykes felsiques ») et (ii) des dykes felsiques dacitiques plus récents (« porphyre feldspathique intermédiaire »). Ils partagent des caractéristiques de composition et de texture similaires et sont souvent confondus en raison de leurs similitudes lithologiques et de leur modèle d'altération. Les dykes felsiques et les unités de porphyre feldspathique intermédiaire présentent toutes deux des textures porphyriques, avec des phénocristaux de feldspath dispersés dans une matrice riche en quartz. Une altération intense de la silice et de la séricite est couramment observée dans les deux unités.

Les dykes felsiques sont plus minces et se présentent sous forme de « réseaux » de plusieurs dykes, recoupant la séquence et souvent concentrés dans la zone de contact entre le mur mafic et le toit plus intermédiaire à felsique.

Le porphyre à feldspath intermédiaire définit une unité continue, épaisse de plusieurs dizaines de mètres, qui se trouve immédiatement au-dessus de la séquence mafique du mur. Il renferme une partie importante de la minéralisation découverte dans le domaine oriental de la zone SW. Il est généralement de plus faible teneur et relativement pauvre en cuivre par rapport aux intervalles minéralisés observés dans la brèche riche en magnétite qui se trouve dans le mur et le mur de l'unité.

Un basalte de transition riche en magnétite et fortement silicifié (la « brèche sud-ouest ») représente la principale roche hôte de la minéralisation en or et en cuivre dans la zone SW. La texture de l'unité varie entre des coussins de taille moyenne avec des bordures minces, des intervalles de tuf à lapilli subangulaire et des xénolithes subangulaires de 1 à 20 cm d'épidote et de roche felsique porphyrique. La présence locale de ces fragments et les textures volcaniques observées sont désignées de manière informelle par le terme structurel « brèche ».

Les sulfures et le quartz remplissent souvent les fractures et forment localement des textures en stockwork au sein des fragments silicifiés riches en magnétite. Les zones à haute teneur sont riches en cuivre et atteignent une épaisseur de 10 à 20 m.

Des dykes intermédiaires de porphyre feldspathique sont intercalés avec les intervalles bréchifiés, riches en sulfure et en magnétite.

La zone SW est définie par deux zones minéralisées clés : la « zone principale » et la « zone ouest ». Les zones principale et ouest se distinguent principalement par leur teneur en or et ont été interprétées comme représentant les branches opposées d'un synclinal régional majeur qui a probablement été soumis à une phase primaire de minéralisation aurifère de type régional (premier événement aurifère majeur). La zone principale se distingue de la zone ouest par une altération secondaire/ultérieure importante due à un événement aurifère et cuprifère, caractérisé par une invasion de silice sombre (quartz), des fragments bréchifiés (fracturés) et une forte présence de chalcopyrite (principale source de cuivre) et de pyrite remplissant les fractures, ainsi que de la magnétite omniprésente et de l'or libre.

Des intervalles à plus haute teneur semblent associés à la zone principale fortement altérée, résultant de contrôles structuraux locaux concentrés et de pièges à fluides agissant comme un conduit pour l'altération et le dépôt minéral.

La zone SW et la zone Z87 présentent d'importantes similitudes en termes de roches hôtes, de style de minéralisation et de géochimie, comme résumé ci-dessous :

- Association similaire de métaux Au-Cu-Ag
- Au à haute teneur associé à la chalcopyrite (remplissant les microfractures et dans les marges sulfurées)
- Zonage : mur suspendu riche en pyrite, zone centrale de pyrite-chalcopyrite, mur inférieur de pyrite-pyrrhotite
- Roches hôtes similaires :
    - breccias volcaniques intermédiaires mur suspendu à plus haute teneur, association Au-Cu
    - dykes felsiques transversaux

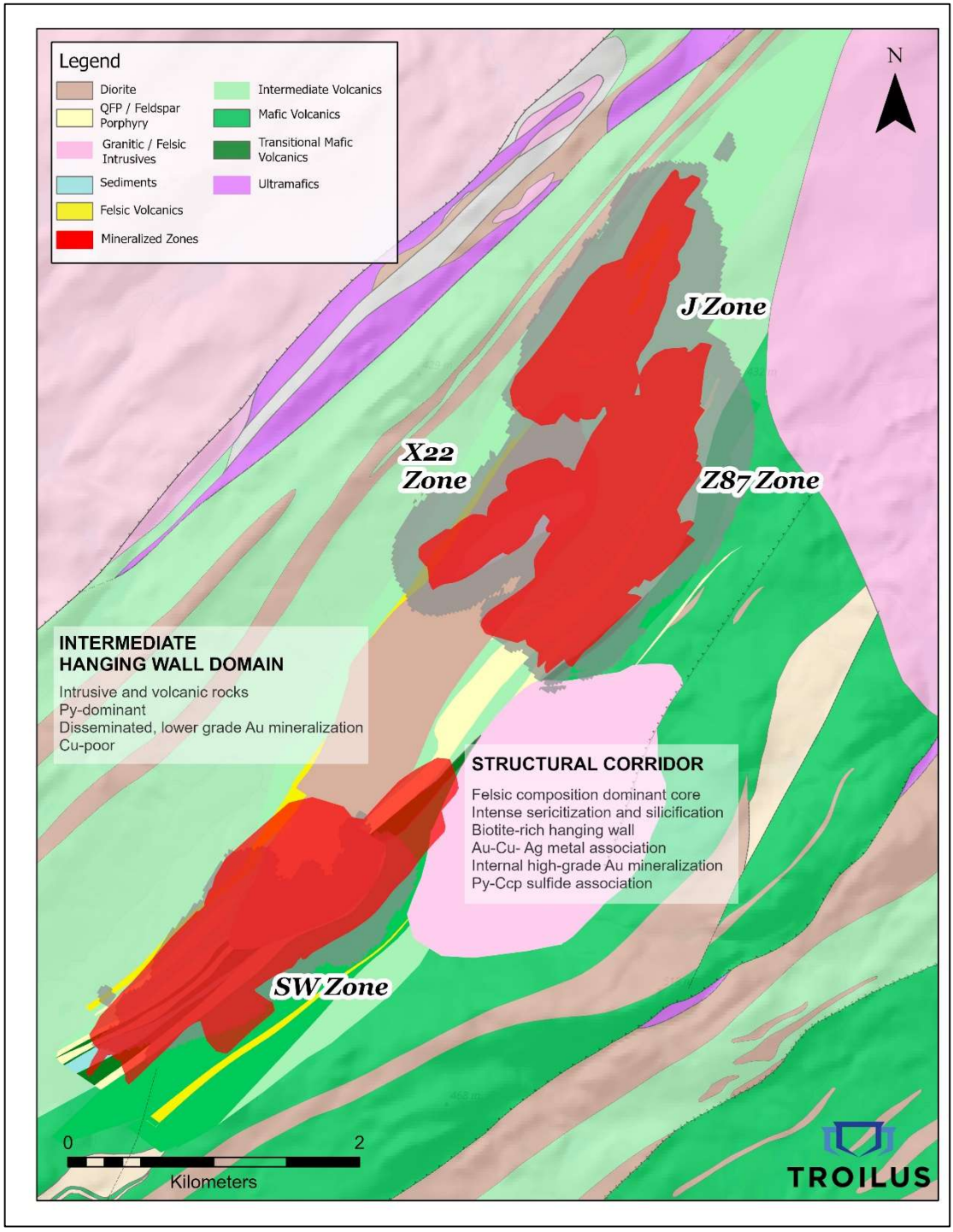
- roche moins altérée, diorite à grains moyens à grossiers dans le mur suspendu, avec des zones de cisaillement fortement silicifiées et séricitisées contenant de l'or en veines
- mur inférieur volcanique mafique de type amphibolite

Les deux zones sont situées dans le même corridor structural représenté par le flanc est du synclinal Troilus interprété, comprenant une séquence fortement altérée et déformée, avec un « noyau » principalement felsique, séparant deux domaines distincts : un mur inférieur à dominante mafique et un ensemble volcanique/intrusif intermédiaire dans le mur suspendu.

Les similitudes entre les deux zones renforcent le potentiel d'extension de la minéralisation vers le trend linéaire sous-exploré de 3,5 km qui sépare la zone Z87 et la zone SW, la « zone Gap ».

La figure 7-13 présente une représentation schématique et simplifiée des différents domaines abritant la minéralisation sur la propriété. Elle met également en évidence un corridor structurel qui relie la zone Z87 et la zone SW, caractérisés par un style de minéralisation, des roches hôtes et une signature géochimique similaires.

Figure7 -13 : Carte géologique simplifiée des zones minéralisées, mettant en évidence le corridor structural – Projet aurifère Troilus



Source : Troilus (2023)

7.6 Prospects/Cibles d'exploration

7.6.1 Allongé et Carcajou

La cible Allongé est située à l'est, le long du prolongement de la zone J, et la cible Carcajou est située à 5 km au nord-est d'Allongé.

La géologie d'Allongé et de Carcajou est typique de la partie nord-est de la zone J. Elle se compose principalement de roches volcanoclastiques intermédiaires laminées et fortement foliées, avec des coulées porphyriques intermédiaires subordonnées, des dykes porphyriques à quartz et feldspath (QFP) de l'ordre du mètre à la décamètre, et des dykes granitiques-tonalitiques non déformés du pluton Parker dans le mur. Le type de minéralisation est le même que dans la zone J ; l'or est associé à des disséminations et des filons de pyrite concordants avec la foliation dans l'ensemble volcanique. La minéralisation aurifère se trouve également dans les QFP et dans de minces zones de cisaillement. La minéralisation n'est pas fortement associée à des minéraux d'altération, bien que les roches encaissantes soient faiblement silicifiées et séricitisées de manière diffuse. Des plis très serrés et localisés sont présents dans toute la séquence volcanique, généralement avec des veines de quartz le long des plans axiaux. Ces plis sont présents dans tout le gisement, en particulier dans la zone sud-ouest. Le métamorphisme amphibolite augmente en intensité vers le sud-ouest de la zone, et il existe localement des intervalles minces avec des porphyroblastes amphiboliques arrondis pré- et syn-déformations.

7.6.2 Beyan et Cressida

Les cibles Beyan et Cressida sont situées respectivement à environ 7 km et 10 km au sud-ouest de la zone SW.

La zone Beyan se caractérise, du sud-est au nord-ouest, par une séquence volcanique bimodale amphibolisée, un complexe intrusif mafique, une séquence volcanoclastique intermédiaire (similaire à celle observée dans la zone J4) et enfin une séquence volcanique mafique.

La séquence volcanique bimodale contient également des couches sédimentaires et de petits horizons exhalatifs stratifiés comprenant du chert et des formations ferrifères (oxydes et sulfures). Les roches volcaniques sont intrudées par des filons-couches mafiques, dioritique et localement ultramafiques et des dykes felsiques (QFP et FP). Le basalte présente généralement des textures en coussins et variolithiques, le matériau inter-coussins étant remplacé par de la silice et des carbonates. Les coulées rhyolitiques se caractérisent par des textures aphanitiques à porphyriques (yeux de quartz) et, lorsqu'elles sont cisaillées, elles développent une forte schistosité marquée par de la séricite. La séquence volcanique présente certaines similitudes avec la séquence minière, notamment le tuf à bandes intermédiaires qui peut être retracé jusqu'à la zone J4. La principale différence réside dans l'absence d'une intrusion dioritique majeure (diorite de Troilus). Quelques dykes dioritiques sont observés à Beyan, mais leur largeur est généralement limitée.

Le tuf à bandes intermédiaires abrite la principale zone minéralisée à Beyan. Il se présente sous forme de lentille stratifiée et stratiforme contenant des sulfures disséminés à semi-massifs (pyrrhotite, pyrite avec des quantités mineures de sphalérite, chalcopyrite et arsénopyrite). Les assemblages d'altération comprennent une zone d'altération proximale à forte teneur en silice-séricite ± fuschite, carbonate et tourmaline, parfois accompagnée de porphyroblastes d'aluminosilicate, d'altérations à grenat-biotite-

amphibole ± chlorite et carbonate. La zone de silice-séricite est généralement associée spatialement à des veines de quartz-carbonate. La zone minéralisée semble suivre la foliation régionale S1 et la stratigraphie (NE-SO). L'horizon minéralisé correspond à une zone à haute chargeabilité et faible résistivité située entre deux unités mafiques plus compétentes d' e basaltique et de gabbro. Cette différence de compétence, de porosité et de réactivité chimique potentielle a très probablement joué un rôle important dans la concentration des fluides hydrothermaux aurifères.

D'autres minéralisations aurifères correspondent à de petits intervalles sédimentaires contenant des grains d'arsénopyrite dans la séquence volcanique bimodale, des formations ferrifères riches en sulfures, des horizons cherty et des veines de quartz fumé-carbonate dans des unités mafiques (avec de l'or visible localement). Lorsqu'elles sont parallèles à la foliation principale, les veines de quartz présentent des signes de boudinage, tandis que les veines transversales présentent des signes de plissement. L'arsénopyrite semble être un bon indicateur de la minéralisation aurifère au sud-est de la couche intermédiaire de tuf à bandes.

Cressida se trouve dans le prolongement de Beyan et présente une géologie très similaire. Le principal hôte de la minéralisation aurifère est un tuf de cendres intermédiaire en bandes, comme observé à Beyan, d'une épaisseur moyenne de 40 à 60 m et fortement incliné vers le nord-ouest. Il est délimité au nord-ouest par un épais ensemble de basalte en contact graduel avec l'unité. Au sud-est, on trouve également en contact graduel la séquence volcanique bimodale décrite à Beyan, mais composée principalement de coulées de basalte massif amphibolisé avec de minces horizons felsiques. Une unité sédimentaire riche en biotite et graphite, en couches minces, d'une épaisseur de 1 à 10 m, est responsable de la deuxième anomalie IP mince et hautement conductrice au sud-est de la zone minéralisée principale. Cette unité contient jusqu'à 30 % de pyrrhotite et de pyrite localement, et ressemble fortement à l'unité observée dans les marges sud-ouest de la zone sud-ouest. Cette unité est intercalée avec une unité volcanoclastique et des intervalles cherty de 1 m à 2 m d'épaisseur contenant des quantités importantes de grunerite, ressemblant à une formation ferrifère à faciès silicaté. Cette unité est en contact graduel avec un basalte amphibolisé au sud-est, avec des quantités importantes de veines carbonatées. Il existe quelques minces filons-couches porphyriques mafiques-intermédiaires non altérés et non déformés qui s'intromettent dans l'unité volcanoclastique et le basalte, apparaissant plus fréquemment au nord-est et s'amenuisant vers le sud-ouest.

La minéralisation aurifère à Cressida se trouve principalement dans le tuf volcanique intermédiaire, dans une lentille pyriteuse stratifiée et stratiforme de 10 à 30 m d'épaisseur, constituée de bandes disséminées de pyrite euédrique à grains fins à moyens. La teneur en pyrite est d'environ 1 % à 5 % dans cette zone, avec des intervalles de 5 m à 10 m atteignant jusqu'à 25 % et de rares lentilles massives de pyrite de 20 m à 30 cm. L'augmentation de la teneur en pyrite est spatialement associée à une altération silice-séricite ± fuchsite-carbonate. Les porphyroblastes de grenat et d'aluminosilicate sont courants, mais ne sont pas nécessairement associés à une minéralisation. On trouve également localement des traces de pyrrhotite dans la zone. Au sein de l'unité volcanique bimodale, il existe de rares intervalles minces d'arsénopyrite. L'unité sédimentaire-volcanoclastique-ferrifère intercalée au sud-est contient de grandes quantités de pyrrhotite et, localement, de faibles quantités de pyrite ± arsénopyrite ± sphalérite. Les minces veines concordantes et discordantes de quartz-épidote-carbonate ± calc-silicate et de quartz seul au sein de l'unité volcanoclastique ne semblent pas être liées à la minéralisation aurifère.

7.6.3 Testard

La cible Testard est située à environ 16 km au sud-sud-est du site du projet Troilus.

La géologie de la zone aurifère Testard se compose, d'est en ouest, d'une séquence de lapilli intermédiaire et de tuf en blocs en contact avec un filon-couche ultramafique, le contact qui représente le S0-S1 régional étant orienté NE-SW. Les deux lithologies sont recoupées par un stock tonalite pré- à syn-déformation (stock Testard). Deux générations de zones de cisaillement ont été cartographiées à Testard. La première correspond à une zone de déformation ductile majeure liée à D1 et orientée NE-SO, qui suit la marge orientale du filon-couche ultramafique. La deuxième génération de zones de cisaillement est plus discrète et orientée E-O. Elle aurait été formée lors du deuxième événement de déformation régional D2. Elle se compose de zones de cisaillement fragiles à ductiles qui recoupent toutes les lithologies. Le contact entre la tonalite et le filon-couche ultramafique d' s semble très prometteur pour l'or, l'argent et localement le cuivre, avec des traces de molybdène et de zinc, comme le suggère la nature polymétallique de la minéralisation du lac Dauphin. La minéralisation aurifère précédemment connue dans l'indice principal de Testard est encaissée dans des veines de quartz-carbonate-tourmaline au sein d'une zone de cisaillement au contact entre la tonalite et un dyke mafiqueorientée nord-est/sud-ouest et située à 400 m à l'est du contact principal tonalite-ultramafique.

7.6.4 Freegold-Bullseye

La cible Freegold-Bullseye est située à environ 18 km au sud-sud-ouest du site du projet Troilus.

La zone Freegold se caractérise par un réseau complexe de zones de déformation D1 et D2 et par de nombreux indices de métaux précieux et de métaux de base qui soulignent le fort potentiel économique de la zone .

La zone Freegold est une zone aurifère à haute teneur contrôlée par une zone de cisaillement D2 est-ouest qui recoupe les basaltes magnésiens du membre Crochet de la formation Châtillon (Simard, 1981 ; Gosselin, 1996) à l'ouest et un microgabbro à l'est. À proximité de la minéralisation, la roche encaissante est fortement silicifiée et séricitisée, tandis que l'altération distale est chloritique. Les zones altérées sont également caractérisées par la présence de pyrite, de chalcopyrite et de petits cristaux de tourmaline. Les observations sur le terrain dans les affleurements dénudés montrent que le cisaillement est-ouest est en fait une séquence de zones de cisaillement anastomosées et « en relais » d'est en ouest. La minéralisation est contenue dans des veines de quartz et des veines de sulfures massifs qui contiennent du quartz, de la pyrite, de la pyrrhotite, de la chalcopyrite et de l'or visible. Elles présentent souvent une texture bréchiée avec des clastes de quartz. Les zones minéralisées ont généralement une largeur de quelques centimètres à quelques décimètres, mais peuvent localement atteindre un mètre. Des veines de quartz bouduinées parallèles au cisaillement principal et aux veines minéralisées sont également observées, mais elles semblent plus continues et plus présentes à l'est dans le microgabbro. Les meilleures teneurs obtenues dans les échantillons prélevés dans les chenaux de la zone Freegold sont de 19,3, 16,45, 10,85, 9,72, 7,8, 5,73, 5,42 et 4,5 g/t Au, avec 42 échantillons titrant plus de 0,1 g/t Au. Les échantillons sont riches en or par rapport à l'argent, avec des traces de cuivre, de bismuth et de cobalt.

7.6.5 Pallador

La cible Pallador est située à environ 37 km au sud-ouest du site du projet Troilus.

La géologie de la zone Pallador se compose principalement d'une séquence de roches volcaniques mafiques, intermédiaires et felsiques avec de petits horizons de roches sédimentaires intercalées avec des filons-couches mafiques et ultramafiques. La zone se caractérise également par des corps intrusifs polyphasés tels que le complexe intrusif Regnault, qui renferme une minéralisation aurifère, et par des intrusions felsiques de composition granodioritique à tonalitique. Cette zone est caractérisée par d'importantes zones de cisaillement est-ouest et nord-ouest-sud-est et par une structure complexe qui met en évidence la présence de plis de plusieurs kilomètres. Les observations sur le terrain et les données obtenues jusqu'à présent indiquent que la zone pourrait receler différents types de minéralisation, notamment de l'or-argent, du cuivre-zinc, des polymétallic (W-Bi-Mo-Cu-Zn avec des traces d'Au et d'Ag) et des métaux rares (Li-Ta-Sn-Be-Cs-Rb) contenus dans des pegmatites de lithium-césium-tantale (LCT) prélevées dans des blocs rocheux.

8 TYPES DE GISEMENTS

Le gisement Troilus est mieux connu comme exemple de gisement de type porphyrique archéen, tel qu'interprété dans les travaux pionniers de Fraser (1993). Il est fréquemment cité comme tel, par exemple par Robert et Poulsen, 1997 ; Poulsen, 2000 ; Sinclair, 2007 ; Mercier-Langevin et al., 2012 ; Katz, 2016.

D'autres interprétations de sa genèse incluent la présence d'or « orogénique » superposé et contrôlé par la structure, comme proposé par Carles (2000) et Goodman et al. (2005). Le tableau 8-1 présente un résumé des principales caractéristiques géologiques qui ont étayé ces deux modèles (Diniz, 2019).

Tableau8 -1 : Résumé des droits miniers pour la propriété aurifère Troilus

Modèle	Chronologie	Roches hôtes	Sulfures et métaux associés	Texture/Style	Altération	Références
Type porphyrique Au-Cu	Pré-déformation en une seule étape, pré-métamorphisme	Breccia hydrothermale in situ, amphibolite et dykes felsiques	Zonage Au-Cu ; mur riche en Cu (ccp+po) Zone minéralisée principale intermédiaire : Au-Cu (py+ccp) ; mur supérieur riche en Au (py)	Disséminé et en filons le long de la foliation	Altération potassique principale (biotite), zonée vers l'extérieur en une altération propylique et une altération séricitique analogue phyllique	Fraser (1993), Larouche (2005)
Syn-déformationnel à plusieurs étapes	Métamorphisme précoce, pré-pic, et tardif, post-pic	Stade précoce limité à la brèche magmatique et à l'amphibolite, veines tardives dans la brèche, l'amphibolite et les dykes felsiques	Au-Cu (py+ccp+po) au stade précoce Minéralisation tardive uniquement en Au (py principalement, sph-gn localement)	Zones disséminées et filoniennes précoces Veines tardives de Qtz-Chl-Tur	Altération biotique principale (stade précoce) Altération séricitique tardive et halo de silicification autour des veines de quartz	Carles (2000), Goodman et al. (2005) Brassard et Hylands (2019)

*modifié d'après Diniz (2019)

Remarque : py – pyrite ; ccp – chalcopyrite ; po – pyrrhotite ; gn – galène ; sph – sphalérite ; tur – tourmaline

Le modèle génétique proposé par Fraser (1993) repose sur les similitudes entre Troilus et les gisements porphyriques typiques du Phanérozoïque. L'auteur a interprété que la zone riche en biotite qui accompagnait la majeure partie de la minéralisation à Troilus serait analogue au noyau d'altération hydrothermale potassique typique des gisements porphyriques, étant donné que la biotite, principal minéral indicateur de cette altération, est également présente dans les dykes felsiques. La séricite serait le deuxième minéral riche en potassium le plus courant, largement dominant dans les dykes felsiques.

Dans Z87, cette zone serait centrée dans le dyke du mur et se fondrait vers l'extérieur dans une zone propylitique, définie par une diminution progressive de la teneur en biotite et en amphibole et une augmentation de la teneur en albite, en épidote et en calcite. La zonation de l'altération serait asymétrique, mieux développée vers le mur suspendu. Associée à l'altération asymétrique, une zonation métallique marque un mur inférieur dominé par une altération biotitique et un assemblage chalcopyrite-pyrrhotite, riche en cuivre, tandis que vers le mur suspendu, l'or prévaudrait sur le cuivre et serait associé à une diminution du potassium et à une augmentation du sodium, et la pyrite serait le principal sulfure. La brèche hydrothermale in situ marque la zone de transition intermédiaire. En plus de ce qui a été proposé par Fraser (1993), Boily (1998) a suggéré que l'association séricite-quartz observée représenterait l'équivalent d'une altération phyllique typique d'un système minéralisé porphyrique.

Larouche (2005) soutient le modèle génétique magmatico-hydrothermal pour le gisement Troilus, bien qu'il présente une chronologie légèrement différente des événements d'altération et de minéralisation du cuivre et de l'or. Les dykes felsiques auraient fait intrusion dans l'amphibolite et la diorite, suivis par la bréchification des roches hôtes par fracturation hydraulique, puis par une altération potassique et le développement d'une minéralisation en or et en cuivre. La zone potassique et la minéralisation auraient ensuite été recouvertes par l'altération propylitique, formant des veinules tardives d'épidote-calcite-quartz. Un dernier événement hydrothermal aurait libéré des fluides via des dykes felsiques, donnant lieu à une altération séricitique, mieux développée dans les dykes felsiques et principalement associée à la minéralisation aurifère.

Carles (2000), appuyé par Goodman et al. (2005), a suggéré que le gisement Troilus est le résultat de deux événements minéralisateurs superposés, sans rapport entre eux et contrôlés par la structure. Le premier événement serait responsable de l'introduction d'une minéralisation disséminée en Au-Cu associée à une altération biotitique et serait limité aux roches mafiques (amphibolite, matrice de la brèche et zones riches en biotite dans la métadiorite), n'apparaissant qu'à la périphérie des dykes felsiques. Dans la zone Z87, la minéralisation liée à cette étape serait limitée à un couloir délimité par les dykes felsiques. Carles (2000) a suggéré que la minéralisation « précoce » représenterait un exemple de gisement aurifère « orogénique » de type amphibolite-métamorphique. Carles (2000) a également fait valoir que l'enrichissement en potassium représenterait une caractéristique typique des gisements aurifères filonien dans des conditions de faciès amphibolite, selon Groves (1993).

La minéralisation en veines ferait partie d'un deuxième événement minéralisateur, ou stade, et est interprétée comme un type d'or « orogénique » typique par Carles (2000) et Goodman et al. (2005). Elle aurait été causée par des fluides hydrothermaux concentrés dans les roches encaissantes des dykes felsiques et dans les zones de déformation. L'or aurait été soit remobilisé à partir de concentrations antérieures, soit introduit à partir d'une nouvelle source, puis précipité le long de veines de quartz-sulfure accompagnées d'une altération séricitique (Goodman et al., 2005).

8.1 Discussion – Modèles génétiques actuels

La relation spatiale étroite entre la minéralisation aurifère et cuprifère et les intrusions porphyriques dans le gisement Troilus est également décrite dans une série d'autres grands gisements aurifères archéens. Certains de ces gisements, tels que Canadian Malartic et McIntyre, présentent, au moins en partie, des similitudes avec des gisements aurifères porphyriques et/ou liés à des intrusions et pourraient être génétiquement liés aux roches intrusives porphyriques hôtes (De Souza et al., 2017 ; Mason et Melnik ; 1986, Melnik-Proud 1992 ; Brisbin 1997 dans Dubé et al., 2017). Parallèlement, on observe un fort contrôle structural des principales zones minéralisées, généralement associé à une altération hydrothermale typique des gisements aurifères en roches vertes (Groves, 1998, Poulsen, 2000 ; Dubé et Gosselin, 2007), ce qui a conduit à l'interprétation selon laquelle, au moins en partie, l'or avait été introduit dans le système pendant les phases de déformation syn-principales.

Deux styles distincts de minéralisation sont décrits dans le gisement Troilus en termes de teneur en métaux, d'altération hydrothermale et de structures hôtes. Cette combinaison de styles de minéralisation témoigne de multiples étapes de minéralisation aurifère, un événement magmatico-hydrothermal précoce suivi d'un apport et d'une remobilisation d'or syn-déformations. Le gisement Troilus est encore mal compris, et la plupart des interprétations actuelles ne disposent pas de preuves claires permettant de déterminer l'âge et la nature des styles distincts de minéralisation (Diniz, 2019). Cependant, il semble qu'au moins le style de minéralisation disséminée observé à Troilus, associé à une forte altération biotitique, se soit formé par des processus magmatiques-hydrothermaux (Diniz, 2019).

9 EXPLORATION

Les premières activités d'exploration et de développement du projet sont décrites à la section 6. Depuis l'acquisition du projet Troilus, Troilus a compilé des données historiques d'exploration et de forage et a réalisé plusieurs programmes de cartographie et de prospection sur les terrains du projet aurifère Troilus et du projet Troilus Frotêt.

9.1 Examen de l'exploration (avant 2018)

Un examen de toutes les données lithogéochimiques par Inmet a révélé la présence d'un large halo avec des teneurs en or supérieures à 200 ppb autour des zones Z87 et J. La compilation des données de forage pour les trous forés à l'écart du gisement Troilus a montré qu'il existe plusieurs trous avec des teneurs en or supérieures à 200 ppb sur 10 m. Un forage systématique de toutes ces zones a été entrepris par les sociétés précédentes entre 1997 et 2004. Quelques forages d'exploration ont été réalisés pendant cette période autour de l'ancienne mine, mais aucune minéralisation de continuité et de teneur similaire à celle des zones principales n'a été mise en évidence.

En 2000, une enveloppe aurifère anomale de 500 m de long, baptisée zone SW, présentant des caractéristiques similaires à celles de la zone Z87, a été découverte à l'extrémité sud-ouest du diorite Troilus. Plusieurs trous de forage ont été réalisés au début de 2005 à l'aide de foreuses à marteau fond de trou Ingersoll Rand DML (DML) afin d'étudier le potentiel de présence de minéraux près de la surface qui pourraient être extraits et transportés par camion jusqu'à l'usine Troilus.

9.2 Troilus (2018 à aujourd'hui)

Les travaux de cartographie et de prospection réalisés en 2018 et 2019 ont aidé l'équipe de Troilus à mieux comprendre les contrôles lithologiques et structuraux de la minéralisation aurifère sur la propriété et ont confirmé le potentiel global d'extension des limites connues actuelles des principales zones minéralisées.

Les programmes d'exploration sur le terrain dans la moitié nord-est de la propriété (anciennement Troilus Nord) visaient à évaluer le potentiel minéral global le long du corridor, depuis les gisements connus jusqu'au nord-est. L'exploration sur le terrain comprenait une cartographie géologique, un échantillonnage géochimique du sol et un échantillonnage en rainures.

En 2019 et 2020, les travaux de cartographie et de prospection sur le terrain se sont concentrés sur la zone aurifère Beyan, qui correspond à l'extension sud-ouest du corridor aurifère Troilus, ainsi qu'à Testard, dans la partie sud de la propriété Troilus Frotêt. Cela a conduit à la découverte de nombreux indices aurifères à haute teneur et de blocs minéralisés, confirmant le potentiel du corridor aurifère Troilus pour abriter une minéralisation aurifère au sud-ouest et le potentiel de trouver une minéralisation aurifère à haute teneur le long d'autres structures majeures (par exemple Testard).

En 2021, après avoir finalisé l'acquisition d'Urban Gold, les travaux de prospection et de cartographie sur le terrain se sont concentrés sur la zone Bullseye-Freegold et se sont poursuivis à Beyan, prolongeant les travaux réalisés en 2020 vers le sud et le sud-ouest jusqu'à la cible Cressida. Une étude

géochimique des sols a été réalisée sur les deux cibles. Les autres zones étudiées se trouvaient dans la partie centrale et méridionale de la ceinture, notamment les zones Bullseye-Freegold et Testard d' . Après l'achèvement de la campagne sur le terrain, deux programmes de forage ont été réalisés pendant l'hiver sur les cibles Cressida et Testard.

En 2022, les résultats des programmes précédents ont conduit à l'ouverture de travaux sur les cibles Cressida et Freegold-Bullseye, notamment la réalisation d'une étude géochimique du sol à plus haute résolution, la cartographie sur le terrain, la prospection et un deuxième programme de forage à Cressida. La cartographie sur le terrain et la prospection se sont également concentrées sur les zones Freegold et Pallador récemment délimitées, avec quelques traversées ciblées au sud et à l'est de la propriété Troilus Frotêt. Sur la cible Pallador, un programme de cinq forages a été réalisé. Ces forages ont permis de tester une anomalie dans le sol qui coïncide avec des échantillons de blocs à haute teneur. Sur la cible Testard, un seul forage a été réalisé, ciblant également une anomalie aurifère à haute teneur. Une campagne d'échantillonnage à grande échelle des tills a été réalisée en 2022, axée sur le comptage des grains d'or dans la partie sud de la propriété Troilus Frotêt.

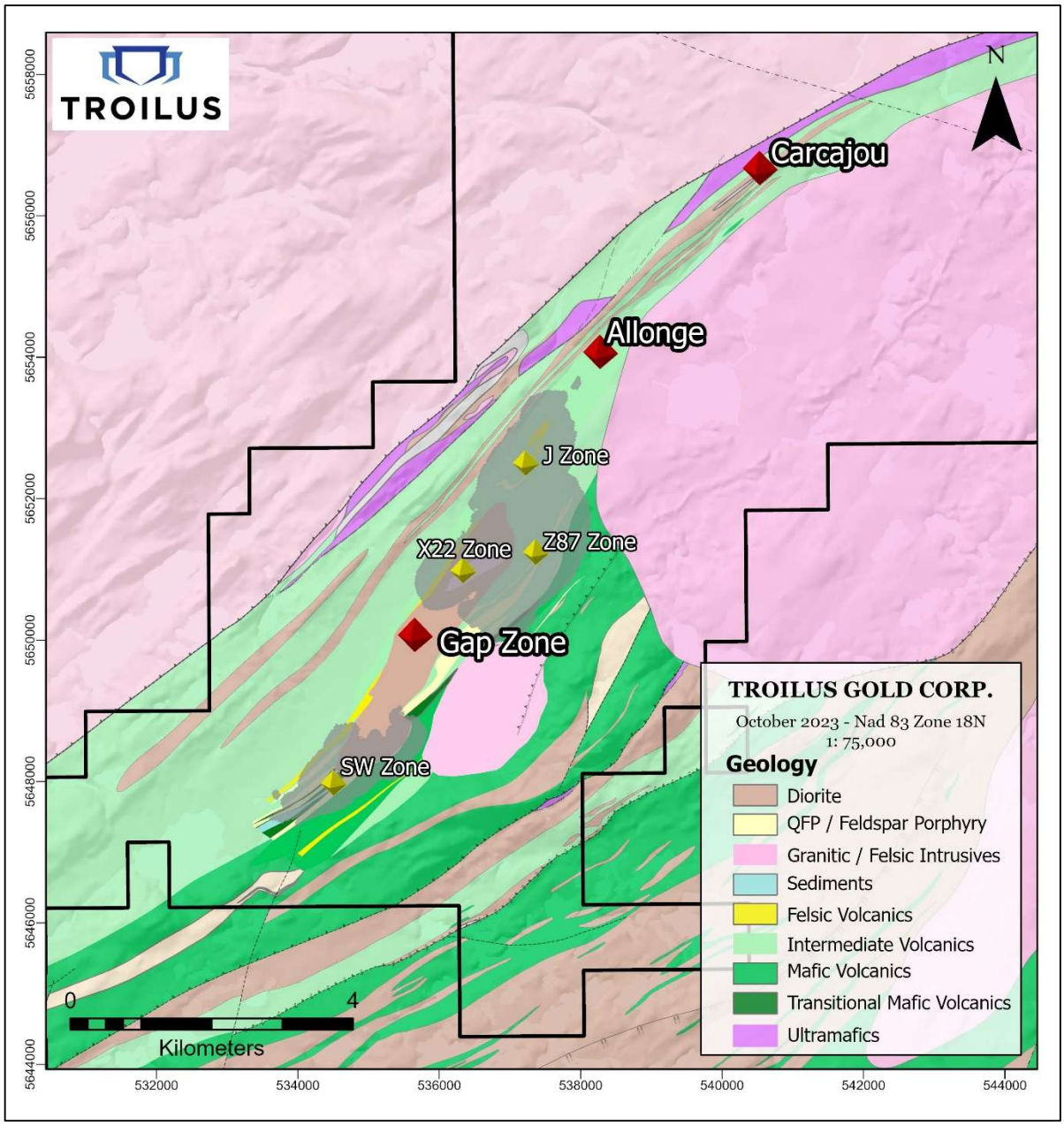
Au début de 2023, des levés IP au sol ont été réalisés sur deux grilles et un levé VTEM aéroporté a été effectué dans la zone Pallador. Un programme de cartographie et d'échantillonnage a été réalisé dans la zone Pallador. Deux trous de forage supplémentaires ont été réalisés pour tester les anomalies IP. Le programme de cartographie et d'échantillonnage s'est également concentré sur le nord-est de la propriété aurifère Troilus, autour du granite Parker.

9.2.1 Propriété Troilus Gold

Cibles Allongé et Carcajou

La cible Allongé est située au nord-est de la zone J, tandis que la cible Carcajou se trouve 5 km plus au nord-est dans le prolongement de la zone J (figure 9-1). Les travaux de prospection réalisés par Inmet dans les années 1980 sur l'indice Holmstead, situé entre Allongé et Carcajou, ont révélé deux échantillons ponctuels titrant plus de 5 g/t Au, situés à 1 km à l'est du lac Allongé, orienté nord-nord-est. L'indice Carcajou a donné un échantillon ponctuel titrant 8 g/t Au.

Figure -91 : Carte de localisation des cibles d'exploration – Projet aurifère Troilus



Source : Troilus (2023)

Troilus a mené un programme de prospection et de cartographie dans la zone Allongé à la fin de 2018, prélevant 172 échantillons pour analyse. Parmi les résultats notables, mentionnons un échantillon ponctuel titrant 110 g/t Au prélevé à 1 km le long du prolongement de la fosse de la zone J et 4,33 g/t Au provenant d'un échantillonnage en rainures à 1,8 km au nord-est de la zone J, entre autres échantillons à haute teneur. Le succès de cette exploration de surface a conduit à la planification d'un programme de forage au diamant de 11 trous et 1 995 m, entrepris en mars 2019. Les trous ont été

planifiés sur trois sections espacées de 500 m chacune, s'étendant sur 1,5 km au nord-est de la zone J. De larges lentilles de minéralisation aurifère à faible teneur ont été interceptées, prolongeant le corridor minéralisé connu vers le nord-est sur 1 km. Les résultats les plus prometteurs ont été obtenus dans les trous de forage TLG-ZJ4N19-122 et TLG-ZJ4N19-123, avec respectivement 0,47 g/t Au sur 22 m et 0,33 g/t Au sur 66 m. Les trous plus au nord ont été interrompus par le pluton Parker et n'ont donné que des résultats sporadiques de faible teneur en or.

Un programme de forage au diamant de 12 trous totalisant 2 857 m a été réalisé à l'été 2021 par Troilus sur quatre claims dans le but d'étendre la minéralisation dans la zone J plus au nord-est. Quatre trous ont été forés à Allongé pour un total de 1 452 m et huit trous ont été forés à Carcajou pour un total de 1 405 m. Les quatre trous forés à Allongé ont recoupé plusieurs lentilles de minéralisation aurifère titrant entre 0,3 et 0,5 g/t sur 1 à 16 m. Il est à noter que le trou ALG-21-003 a donné un résultat de 8,6 g/t sur 1 m dans une zone de cisaillement pyriteuse. Les forages à Carcajou ont recoupé le même ensemble volcanique intermédiaire présent dans la zone J, mais ont rencontré beaucoup plus de granite stérile du pluton Parker que prévu. En conséquence, seul un trou, CAR-21-006, a donné des résultats aurifères supérieurs à 0,3 g/t.

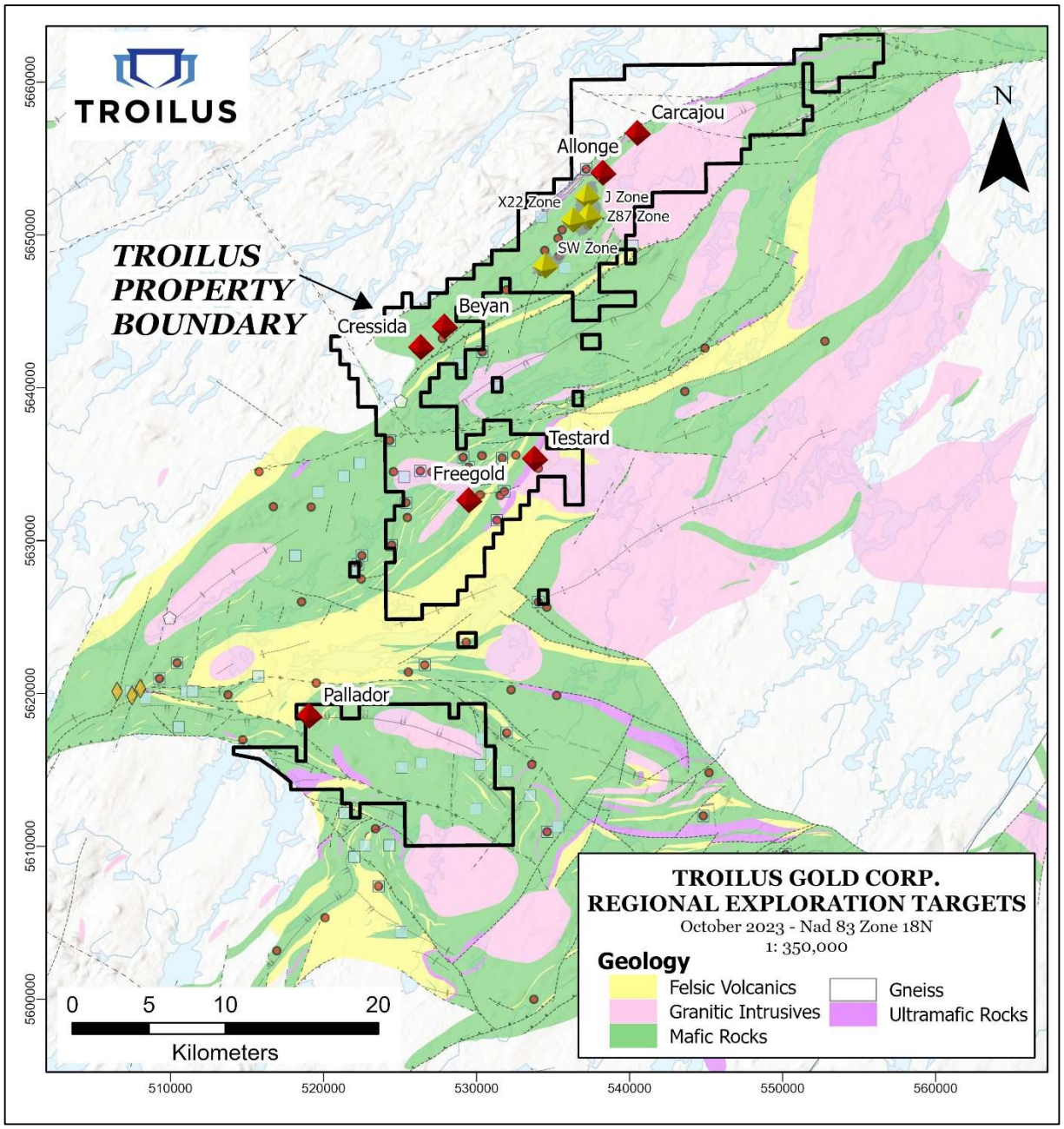
9.2.2 Propriété Frotêt de Troilus

À la suite d'une compilation majeure de données historiques et sur la base d'observations sur le terrain, Troilus a réévalué le potentiel de l'ensemble du segment Frotêt-Troilus de la ceinture de roches vertes Frotêt-Evans en acquérant une importante position foncière appelée propriété Troilus-Frotêt (figure 9-2).

Plusieurs types de minéralisation sont présents sur la propriété, notamment :

- Sulfures massifs volcanogènes (SMV).
- Des veines de quartz orogéniques aurifères et polymétalliques (Au-Cu-Ag-Zn-Mo) hébergées dans des zones de cisaillement.
- Des pegmatites contenant du lithium et des métaux rares (Ta, Sn, Rb, Cs, Be, Mo).
- Des veines de quartz à éléments multiples (Mo-Bi-W-Ag-Cu-Zn).

Figure -92 : Carte de localisation des cibles d'exploration – Projet Troilus Frotêt



Source : Troilus (2023)

En juin 2020, Troilus a achevé un programme préliminaire d'exploration sur le terrain en appliquant un nouveau modèle structurel et géologique régional à la propriété Troilus-Frotêt récemment agrandie. Cette propriété est située au sud des principales zones minéralisées du gisement Troilus.

Au cours des étés 2020 et 2021, Troilus a réalisé deux levés géophysiques magnétiques aériens à haute résolution qui ont couvert respectivement 23 000 km linéaires et 4 768 km linéaires sur l'ensemble de la zone Troilus Frotêt.

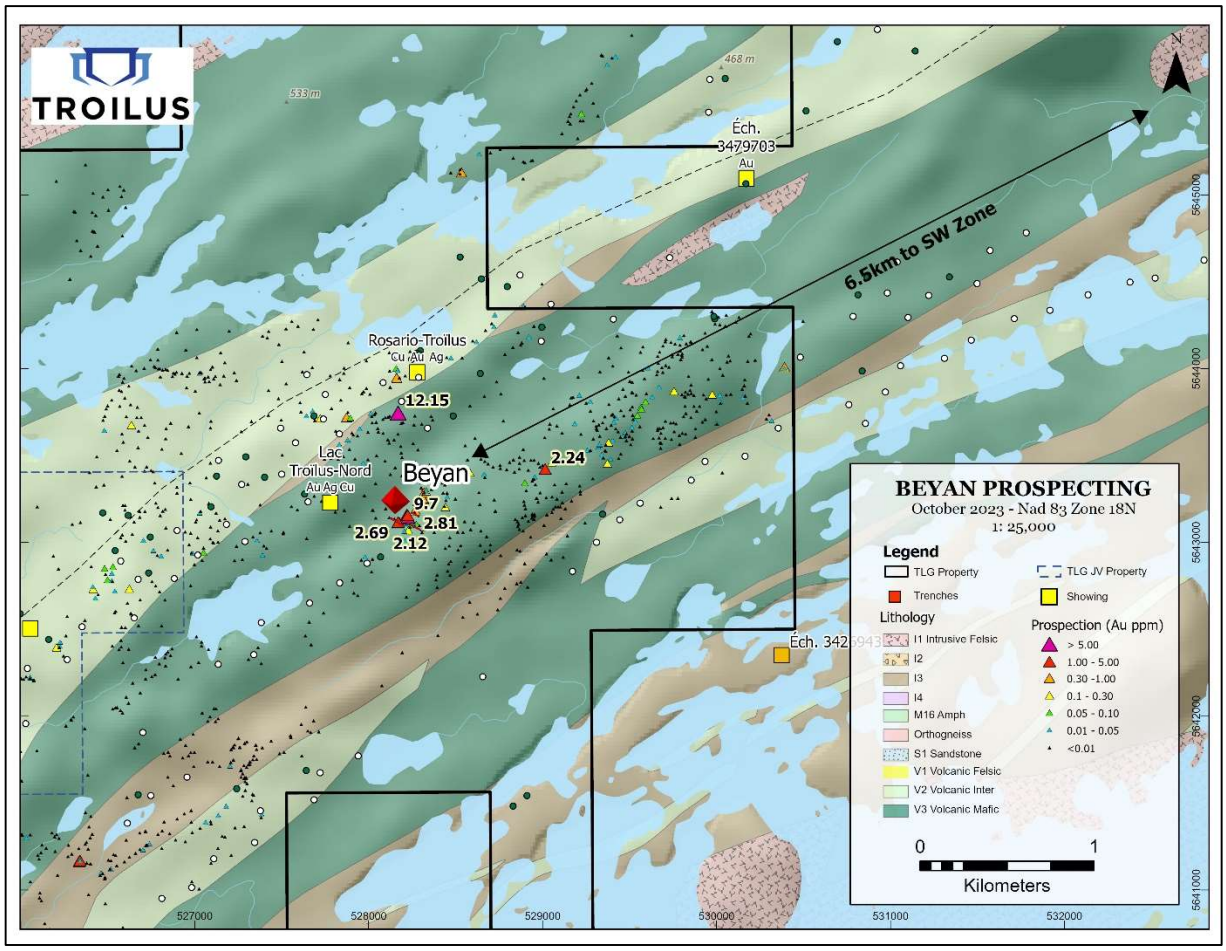
Les levés aériens ont été réalisés par Prospectair Geosurveys Inc., basée à Gatineau, au Québec. Troilus a également réalisé plusieurs levés géochimiques du sol de l'horizon B sur la propriété Troilus-Frotêt, pour un total de 9 780 échantillons. Les levés du sol ont été réalisés par SL Exploration. Au cours des campagnes de terrain 2021 et 2022, l'équipe d'exploration de Troilus a procédé à la cartographie de surface et à la prospection de zones ciblées de sa propriété de 1 420 km2, ce qui a permis de découvrir de nombreuses zones de minéralisation d'or-argent et de métaux de base.

Cible Beyan

La cartographie initiale du substrat rocheux et le traçage des blocs le long des claims Route de la Mine North Block, situés à environ 8 km au sud-ouest et le long de l'axe de la zone SW, ont permis la découverte de la zone aurifère Beyan près de Rosario-Troilus (meilleures teneurs de 3,5 % Cu, 1 % de Zn, 12,5 g/t d'Au et 161,7 g/t d'Ag dans des échantillons en rainure) et des indices Lac Troilus-Nord (11,4 g/t d'Au et 0,94 % de Cu sur 0,5 m) (figure 9-3). À ce jour, 25 échantillons ponctuels prélevés sur des affleurements ont donné des teneurs en or anormales supérieures à 0,1 g/t Au, les meilleurs résultats étant de 9,7 g/t Au et 32,5 g/t Ag. Au total, 14 échantillons ponctuels ont été prélevés dans la zone aurifère Beyan à partir d'affleurements et peuvent être suivis sur une longueur de 225 m. Cette zone aurifère fait partie d'un champ de blocs aurifères plus vaste, identifié par Troilus, caractérisé par plusieurs blocs contenant des teneurs en or et en argent allant jusqu'à 2 g/t Au et 4,9 g/t Ag. Ces blocs ont été trouvés sur une distance de 2,5 km.

Dans la zone Beyan, l'équipe géologique de Troilus a ouvert quatre tranchées, totalisant 400 m, perpendiculaires à la stratigraphie régionale afin de recueillir plus d'informations sur la géologie et la structure de la zone. Les observations sur le terrain et la cartographie ont montré que la zone Beyan se caractérise, du sud-est au nord-ouest, par une séquence volcanique bimodale amphibolisée, un complexe intrusif mafique, une séquence volcanoclastique intermédiaire, similaire à celle observée dans la zone J, et enfin une séquence volcanique mafique.

Figure -93 : Projet Troilus Frotêt – Cible Beyan



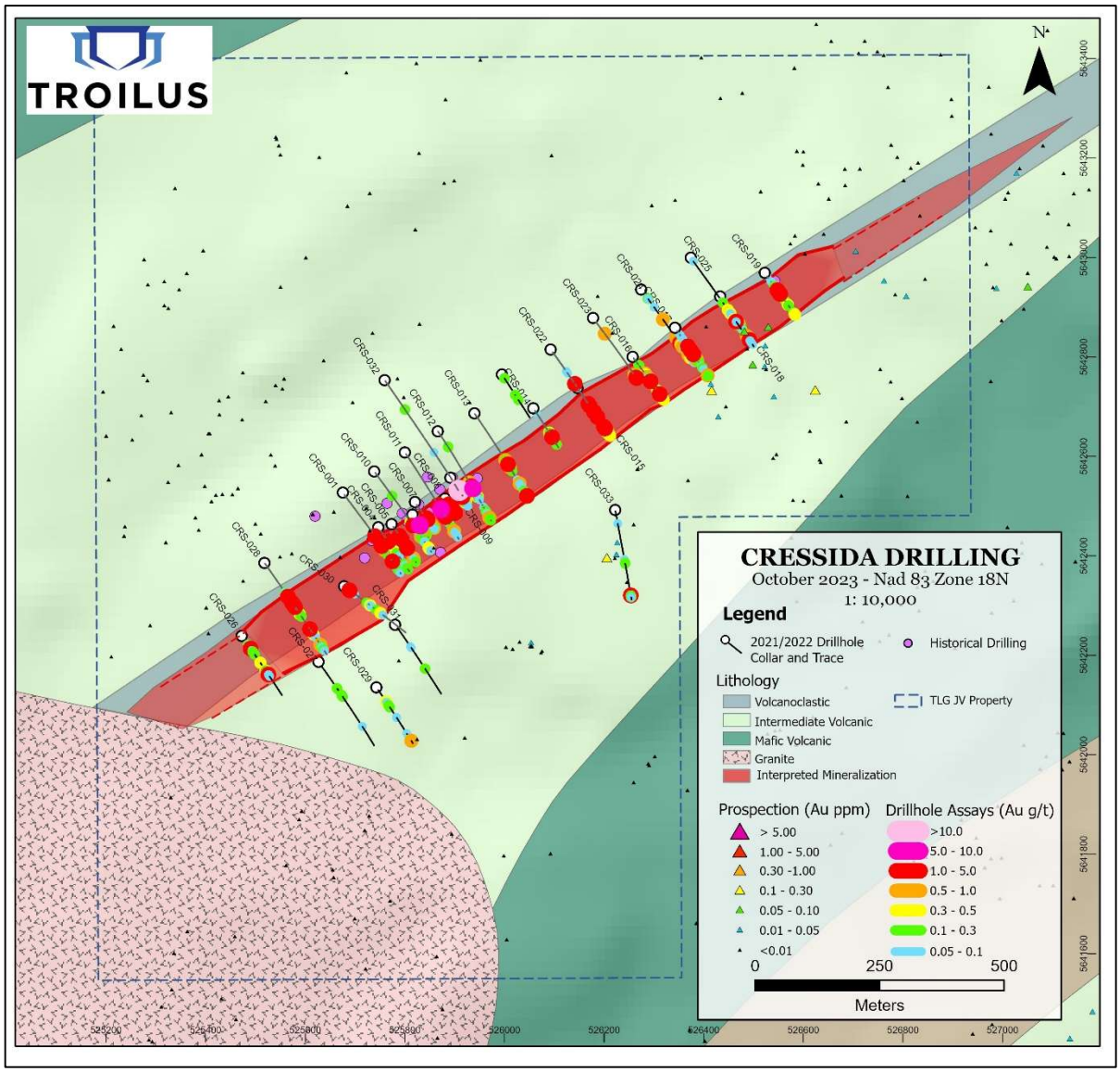
Source : Troilus (2023)

Cible Cressida

Le bloc de claims Cressida est situé à environ 14 km au sud-ouest du gisement Troilus et à 2,5 km au sud-ouest de la zone aurifère Beyan (figure 9-4). Le bloc de claims comprend cinq claims miniers détenus dans le cadre d'un accord de coentreprise à parts égales avec Argonaut Gold Ltd. (Argonaut Gold), Troilus étant l'opérateur.

La cartographie géologique, le creusement de tranchées et les levés géophysiques ont été réalisés par Muscocho Exploration Ltd. à la fin des années 1980, puis suivis de deux programmes de forage au diamant totalisant 2 416 m sur 31 trous. Les programmes ciblaient deux anomalies magnétiques parallèles à haute conductivité identifiées par des levés VLF-EM. Ils ont révélé des teneurs aurifères élevées, notamment 0,22 once par tonne (oz/t) (7,5 g/t) sur 1,8 m et 1,65 oz/t (56,6 g/t) sur 0,47 m, à l'intérieur d'une zone plus large de minéralisation à plus faible teneur pouvant atteindre 0,99 g/t Au sur 44,57 m. Toutefois, aucun travail de suivi n'a été effectué pour prolonger la longueur de 300 m de la cible.

Figure -94 : Projet Troilus Frotêt – Cible Cressida

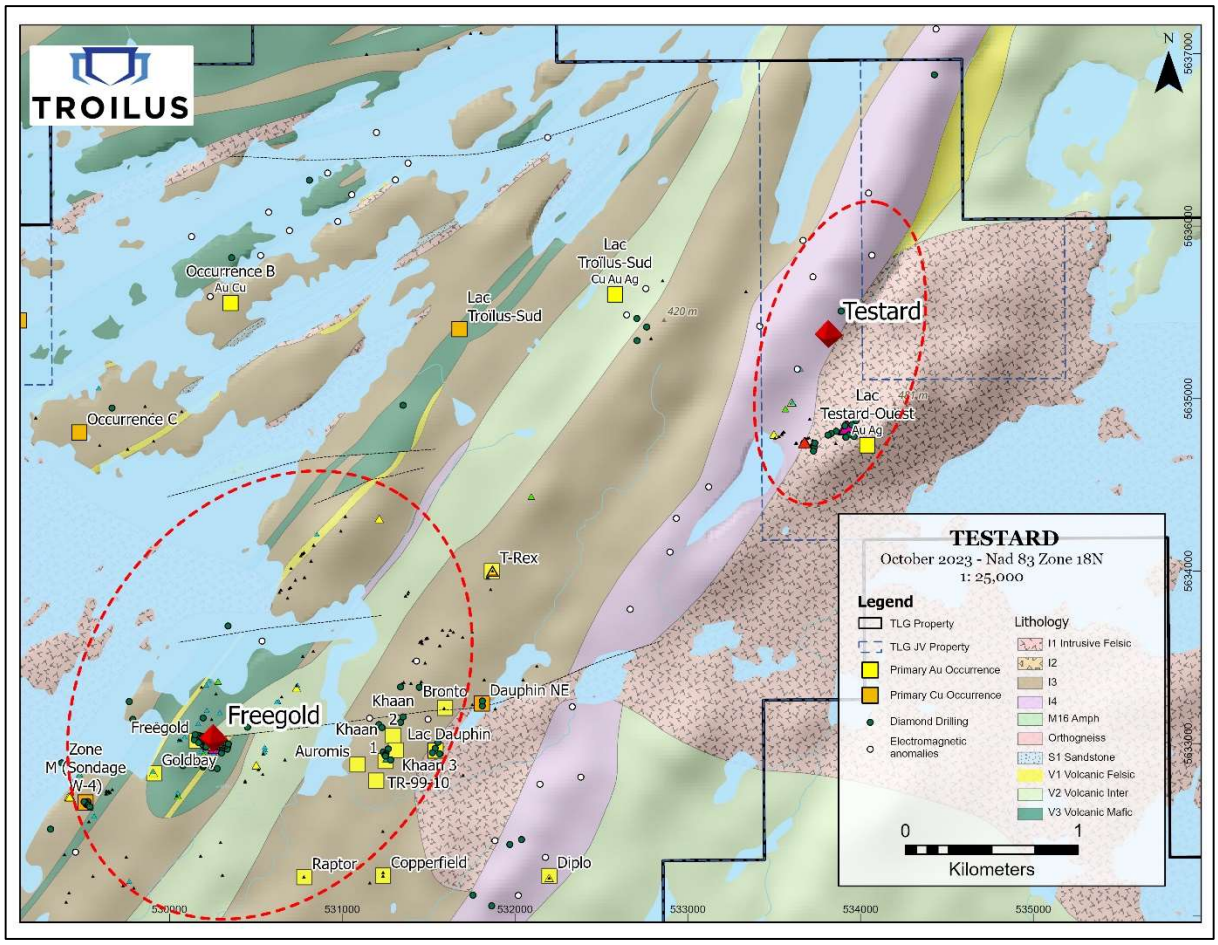


Source : Troilus (2023)

Cible Testard

L'indice Lac Testard-Ouest (Testard) (figure 9-5) a été découvert en 1989 lors de travaux de prospection réalisés par Flanagan McAdam & Company (GM47325). La découverte a été suivie d'un programme de forage de 16 trous totalisant 1 328 m réalisé par Muscocho Explorations Limited, qui a confirmé la présence de veines de quartz minéralisées en profondeur et le long de l'axe du prospect de surface (GM47326).

Figure -95 : Projet Troilus Frotêt – Cible Testard et cible Freegold



Source : Troilus (2023)

Au début de l'année 2020, Troilus a acquis la zone de concession Testard et a réalisé un programme de cartographie de surface, de prospection et de décapage des affleurements au cours de l'été.

L'échantillonnage des affleurements a révélé des teneurs en or significativement élevées dans la ceinture de roches vertes Frotêt-Evans, avec des valeurs atteignant 203 g/t Au, 2 440 g/t Ag et 4,37 % Cu. La cartographie structurale sur le terrain et l'interprétation des données magnétiques et IP aériennes ont permis d'établir un nouveau modèle géologique et structural pour la zone sur laquelle le programme de forage Testard a été élaboré. Le programme de forage visait à tester différentes structures de la zone susceptibles de receler une minéralisation aurifère, tout en testant les extensions de la minéralisation à haute teneur sous la surface au niveau de l'indice principal.

Cible Freegold-Bullseye

Les claims de la zone Freegold-Bullseye ont été acquis lors de l'acquisition d'Urban Gold en 2021. Les claims de cette zone sont détenus dans le cadre d'un accord de coentreprise à parts égales avec Argonaut Gold, Troilus étant l'opérateur (voir figure 9-5). La géologie se compose de séquences volcano-sédimentaires orientées NE-SO, intercalées de filons-couches mafiques et ultramafiques et

intrusées par les stocks tonalitiques Testard et Lac Troïlus-Sud. Le contexte géologique est principalement prospectif pour l'or, l'argent et les métaux de base d' , avec plusieurs types de gisements différents, notamment de l'or orogénique (Au, Ag, Cu) et des sulfures massifs volcanogènes (Cu, Zn, Au, Ag).

Historiquement, la région a été exploitée pour ses minéralisations aurifères et de métaux de base, plus précisément sur la rive est du lac Troilus. L'indice Lac Dauphin (Au-Ag-Cu-Zn-Mo) a été découvert par Dauphin Iron Mines Ltd. en 1958. L'indice Troilus Freegold a été découvert en 1966-1967 par Troilus Mines Ltd. Cette zone, qui contient de l'or visible, représente l'un des indices les plus exploités de cette partie de la ceinture. Elle a fait l'objet de multiples campagnes de forage et ses ressources ont été estimées par SOQUEM en 1999 à 15 880 t titrant 16,45 g/t Au (SOQUEM Inc. a utilisé les normes GM 56807 et 57907 pour l'estimation, qui n'est pas conforme à la norme 43-101, source : site web du SIGEOM). Située à proximité, la zone M représente une minéralisation de type riche en cuivre contenue dans une veine. En 1999, SOQUEM a réalisé une importante campagne de décapage dans la région, en particulier à l'est et au nord de la zone Troilus Freegold. Comme le suggère Bellavance (1999) à la suite des travaux d'exploration réalisés par SOQUEM Inc. en 1998 et 1999, l'or serait principalement présent dans un corridor de déformation orienté est-ouest et large d'environ 1,5 km. Ce corridor a été mis en évidence par de nombreux programmes d'exploration et de forage réalisés depuis les années 1950, ainsi que par la découverte de plusieurs occurrences d'or et de cuivre, notamment la zone Freegold, la zone M et l'indice Lac Dauphin.

En 2019, des travaux de prospection menés par Laurentia Exploration pour le compte d'Urban Gold ont conduit à la découverte de nouveaux indices d'Au-Cu-Ag (Zn), confirmant le potentiel de la zone Freegold-Bullseye.

En 2021, une campagne de prospection, de décapage et de creusement de tranchées a été menée par Troilus avec Dahrouge Geological Consulting Ltd. de mi-septembre à mi-novembre 2021, qui comprenait une interprétation structurale de la zone. Cela a conduit à l'élaboration d'un nouveau modèle de minéralisation aurifère et à la découverte de nouvelles zones prospectives.

La zone Freegold se caractérise par un réseau complexe de zones de déformation D1 et D2 et par de nombreux indices de métaux précieux et de métaux de base qui soulignent le fort potentiel économique de la zone.

L'indice de la zone M (E-529400 m, N-5632655 m) a été foré en 1996 et 1997 par Muscocho Exploration Ltd. et a donné des intersections intéressantes, telles que 3,00 % Cu et 37,5 g/t Ag sur 5,1 m (DDH W-2) ; 2,00 % Cu et 31,21 g/t Ag sur 3,0 m (DDH W-4) ; et 2,52 % Cu et 26,5 g/t Ag sur 3,7 m (DDH W-6) (GM20679 ; GM57907). En 2019, Urban Gold est revenue sur le site et a foré le long des anomalies IP sans trouver ces intersections. Elle a noté que l'emplacement des trous de forage historiques n'avait pas été retrouvé (1730-2019_Urban Gold_Report-Drilling). Les trous de forage réalisés par Urban Gold près de la zone M historique (DDH UTB-19-10, -13 et -14) ont révélé une grande variété de types de roches, telles que du gabbro, du basalte et des roches volcaniques felsiques à intermédiaires. D'anciens trous de mine ont été découverts à proximité de la zone forée au cours de ce programme. Ces trous ont mis au jour une zone de cisaillement silicifiée au contact entre un gabbro et un basalte orienté N300 avec un pendage abrupt. Le cisaillement et la veine minéralisée semblent être préférentiellement situés le long du contact entre les deux lithologies, la veine étant minéralisée avec de la chalcopyrite et de la pyrite avec des altérations de malachite et d'azurite.

L'indice Lac Dauphin (ou TRM-99-02 ; E-531531 m, N-5632929 m) a été découvert en 1958 par Dauphin Iron Mines LTD et correspond à une zone de cisaillement NE-SO au contact entre la tonalite du stock Testard et une roche mafique fortement cisaillée et altérée. Les meilleurs résultats ont été obtenus par échantillonnage en rainures et consistent en jusqu'à 3,2 g/t Au, 64,8 g/t Ag et 0,51 % Cu sur 3 m (GM 57907), 6 g/t Au, 257 g/t Ag, 6,64 % Cu et 1,895 % Zn sur 50 cm (échantillon C553928) et 6,55 g/t Au, 100 g/t Ag sur 50 cm, dont 0,48 % Cu et 0,7 % Zn (échantillon C553881). La zone de cisaillement suit le contact avec l' e la tonalite, qui change de direction, et à ce point d'inflexion, un cisaillement secondaire se développe à l'intérieur de la tonalite, et une veine de quartz minéralisée décamétrique avec des veines de tension suit ce cisaillement de deuxième ordre. La roche mafique moins compétente a été mylonitisée et complètement métasomatisée et s'est transformée en un schiste chlorite-carbonate-fuschite au contact de la tonalite. La minéralisation dans les veines se compose de chalcopyrite disséminée à massive, de pyrite et de molybdénite sporadique, de sphalérite, de bornite, de malachite et d'argent natif.

Cible Pallador

La zone Pallador est située juste au sud du gisement Regnault (propriété de Kenorland-Sumitomo JV) et à 35 km au sud de la mine Troilus. La zone a été explorée en 2002 par SOQUEM, qui a mené un programme d'exploration pour la minéralisation de Pt-Pd dans des filons-couches mafiques-ultramafiques (GM 59962), comprenant la cartographie, le creusement de tranchées, l'échantillonnage ainsi que des levés IP et magnétiques. Cela a permis de reconnaître une zone enrichie en MGP de 40 m de large sur 550 m de long avec des teneurs supérieures à 100 ppb de Pd-Pt.

En 2018, Urban Gold a mené un programme de forage de 4 trous afin de tester certaines données EM et a intercepté des intervalles présentant une minéralisation à faible teneur en Cu et Zn, typique d'un système VMS (GM71292).

En 2020, après la découverte du prospect aurifère Regnault par Kenorland (trou de découverte 20RDD007 avec 29,08 m à 8,47 g/t Au et 12,23 g/t Ag, dont 11,12 m à 18,43 g/t Au et 25,93 g/t Ag), Prospectair Geosurveys Inc. a réalisé un levé magnétique aérien à haute résolution de la zone pour Urban Gold. Ce levé a été suivi d'une campagne de prospection et d'échantillonnage du sol menée par Laurentia Exploration, qui a permis de découvrir de nombreux blocs et affleurements aurifères (figure 9-6). À la suite d'analyses de roches et de sols, Urban Gold a décidé de réaliser un levé IP dans la partie nord-ouest de la propriété et, au cours de l'hiver 2020-2021, a foré 10 trous pour un total de 2 454,5 m. Les trous de forage situés à l'est ont recoupé une minéralisation aurifère près de la surface et en profondeur, le résultat le plus élevé étant de 4,75 g/t Au sur 2,05 m, dont 19,24 g/t Au sur 0,5 m avec des grains d'or natif dans le trou de forage UPR-21-09 à partir de 240,95 m.

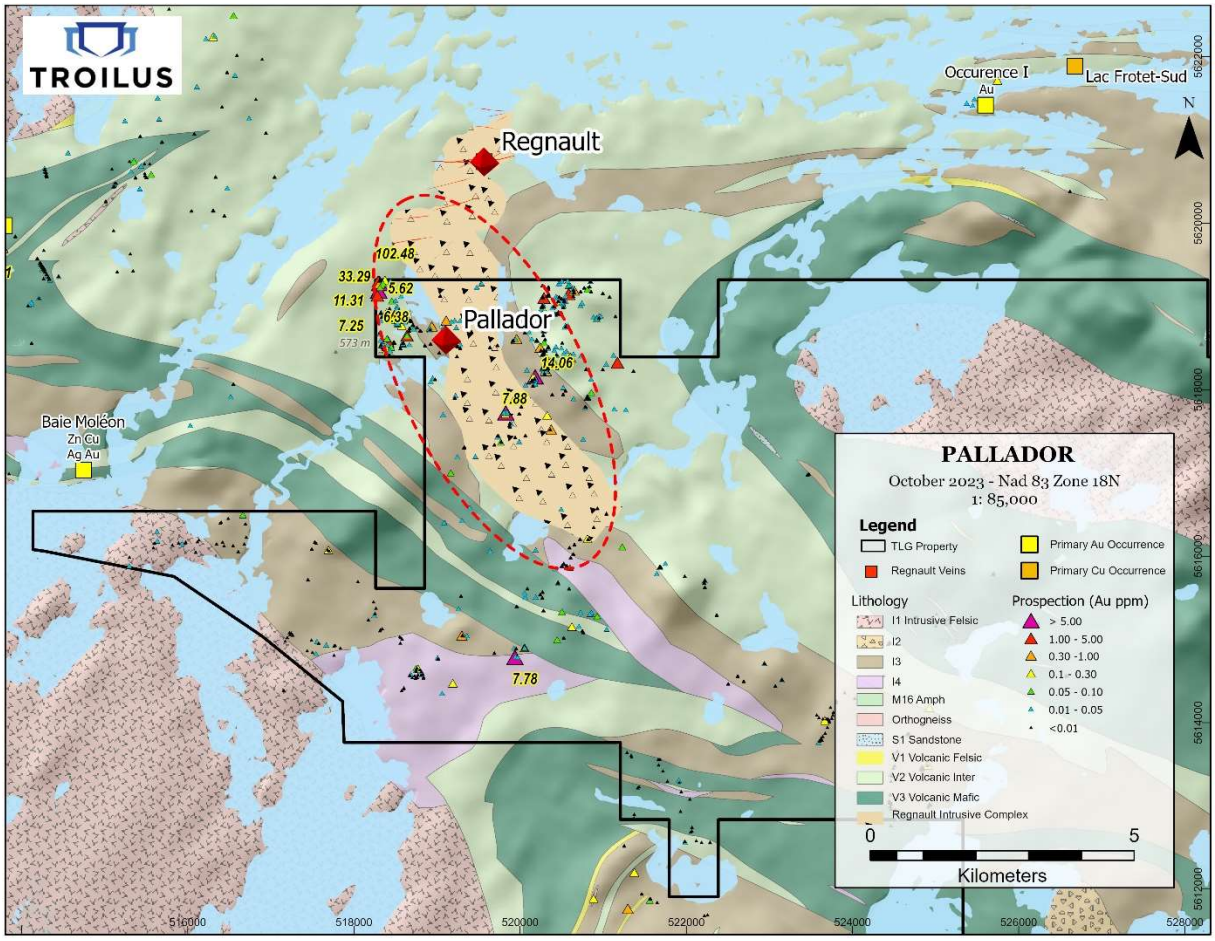
Entre 2020 et 2022, des levés de sol ont été effectués, totalisant 2 637 échantillons, à mesure que des grilles ont été établies autour des anomalies au cours des années suivantes. Les anomalies aurifères les plus importantes dans le sol proviennent d'une zone appelée Rocket. Les anomalies dans le sol coïncident avec des blocs de gabbro contenant jusqu'à 5 % de pyrite et donnant des résultats allant jusqu'à 32,2 g/t Au et 25,4 g/t Au. En conséquence, un programme de forage de 5 trous a été réalisé en 2022 afin de tester la géologie sous la couverture omniprésente et de cibler les caractéristiques magnétiques interprétées à proximité de l'origine en amont des champs de blocs minéralisés. Les meilleurs résultats ont donné 2,45 g/t Au sur 1 m et 4,43 g/t Au sur 1 m dans le même trou de forage

(RCK-22-004). La minéralisation était associée à du gabbro cisaillé et silicifié contenant des veines de quartz intermittentes et jusqu'à 5 % de pyrite localement.

En 2022, un nouveau trend potentiel de sulfures massifs volcanogènes (SMV) a également été découvert dans le secteur Pallador. Les indices Copper Bay (0,44 % Cu, 0,33 % Zn, 2,6 g/t Ag) et Branphil (3,94 % Cu, 8,4 g/t Ag, 35 ppb Au) sont situés à environ 750 m l'un de l'autre sur un conducteur de 1 200 m qui a fait l'objet d'un suivi à l'aide d'une méthode Beep-Mat et VLF. Le conducteur a été excavé localement à la main pour le prélèvement d'échantillons et l'indice Branphil a été décapé à l'aide d'une excavatrice portable et lavé afin d'exposer environ 600 m² de roche en place. Des échantillons en rainure ont été prélevés sur l'ensemble de l'horizon minéralisé.

En 2023, un levé VTEM aérien totalisant 248 kilomètres linéaires a été effectué au-dessus du trend Copper Bay-Branphil et inclut d'autres indices dans la région (Rhyolite et Monique). Ces levés ont été utilisés avec l' e pour générer des cibles de forage dans leurs zones respectives. En septembre 2023, deux trous de forage ont été réalisés, pour un total de 635 m, afin de tester les anomalies de chargeabilité à Rocket. Le forage a recoupé le même gabbro hautement magnétique rencontré lors du forage de 2022 à environ 1 km le long du prolongement vers le nord-ouest. Le meilleur résultat de ce forage a été de 2,93 g/t Au sur 1 m dans un gabbro localement cisaillé contenant de la pyrite disséminée et en veines. Au cours de l'hiver 2023, des levés IP au sol ont été réalisés sur deux grilles dans le secteur Pallador, totalisant 30,025 et 16,15 kilomètres linéaires sur Rocket et Copper Bay-Branphil, respectivement.

Figure -96 : Projet Troilus Frotêt – Cible Pallador

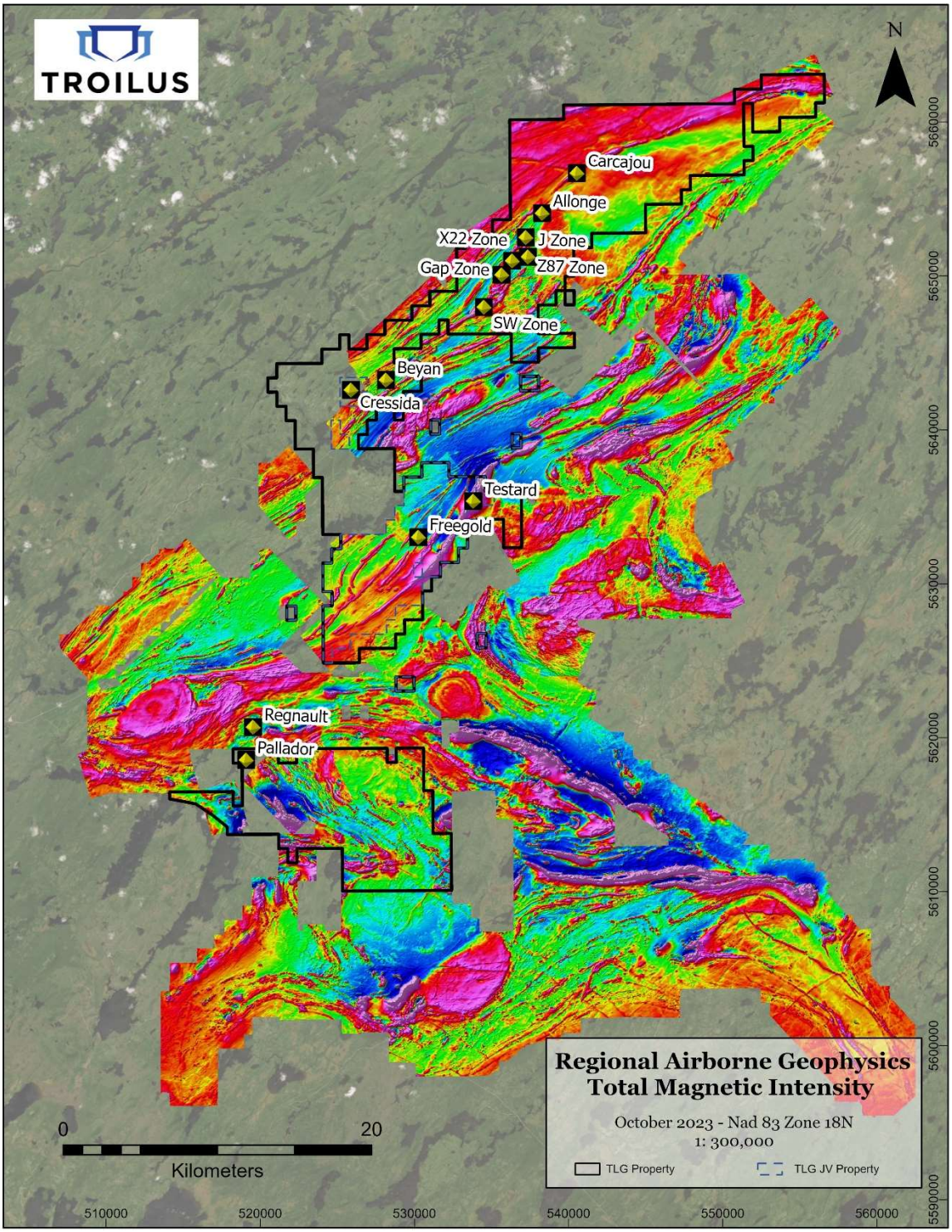


Source : Troilus (2023)

9.3 Levés géophysiques

Au cours des étés 2020 et 2021, Troilus a réalisé deux levés géophysiques magnétiques aériens à haute résolution qui ont couvert respectivement 23 000 km linéaires et 4 768 km linéaires sur l'ensemble de la zone Troilus Frotêt (figure 9-7).

Figure -97 : Levé géophysique régional par avion – Intensité magnétique totale



Source : Troilus (2023)

À l'automne et à l'hiver 2020-2021, plusieurs levés géophysiques au sol ont été réalisés le long du corridor Troilus. Ces levés, de type IP et dipôle polaire P, ont été effectués à Carcajou, au sud-ouest (y compris certaines parties de la zone Gap) et à Beyan-Cressida. Les mêmes levés géophysiques ont également été réalisés à Testard.

Le tableau 9-1 présente les spécifications techniques des levés géophysiques au sol réalisés en 2020 et 2021.

Tableau9 -1 : Résumé des spécifications techniques des levés géophysiques, 2020-2021

Cible	Travaux sur le terrain	Longueur de l'étude	Période
Carcajou	Coupe en ligne IP, PLDP (a=25 m, n=1 à 20)	105,075 km de lignes 34,025 km de ligne	1er au 21 novembre 2020
Sud	Coupe de ligne IP, PLDP (a = 25 m, n = 1 à 20) IP, PLDP (a = 55 m, n = 1 à 10)	105,075 km de ligne 34,025 km de ligne 35,05 km de ligne	16-30 octobre 2020
Beyan	Coupe de ligne IP, PLDP (a=25 m, n=1 à 20) IP, PLDP (a=50 m, n=1 à 10)	105,075 km de ligne 34,025 km de ligne 35,05 km de ligne	Phase I : 22 septembre – 15 octobre 2020 Phase II : 16-28 février 2021
Testard	Coupe de ligne IP, PLDP (a = 25 m, n = 1 à 10)	22,45 km de ligne 20,045 km de ligne	16-30 octobre 2020

En 2023, un levé VTEM aérien totalisant 248 kilomètres linéaires a été effectué au-dessus du corridor Copper Bay-Branphil et inclut d'autres indices dans la région, par exemple Rhyolite et Monique. Des levés IP au sol ont également été réalisés sur deux grilles dans le secteur Pallador, totalisant respectivement 30,025 et 16,15 km linéaires au-dessus des indices Rocket et Copper Bay-Branphil.

9.4 Pétrologie, minéralogie et études de recherche

En 2019, Troilus a conclu un accord de recherche avec le Dr Neil Banerjee de l'Université Western. Depuis le début de cet accord, le Dr Banerjee a fait travailler plusieurs étudiants en géologie sur le gisement Troilus. Sous la direction du Dr Banerjee, Tavis Enno a rédigé un mémoire de premier cycle sur le gisement Troilus intitulé « Alteration and Mineralization of the Southwest Zone at the Troilus Gold-Copper Project, Quebec: Implications for a Revised Genetic Model » (Altération et minéralisation de la zone sud-ouest du projet aurifère et cuprifère Troilus, Québec : implications pour un modèle génétique révisé) et travaille actuellement à la rédaction d'une thèse de maîtrise. Mac Valliant a terminé un projet de recherche intitulé « Analyse pétrographique et géochimique du gisement d'or-cuivre Troilus, Québec » et Adrienne Iannicca a terminé un projet de recherche intitulé « Étude des inclusions fluides et analyse des gaz des veines de quartz-carbonate du gisement d'or-cuivre Troilus ».

En 2020, Troilus a engagé Ultra Petrography and Geoscience Inc. pour réaliser un rapport pétrographique sur 13 échantillons prélevés dans le gisement Troilus.

9.5 Potentiel d'exploration

Au sein du bloc Freegold-Bullseye, plusieurs anomalies aurifères dans le sol existent à environ 5,5 km au sud-ouest de Testard, le long du même corridor prospectif. Les anomalies coïncident avec les tendances structurelles D1 et D2, telles qu'interprétées à partir de levés magnétiques aériens. Cette zone est appelée Katana et la source de ces anomalies n'a pas encore fait l'objet d'une étude approfondie.

10 FORAGE

10.1 Résumé des forages

Depuis 1986, plusieurs programmes de forage ont été réalisés sur la propriété. Aucun forage n'a été effectué sur la propriété entre 2008 et 2017, et les programmes de forage de Troilus ont été réalisés entre 2018 et 2023. Le tableau 10-1 résume les programmes de forage au diamant réalisés à ce jour sur la propriété.

Troilus a réalisé 91 trous de forage totalisant 37 510 m en 2018 ; 87 trous de forage totalisant 38 172 m en 2019 ; 43 trous de forage totalisant 21 185 m en 2020 ; 193 trous de forage totalisant 84 112 m en 2021 ; 161 trous de forage totalisant 78 775 m en 2022 ; et 115 trous de forage totalisant 38 780 m en 2023. La plupart des trous de forage réalisés en 2018 et 2019 ciblaient la zone Z87 et la zone J en profondeur et le long de l'axe. En 2020 et 2021, les travaux se sont principalement concentrés sur le développement de la zone sud-ouest (zone SW). En 2022, les forages se sont concentrés sur la zone SW et sur des forages supplémentaires dans la zone Z87. En 2023, les forages se concentreront principalement sur le prolongement sud-ouest de la zone Z87, c'est-à-dire le développement de la zone X22, et dans la zone de connexion entre la zone J et la zone Z87.

Tableau «10 » - «1 » : résumé des forages

Année	Entrepreneur	Taille des carottes	Nombre de trous	Nombre de mètres
1986-1989	Morissette Diamond Drilling	BQ (36,5 mm)	698	134 068
19	Forage au diamant Morissette	NQ (47,6 mm)		
	Forage au diamant Benoit			
	Forage au diamant Chibougamau			
1991	Forage au diamant Benoit	NQ		
	Forage au diamant Chibougamau			
	Forage au diamant Benoit	NQ (trous « KN »)		
	Forage au diamant Morissette	BQ (trous « TN »)		
1997	Forage au diamant Chibougamau	NQ (trous « KN ») ; BQ (trous « TN »)		
1999	Forages Mercier	NQ		
	Forages diamantés Chibougamau	NQ (zones Z87 et J4) ; BQ (ailleurs)		
	Forage au diamant à Chibougamau	NQ		
2	Forages Mercier	NQ		
	Forages Mercier	NQ		

2018	Forage au diamant Chibougamau	NQ	90	37 342
2019	Forage au diamant à Chibougamau	NQ	87	37 899
2020	Forage au diamant à Chibougamau	NQ	17	6 038
2021	Forage au diamant à Chibougamau	NQ ; HQ (TLG-ZSW21-212-GT) ; BTW (GZ)	193	84 112
2022	Forage au diamant à Chibougamau	NQ ; BTW (GZ)	161	78 775
2023	Forage au diamant à Chibougamau	NQ	115	38 780

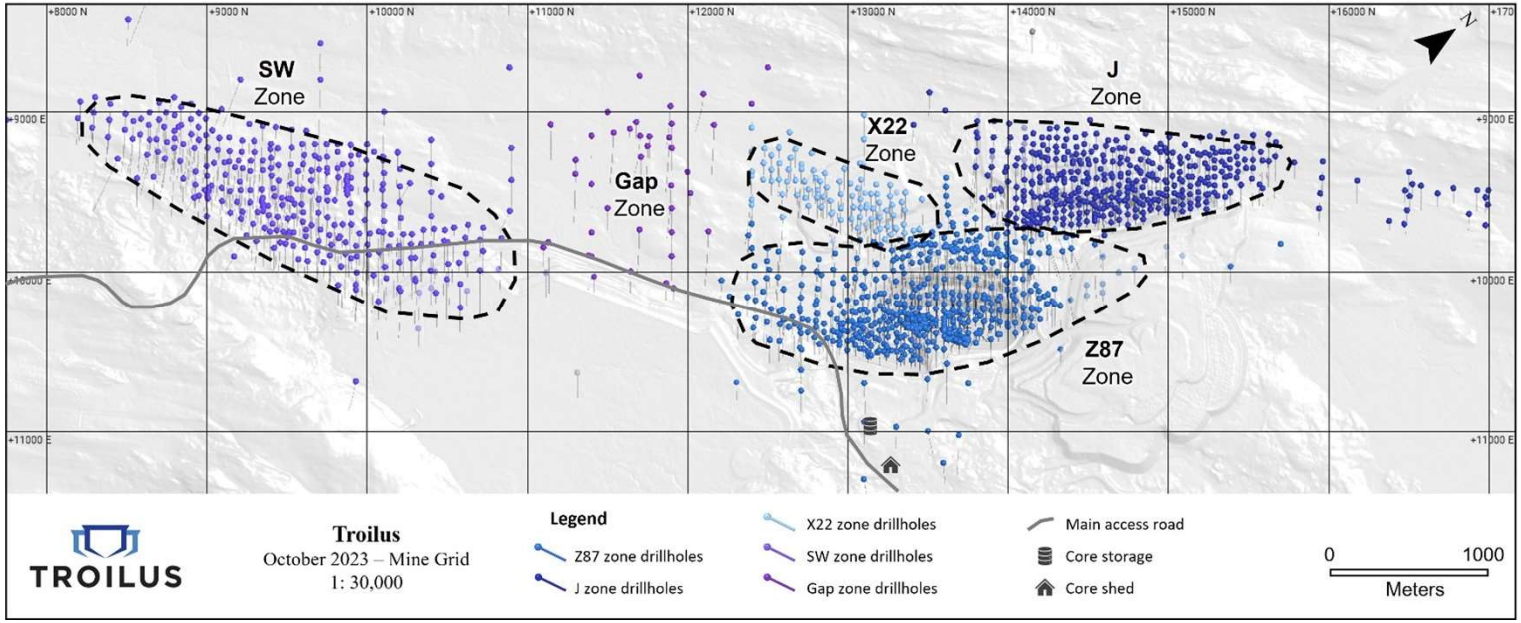
Remarques : Diamètre intérieur – 36,4 mm ; NQ – 47,6 mm ; HQ – 63,5 mm ; BTW – 42 mm

La figure 10-1 illustre les forages réalisés dans les quatre zones minéralisées du projet, qui sont incluses dans la base de données des forages de ressources.

La figure 10-2 présente l'emplacement des trous de forage dans les zones Z87, J et X22.

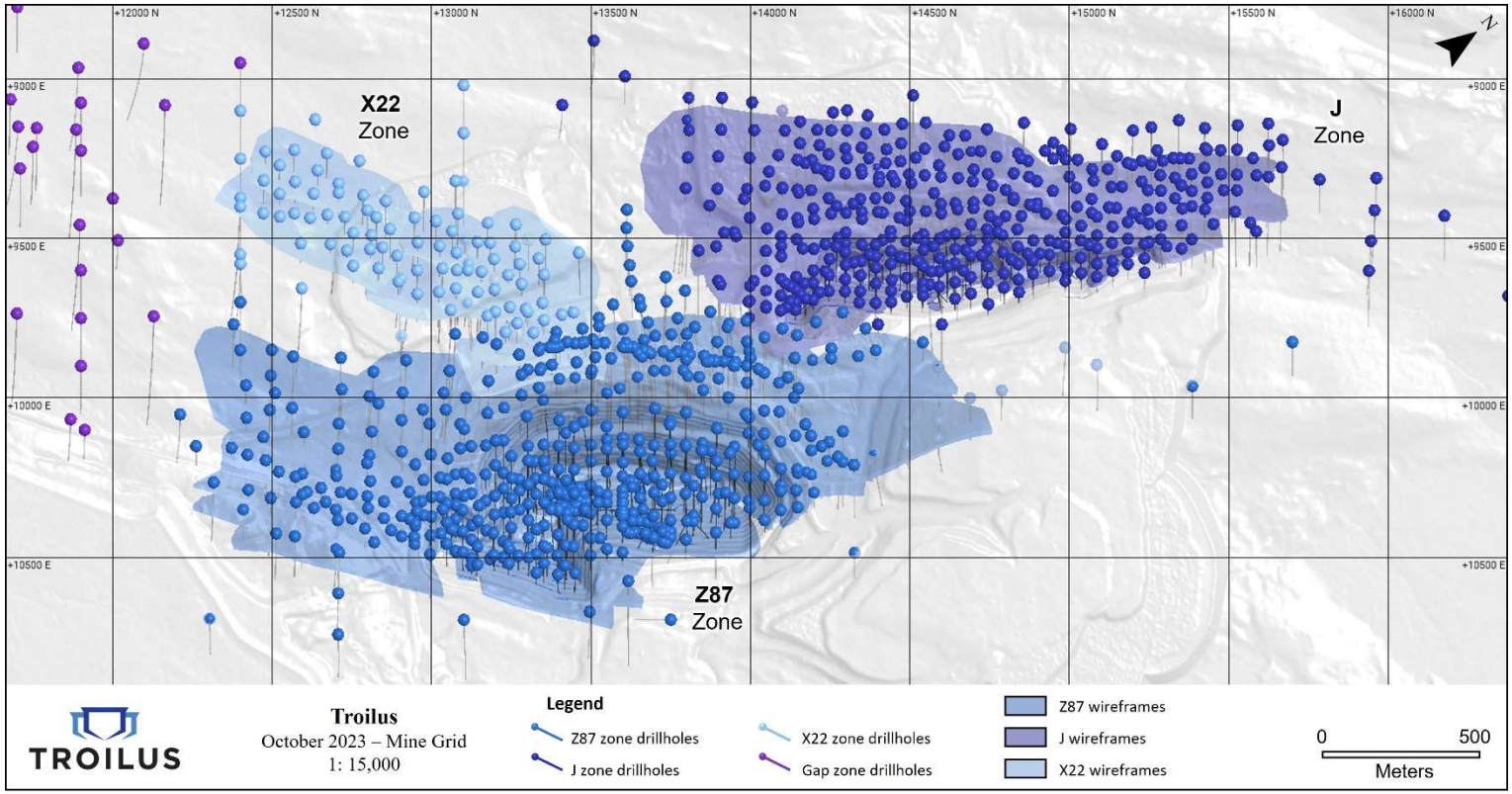
La figure 10-3 présente l'emplacement des trous de forage dans la zone SW.

Figure10 -1 : Carte des trous de forage – Projet aurifère Troilus



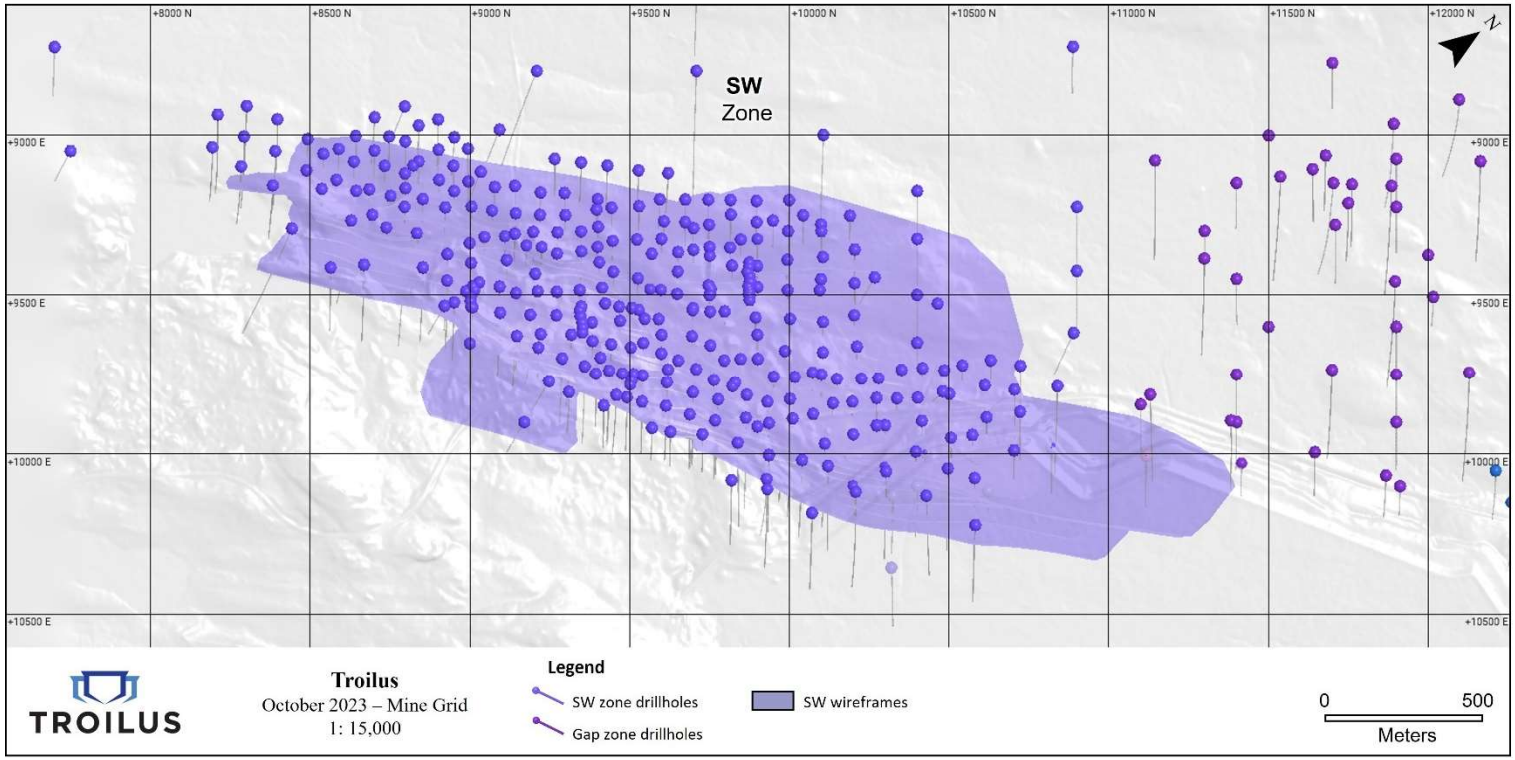
Source : Troilus (2023)

Figure -102 : Carte des emplacements des trous de forage – Zones Z87, J et X22



Source : Troilus (2023)

Figure -103 : Carte des emplacements des trous de forage – Zone SW



Source : Troilus (2023)

10.2 Méthodes de forage et diagraphie, 2018-2023

Troilus a réalisé ses propres forages sur la propriété entre 2018 et 2020. Troilus a retenu les services de Chibougamau Diamond Drilling Ltd. (Forages Chibougamau Ltée), basée à Chibougamau, au Québec. Toutes les carottes de forage étaient des carottes de forage au diamant de taille NQ.

Les foreuses ont été installées à l'aide de piquets de repérage et marquées avec l'azimut et le pendage. Les coordonnées des collets ont d'abord été mesurées à l'aide d'appareils GPS portatifs mesurant en NAD83 Datum, puis converties en grille minière. Une fois qu'une série de trous de forage, ou un programme, est terminée, les collets des trous de forage sont arpentés à l'aide d'un GPS différentiel par M. Paul Roy, arpenteur-géomètre professionnel basé à Chibougamau. Les coordonnées des collets de forage sont fournies en UTM NAD83 et en quadrillage minier. En 2021, Troilus utilisait en interne le GPS haute précision Arrow 100 series d'EOS Positioning Systems. Chaque trou est levé à l'aide de ce GPS une fois le forage terminé par le personnel de Troilus.

10.2.1 Levés de fond

De 2018 à décembre 2021, les trous de forage ont été levés à l'aide d'un appareil Reflex ou EZ Gyro. Un levé multi-coups a été effectué à partir de l'extrémité de chaque trou (Reflex par incréments de 3 m, EZ GYRO par incréments de 30 m).

À partir de janvier 2022, Troilus a remplacé ses instruments par le DeviGyro Overshot Xpress de Devico. Un test à tir unique est effectué quotidiennement pour chaque trou, et un test continu est effectué à la fin de chaque trou, à intervalles de 3 m. Si le test à tir unique détermine que le trou s'écarte considérablement, d'autres tests sont effectués quotidiennement pour surveiller la progression du trou.

10.2.2 Carottage

Troilus applique des procédures opérationnelles normalisées pour tous les aspects de la manipulation, de la diagraphie, de l'échantillonnage et du stockage des carottes. AGP a examiné ces procédures et les a jugées conformes ou supérieures aux pratiques de l'industrie.

Les trous de forage réalisés par Troilus sont étiquetés comme suit :

$$TLG-<zone><year>-<number>;\ for\ example\ TLG-Z8718-001$$

Toutes les carottes prélevées ont été placées dans des boîtes à carottes en bois de 1,5 m de long à trois rangées. Le métrage est marqué par les foreurs à l'aide de blocs de bois sur lesquels la profondeur en mètres est indiquée au marqueur noir tous les trois mètres. Les boîtes à carottes sont marquées sur le bord gauche et sur le dessus avec le numéro du trou de forage et le numéro de la boîte à carottes. Les carottes sont transportées par les foreurs vers l'installation de diagraphie et d'échantillonnage, où elles sont disposées sur des tréteaux ou des tables en acier.

Le personnel de Troilus aligne ensuite les carottes et effectue un enregistrement sommaire, au cours duquel la mesure est vérifiée et consignée à des fins de récupération des carottes et de désignation de la qualité des roches (RQD). En général, le taux de récupération des carottes est élevé (supérieur à 95 %) et les pertes sont minimes. Les carottes sont ensuite transférées vers les tables de diagraphie (figure 10-4), où les géologues de Troilus consignent la lithologie, les veines, la minéralisation, la texture et les

failles/fractures directement sur ordinateur dans la base de données Geotic. Tous les diagraphies sont vérifiées par les responsables de Troilus avant d'être finalisées dans la base de données Geotic. Les carottes sont marquées à l'aide de crayons gras : rouge pour les intervalles d'échantillonnage, orange pour les contacts lithologiques, jaune pour la minéralisation et blanc pour l'altération.

Le personnel géologique de Troilus tient à jour une série de carottes de forage au diamant, ou échantillons témoins, des principales unités lithologiques et des produits d'altération sur la propriété afin de maintenir la cohérence de la nomenclature lithologique.

La carotte a ensuite été marquée pour l'échantillonnage à des intervalles d'un ou deux mètres. Les trous de forage réalisés au début de 2018 ont été divisés en longueurs plus variées. Les étiquettes d'échantillonnage sont placées dans la boîte à carottes à la base de l'intervalle d'échantillonnage et agrafées pour rester dans la boîte.

Avant l'échantillonnage, tous les carottages sont photographiés humides et secs dans le cadre de la procédure standard de diagraphie. Un cadre spécial avec un couvercle blanc et des lumières est utilisé pour l'appareil photo afin de maintenir la cohérence des photographies (figure 10-5). Un tableau blanc est utilisé pour indiquer le numéro du trou de forage, le point de départ et le point d'arrivée, ainsi que le numéro de la boîte à carottes sur la photographie.

Figure10 -4 : Tableaux de diagraphie des carottes



Source : AGP (2020)

Figure -105 : Disposition des photos de carottes ; un ventilateur est utilisé pour sécher les carottes.



Source : AGP (2020)

10.2.3 Échantillonnage des carottes

L'installation d'échantillonnage est adjacente à la zone de diagraphie et est accessible par une porte de garage à l'intérieur du bâtiment. Troilus dispose de trois scies à carottes : deux pour les carottes de forage NQ et une pour les carottes de forage PQ.

Une fois que la carotte a été marquée pour l'échantillonnage, elle est placée à côté de la salle d'échantillonnage, dans la même installation, où elle est coupée à l'aide d'une scie à carottes. Une moitié de la carotte est placée dans le sac d'échantillonnage, l'autre est replacée dans la boîte à carottes. Le sac d'échantillonnage contient une copie de l'étiquette d'échantillonnage et est marqué du numéro d'échantillon à l'aide d'un marqueur noir indélébile.

Le sac d'échantillons est scellé à l'aide d'un lien zip, puis placé avec d'autres sacs d'échantillons dans un grand sac de riz blanc. Les sacs de riz contiennent environ 10 échantillons. Les sacs de riz sont vérifiés par le personnel de Troilus et marqués du numéro d'échantillon et du code client avant d'être scellés à l'aide d'un lien zip et d'un ruban orange. Les sacs de riz sont placés dans des caisses préfabriquées en bois (sur des palettes), recouverts d'un couvercle en contreplaqué, vissés et sanglés. Une fois qu'un nombre suffisant de caisses sont remplies (environ 30 sacs de riz), la société de transport Groupe Transcol Inc. (Transcol), basée à Chibougamau, est appelée pour venir les chercher et les transporter directement à ALS Global à Sudbury.

La scie à carottes est nettoyée après chaque échantillonnage et la salle d'échantillonnage est nettoyée chaque soir. Les boîtes contenant les carottes prélevées sont conservées sur des étagères temporaires à l'extérieur de la salle d'échantillonnage jusqu'à leur transfert vers la zone de stockage extérieure. Les boîtes sont alors étiquetées à l'aide d'étiquettes en aluminium sur lesquelles sont indiqués le numéro du trou de forage, le point de départ et le point d'arrivée, ainsi que le numéro de la boîte. L'étiquette en aluminium est agrafée à l'extrémité de la boîte à l'aide d' . Les carottes sont stockées sur place dans des racks métalliques couverts à l'extérieur de l'installation de diagraphie.

10.3 Méthodes de forage et diagraphie antérieures

Dans les programmes de forage antérieurs sur la propriété, avant 1990, des carottes de taille AQ (27 mm) et BQ (36,5 mm) ont été utilisées et, au début des années 1990, des carottes NQ (47,6 mm) ont été utilisées (Evans, 2019b).

De 1986 à 1996, tous les tubages ont été laissés dans le sol. De 1997 à 1999, tous les tubages des trous « KN » forés pendant cette période et situés dans les zones Z87 et J4 ont été retirés, tandis que les tubages des autres trous « KN » et de tous les trous « TN » ont été laissés en place. Entre 2000 et 2005, tous les tubages des trous « KN » ont été retirés après achèvement et ceux des trous « TN » ont été partiellement laissés dans le sol.

De 1986 à 2002, des tests d'inclinaison à l'acide et des instruments Tropari ont été utilisés systématiquement. En 2003, un levé numérique Reflex Multishot a commencé à être utilisé. Les colliers de tous les trous forés à proximité du gisement Troilus ont été levés à l'aide du système de coordonnées du réseau minier. Pour les trous d'exploration situés à l'extérieur de la zone minière, les coordonnées du réseau de lignes de coupe ont été converties au système de coordonnées du réseau minier. Les altitudes de ces trous ont été estimées à partir de cartes topographiques.

Les trous de forage antérieurs à 1990 ont été convertis au système métrique et vérifiés par Inmet avant d'être intégrés à la base de données.

10.3.1 Diagraphie des carottes

La diagraphie des carottes a été effectuée pour les lithologies majeures et mineures, le type d'altération et la minéralisation. Au fil des ans, les conventions de dénomination lithologique ont évolué, passant généralement d'origines volcaniques à des origines plus intrusives.

Les mesures du RQD ont été systématiquement prises pendant la campagne de forage de 1991. Lors des programmes de forage suivants, le RQD n'a été mesuré que sur quelques trous sélectionnés dans chaque section forée. En 2005, les mesures du RQD ont de nouveau été systématiquement collectées.

10.3.2 Échantillonnage des carottes

Depuis 1986, un protocole d'échantillonnage cohérent a été utilisé à Troilus avant l'expédition des échantillons pour analyse.

De 1986 à 1997, les carottes de forage ont été divisées en deux, la moitié étant placée dans des boîtes en bois étiquetées avec du ruban adhésif Dymo et l'autre moitié envoyée au laboratoire pour analyse (Evans, 2019b). Tous les échantillons de carottes ont été marqués, étiquetés, placés dans des sacs en

plastique, scellés et stockés temporairement dans une cabane sécurisée. Une fois qu'un nombre suffisant d'échantillons avait été accumulé, ils étaient expédiés par camion au laboratoire d'analyse.

Avant 1990, la longueur des échantillons prélevés dans le cadre des programmes antérieurs n'était pas constante et dépendait de la minéralisation et de la géologie, comme les dykes, les contacts, etc. (Evans, 2019b). Dans les programmes suivants, il a été constaté que la minéralisation était très diffuse dans toutes les unités géologiques et des échantillons ont été prélevés à intervalles réguliers de 1 m, indépendamment de la géologie, dans les zones minéralisées connues, et à intervalles pouvant aller jusqu'à 2 m dans les roches intrusives environnantes. Les échantillons de carottes de forage ont été divisés en deux parties à l'aide d'un diviseur hydraulique : une moitié de la carotte a été envoyée pour analyse et l'autre moitié a été replacée dans les boîtes à carottes pour référence future, travaux métallurgiques ou analyses supplémentaires. Comme la minéralisation était essentiellement constituée de pyrite disséminée et qu'il n'y avait pas de bonne corrélation entre l'abondance de la pyrite d' ion et la teneur en or, les géologues chargés de la diagraphie ont jugé pratiquement impossible d'estimer visuellement les teneurs en or.

De 1999 à 2002, la plupart des échantillons de carottes de forage au diamant Z87 mesuraient trois mètres de longueur et la plupart des échantillons de la zone J4 mesuraient 2,5 mètres de longueur. Pour le forage de la zone J4 en 2002, le laboratoire de la mine a ajusté le protocole à une longueur de 2,5 mètres. En 2004, toutes les longueurs d'échantillons ont été réduites à deux mètres.

En 1999, un nouveau protocole d'échantillonnage et d'analyse par tamisage métallique a été introduit. Ce protocole prévoyait l'augmentation de la longueur des échantillons à trois mètres et s'appliquait à tous les échantillons situés dans les zones minéralisées. Cette mesure a été appliquée de manière systématique, sans tenir compte des contacts géologiques ou des dykes. La longueur des échantillons situés en dehors des zones minéralisées a été fixée à deux mètres. À partir de 1999, la totalité des carottes a été envoyée pour analyse et une longueur de 10 à 20 cm a été conservée comme témoin de l'intervalle.

Les carottes de forage prélevées jusqu'en 1996 ont été stockées à l'extérieur dans des racks à carottes sur le site de la mine Opemiska, dans la ville de Chapais, mais elles ont maintenant été détruites. Les carottes plus récentes (postérieures à 1997) sont stockées dans des racks et sur des palettes sur le site du projet.

10.4 Forages géotechniques et hydrologiques

Au total, quatre campagnes de forage géotechnique d'investigation des pentes de la fosse ont été menées depuis l'acquisition du projet par Troilus en 2018. Ces programmes ont été réalisés par WSP et comprenaient des essais Packer et des diagraphies géotechniques. Au cours de ces programmes, des forages géotechniques spécifiques ont été planifiés par WSP, ainsi que des forages d'exploration planifiés par Troilus, qui ont été diagraphés par le personnel de WSP, en plus des travaux effectués par les géologues de Troilus.

En 2020, cinq trous géotechniques dédiés ont été forés, pour un total de 2 160 m, qui se sont concentrés sur les parois de la fosse de la zone J et de la zone Z87. En 2021, neuf trous géotechniques dédiés ont été forés, pour un total de 2 281 m, axés sur les parois des fosses des zones J, Z87 et SW.

En 2023, cinq trous de forage géotechniques dédiés ont été réalisés, pour un total de 1 602 m, axés sur les parois des fosses de la zone J et de la zone X22.

En 2023, deux campagnes géotechniques en surface ont été menées afin d'étudier les conditions du sol sous les infrastructures futures prévues. Au total, 56 trous de forage ont été réalisés, pour un total de 470 m.

10.5 Forage métallurgique

En 2019, quatre trous de forage dédiés, totalisant 945 m, ont été entièrement réalisés à des fins d'essais métallurgiques. Ces quatre trous de forage se trouvaient tous dans la zone J.

10.6 Résumé des intersections de forage

10.6.1 Zone Z87

Les premiers forages en 2018 ont commencé dans la zone Z87, en mettant l'accent sur la minéralisation en profondeur. Une extension sud de la zone Z87 a été découverte lors d'une campagne de forage ultérieure à la fin de 2019. La zone Z87 Sud a maintenant été intégrée à la zone Z87.

Les premiers forages en 2018 ont commencé dans la zone Z87, en mettant l'accent sur la minéralisation en profondeur. En 2019, des extensions au nord et au sud de la zone Z87 ont été découvertes. Les zones Z87 Sud et Z87 Nord ont été incorporées dans la zone 87. De 2020 à 2023, les forages se sont principalement concentrés sur le remplissage de terrains précédemment inexplorés entre les trois anciennes zones, ainsi que sur la mise à niveau des ressources dans la partie sud de la zone Z87. En 2022, le connecteur J-87 a été découvert. Il s'agit de la zone située entre les zones Z87 et J. Les forages ont ciblé la minéralisation du mur suspendu de la zone Z87 et ont découvert une structure minéralisée D2 oblique par rapport à la minéralisation dominante à Troilus. La structure s'étend de la pointe sud de la fosse J4 existante jusqu'au centre de la paroi ouest de la fosse Z87 existante.

Le tableau 10-2 présente une liste des intersections de forage sélectionnées présentant des valeurs significatives. La figure 10-6 montre une coupe transversale de la zone 87 à 13925 N.

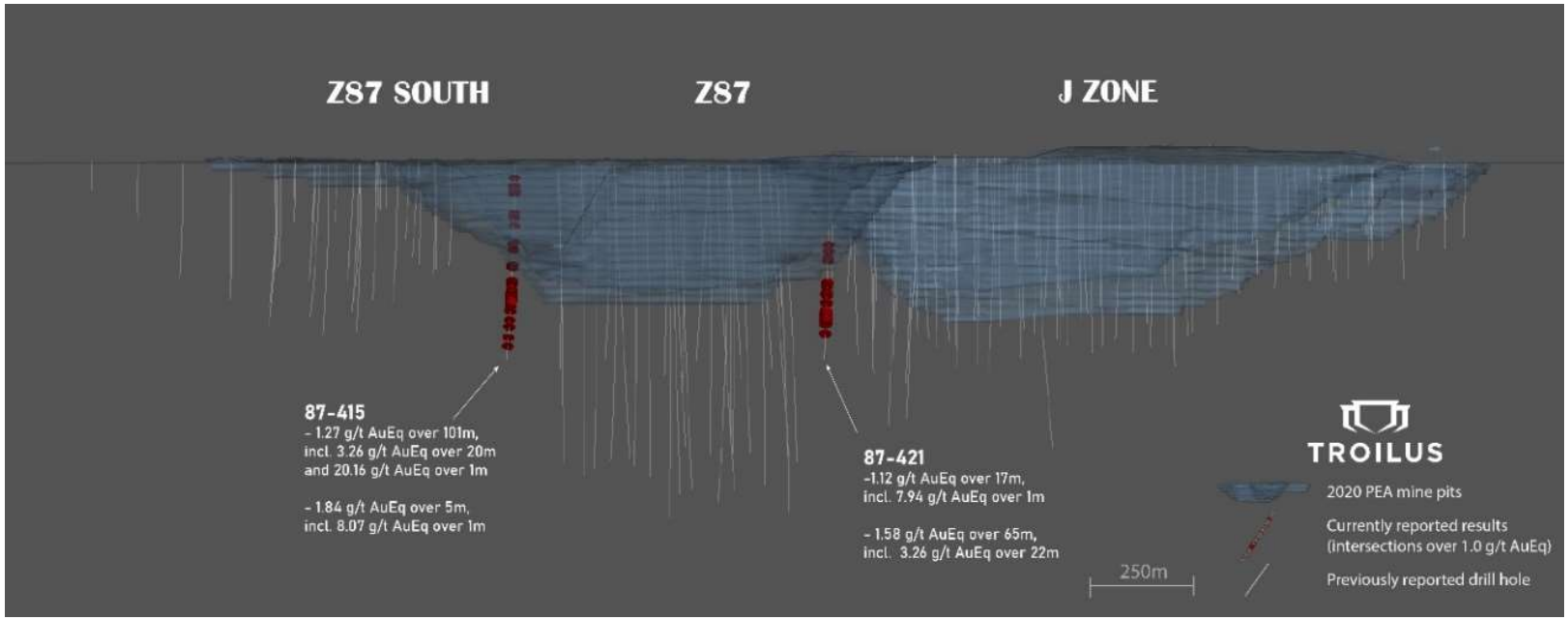
Tableau10 -2 : Résumé des intersections significatives – Zone Z87

N° DH	Section		De (m)	À (m)	Largeur (m)	Au (gpt)	Cu (%)
TLG-Z8718-001	13650N		464	509	45	1,7	0,21
		y compris	472	477	5	6,09	0,54
TLG-Z8718-005	13750N		439	529	90	1,02	0,12
		y compris	458	464	6	1,57	0,25
		y compris	472	477	5	3,03	0,57
		y compris	520	528	8	2,36	0,11
TLG-Z8718-010	13600N		654	688	34	1,17	0,11
		y compris	660	666	6	1,88	0,08
		y compris	679	685	6	1,74	0,30
TLG-Z8718-017	13925N		625	632	7	0,61	0,09
			643	685	42	2,61	0,08
		y compris	671	673	2	42,30	0,12

N° DH	Section		De (m)	À (m)	Largeur (m)	Au (gpt)	Cu (%)
			686	692	6	1,34	0,03
		y compris	686	688	2	3,02	0,02
TLG-Z8718-035	13875N		670	674	4	0,84	0,02
			689	770	81	1,44	0,13
		y compris	707	710	3	8,25	0,54
		y compris	751	753	2	2,77	0,37
		y compris	755	765	10	3,23	0,30
		y compris	767	769	2	2,91	0,04
			775	793	18	0,81	0,03
TLG-Z8718-044W	13925N		832	899	67	1,58	0,10
		y compris	874	876	2	10,03	0,35
		y compris	881	887	6	7,54	0,17
TLG-Z8718S-133	12800N		100	116	16	0,32	0,04
			214	282	68	0,86	0,03
		y compris	234	282	48	1,06	0,02
		dont	270	276	6	5,02	0,02
TLG-Z8718S-136	12700N		177	183	6	1,35	0,03
			207	211	4	0,79	0,04
			223	243	20	0,43	0,11
		y compris	235	243	8	0,69	0,22
		y compris	239	241	2	1,80	0,27
			79	96	17	0,71	0,06
87-22-415	13275N	y compris	80	88	8	1,02	0,03
			151	161	10	0,88	0,02
			347	358	11	0,84	0,02
		y compris	347	348	1	5,07	0,02
			366	467	101	1,13	0,10
		y compris	406	426	20	3,00	0,22
		y compris	466	467	1	20,1	0,04
87-22-421	14050N		338	355	17	1,01	0,08
			377	386	9	0,82	0,10
			415	480	65	1,32	0,19
		y compris	431	453	22	2,77	0,34

Communiqués de presse de Troilus : 24 mai 2018 ; 9 juillet 2018 ; 12 septembre 2018 ; 31 octobre 2018 ; 19 août 2019, 17 août 2022

Figure -106 : Longue section de la zone Z87 et de la zone J ; vue vers le nord-ouest



Source : communiqué de presse de Troilus du 17 août 2022
Remarque : la zone sud Z87 fait désormais partie de la zone Z87

10.6.2 Zone J

En 2019, le programme de forage s'est concentré sur l'extension de la minéralisation dans la zone J. Les résultats de forage ont confirmé que la minéralisation correspondait aux campagnes de forage précédentes. Les trous de forage de Troilus ont également démontré que la minéralisation se poursuit au nord-est et au sud-ouest de la zone J et en profondeur.

En 2020, les zones J4/J5 ont été intégrées à ce qui est désormais la zone J. Les forages réalisés entre 2020 et 2023 continuent d'étendre la minéralisation le long du prolongement (nord et sud) et en profondeur. En 2021, la minéralisation a été recoupée à l'ouest de la zone J précédemment définie, ce qui a permis d'étendre la minéralisation d'environ 150 m dans cette direction.

Le tableau 10-3 présente une liste des intersections de forage sélectionnées dans la zone J présentant des valeurs significatives. La figure 10-7 montre une coupe transversale sélectionnée de la zone J à 14150N.

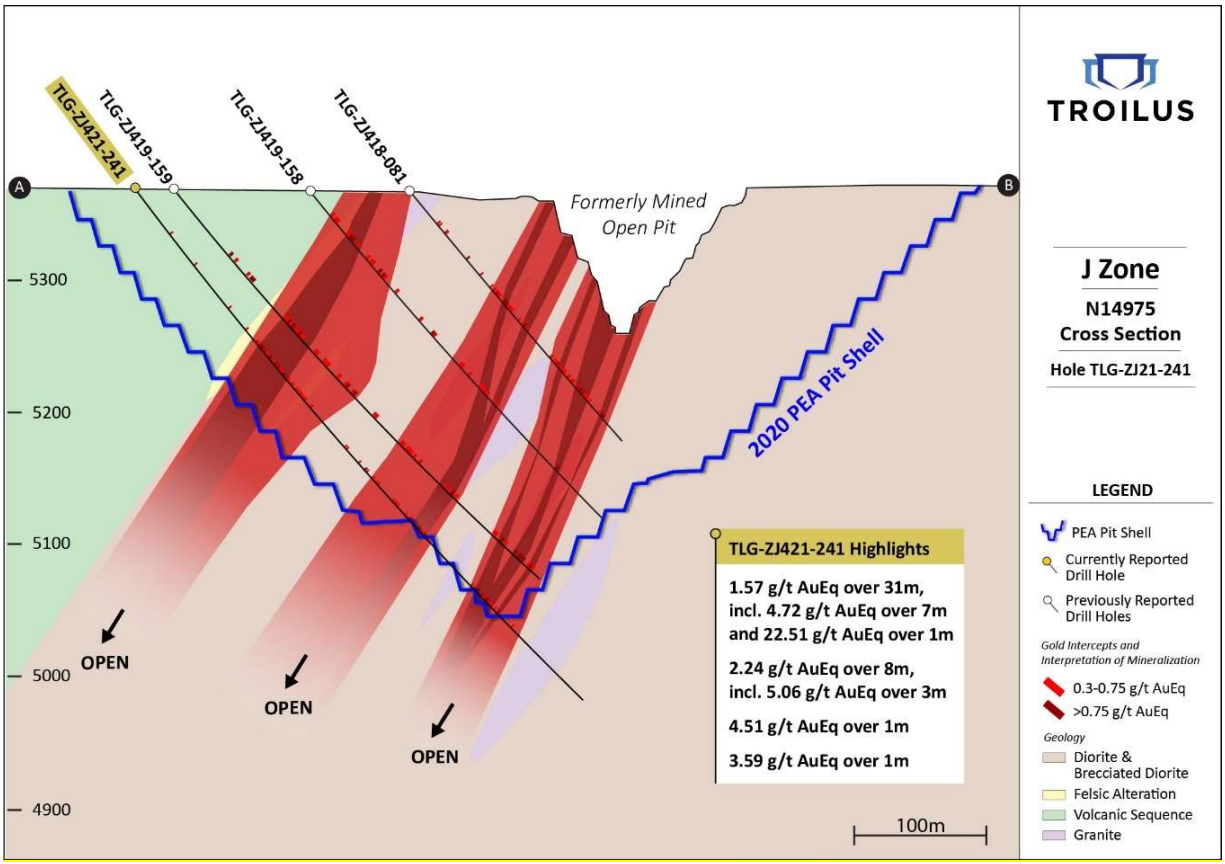
Tableau10 -3 : Résumé des intersections significatives – Zone J

DH n°	Section		De (m)	À (m)	Largeur (m)	Au (gpt)	Cu (%)
TLG-ZJ419-092	14150N		317	325	8,00	2,93	0,05
		y compris	317	319	2,00	9,61	0,10
			383	390	7,00	0,82	0,13
			397	406	9,00	1,96	0,08
		y compris	401	405	4,00	3,38	0,10
			422	441	19,00	0,95	0,10
		y compris	422	425	3,00	0,68	0,11
		y compris	427	433	6,00	1,06	0,10
		y compris	435	441	6,00	1,53	0,16
		y compris	439	440	1,00	5,22	0,64
TLG-ZJ21-226	14300N		93	161	68	0,71	0,27
		Inclus	103	112	9	0,9	0,47
		Y compris	118	128	10	1,08	0,39
		Inclus	151	159	8	1,08	0,42
TLG-ZJ21-235	14775N		102	104	2	1,54	0,06
			454	477	23	1,11	0,07
		Inclus	456	457	1	2,67	0,11
		Y compris	470	477	7	2,44	0,05
			507	510	3	1,67	0,03
TLG-ZJ21-241	14975N		146	177	31	1,5	0,05
		Inclus	150	157	7	4,63	0,05
		Inclus	150	151	1	22,4	0,04
			405	413	8	2,18	0,03
		Y compris	409	412	3	4,97	0,06
TLG-ZJ21-244	15075N		82	110	28	0,76	0

DH n°	Section		De (m)	À (m)	Largeur (m)	Au (gpt)	Cu (%)
		Inclus	86,75	103	16,25	1,03	0,09
		Y compris	102	103	1	8,1	0,04
			280	311	31	2,04	0,04
		Y compris	299	311	12	4,35	0,04
		Inclus	309	310	1	27	0,03
TLG-ZJ21-251	15350N		138	154	16	1,63	0,05
		Inclus	148	153	5	4,07	0,06
		Inclus	148	149	1	14,65	0,05
			174	178	4	2,14	0,1
		Inclus	175	176	1	6,31	0,13

Communiqués de presse Troilus : 26 mars 2019, 12 mai 2021, 8 juin 2021, 7 juillet 2021, 21 septembre 2021

107 :: Coupe transversale 14975N – Zone J ; vue vers le nord-est



Source : Communiqué de presse de Troilus : 7 juillet 2021

10.6.3 Zone X22

La zone X22 est située au sud-ouest de la zone Z87. Les forages dans la zone X22 ont été achevés en 2022 et 2023 et ont porté sur 76 trous de forage, pour un total de 21 932 m. La zone X22 est située

dans un corridor structural D2 qui recouvre un corps tonalite au sein de l'intrusion dioritique Troilus. La minéralisation aurifère pourrait être présente à l'intersection des structures D1 et de ce corridor.

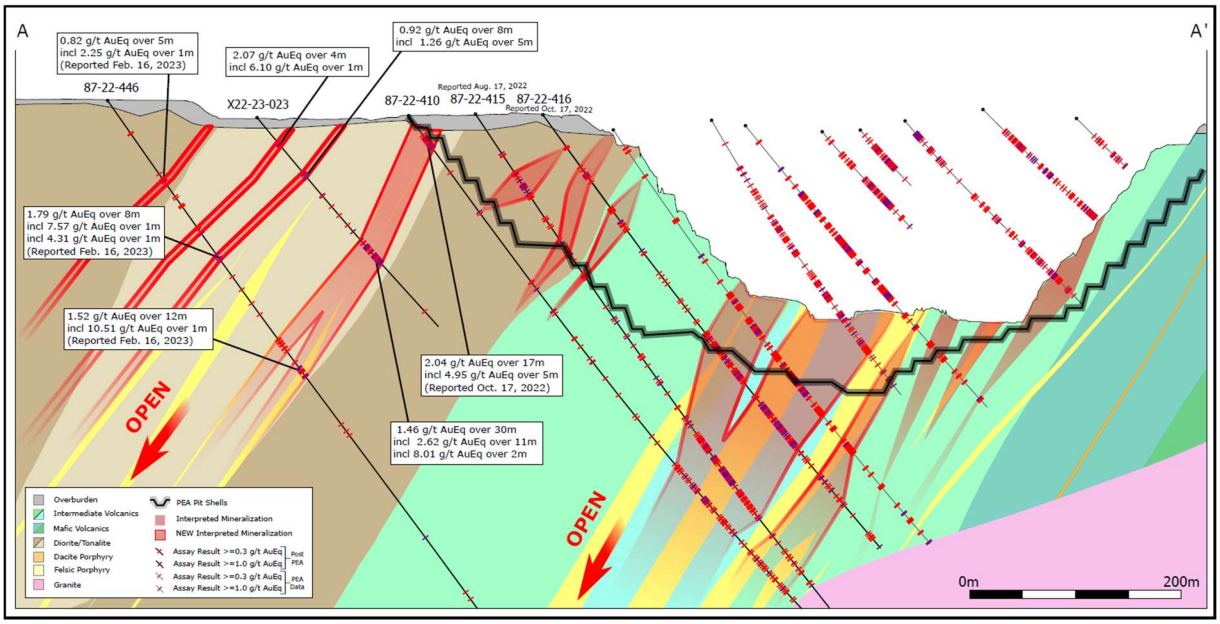
Le tableau 10-4 présente une liste des intersections de forage sélectionnées dans la zone X22 avec des valeurs significatives. La figure 10-8 montre une coupe transversale de la zone X22 à 13275N.

Tableau10 -4 : Résumé des intersections de forage significatives – Zone X22

DH Non	Section		De (m)	À (m)	Largeur (m)	Au (gpt)	Cu (%)
X22-23-023	13275N		3	35	4	2,01	0,01
		Inclus	32	33	1	5,93	0,02
			151	181	30	1,43	0,02
		Inclus	170	181	11	2,54	0,05
X22-23-042	13075N		166	167	1	102,50	0,82
			287	369	82	0,70	0,10
		y compris	323	368	45	0,92	0,13
X22-23-074	12875N		215	226	11	0,87	0
		y compris	216,4	217,4	1	5,79	0,40
			277	308	31	0,72	0,08
		y compris	277	278	1	2,38	0,16
		y compris	286	287	1	1,52	0,35
		y compris	299	300	1	5,80	0,40
X22-23-071	12625N		256	258	2	4,36	0
		y compris	256	257	1	6,53	0,03
			309	389	80	1,32	0,30
		y compris	322	323	1	6,70	2,58
		y compris	379	389	10	7,63	1,51
X22-23-031	12475N		133	154	21	1,18	0,20
		y compris	142	148	6	2,04	0,37

Communiqués de presse Troilus : 31 mars 2023

:108 : Coupe transversale 13275N – Zone X22 ; vue vers le nord-est



Source : Communiqué de presse Troilus : 7 juillet 2021

10.6.4 Zone SW

La zone SW est située à environ 2,5 km au sud-ouest de la fosse de la zone Z87. Fin 2019/début 2020, les premiers forages de 8 500 m ont permis de délimiter une zone minéralisée couvrant une superficie de 1,2 km x 0,5 m. De 2020 à 2023, Troilus a réalisé plus de 108 000 m de forage dans la zone SW et a étendu la minéralisation le long du prolongement, latéralement et en profondeur. La zone SW est désormais interprétée sur une superficie de 2,5 km x 1,0 km.

Le tableau 10-5 présente une liste des intersections de forage sélectionnées dans la zone SW avec des valeurs significatives.

La figure 10-9 montre une coupe transversale sélectionnée de la zone SW à 9600 N.

Tableau10 -5 : Résumé des intersections significatives – Zone SW

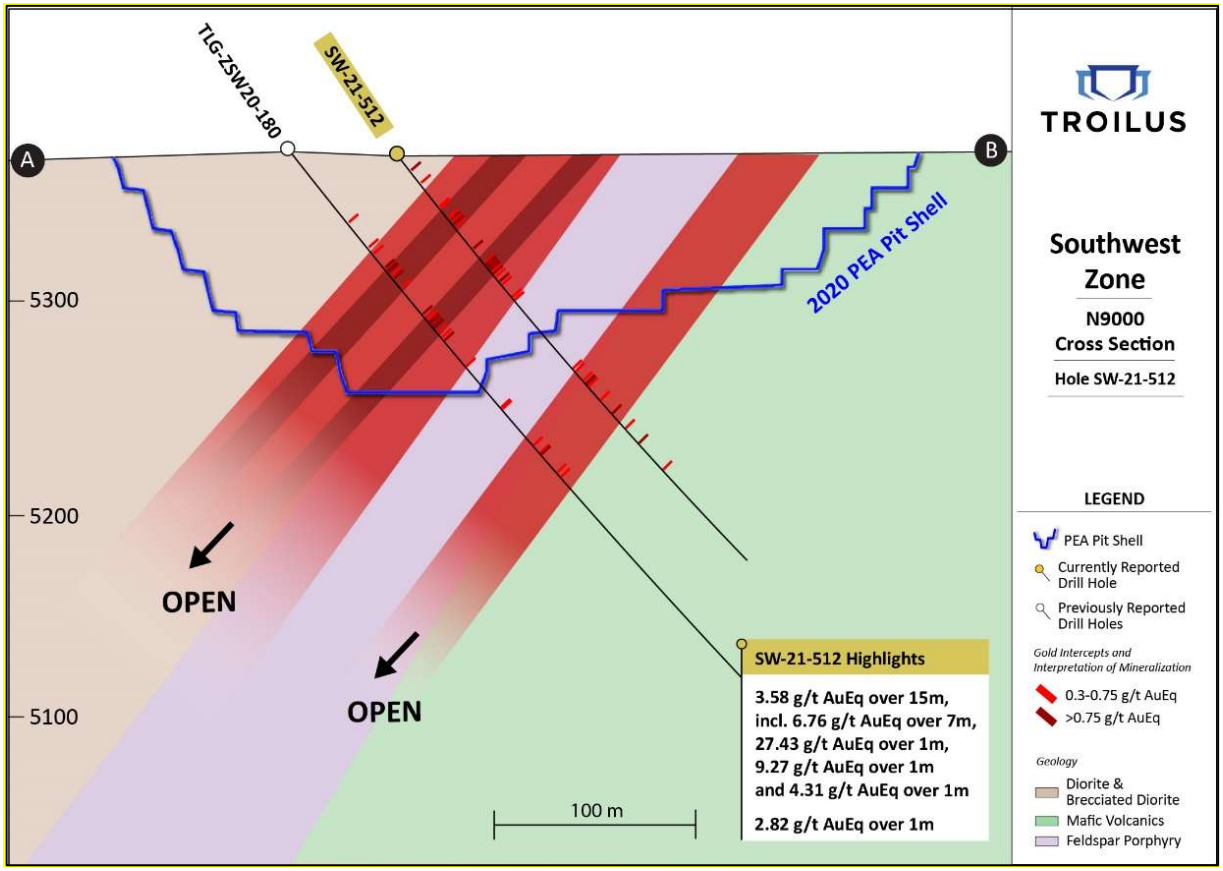
DH n°	Section		De (m)	À (m)	Largeur (m)	Au (gpt)	Cu (%)
TLG-ZSW20-203	9525N		439	442	3	6,54	0,077
		Inclus	439	440	1	17,8	0,078
			462	478	16	1,06	0,073
		Inclus	462	470	8	1,73	0,096
			485	506	21	1,04	0,041
		Y compris	488	489	1	2,52	0,064
		Inclus	497	498	1	2,08	0,011
		Inclus	504	505	1	11,15	0,117
TLG-ZSW20-204	9525N		59	66	7	1,08	0,004
		Inclus	61	64	3	1,6	0,002

DH n°	Section		De (m)	À (m)	Largeur (m)	Au (gpt)	Cu (%)
			142	146	4	1,71	0,287
			315	324	9	1,23	0,201
		Inclus	315	320	5	1,8	0,304
			346	366	20	1,69	0,193
		Inclus	357	366	9	238	0,266
			574	575	1	3,19	0,212
			599	601	2	8,57	0,079
TLG-ZSW20-208	9700N		248	266	18	1,14	0,0169
		Inclus	250	257	7	2,33	0,0207
		Inclus	252	257	7	2,33	0,0246
		Inclus	265	266	1	1,38	0,01
TLG-ZSW20-214	10000N		193	208	15	0,93	0,052
		Inclus	196	197	1	3,07	0,016
		Inclus	204	207	3	1,76	0,052
SW-21-512	9030N		42	49	7	0,89	0
		Inclus	46	48	2	1,77	0,02
			71	86	15	3,51	0,04
		Inclus	72	79	7	6,7	0,04
		Inclus	73	74	1	27,4	0,01
		Inclus	78	79	1	9,22	0,03
		Inclus	83	84	1	4,23	0,06
SW-21-537	9075N		59	78	19	1,08	0
		Inclus	69	74	5	3,12	0,02
			261	268	7	1,16	0,02
			316	322	6	1,11	0,03
		Y compris	319	320	1	5,26	0,02
SW-22-360	10000N		11	26	15	3,06	0
		Inclus	13	18	5	8,25	0,02
			211	231	20	0,8	0,02
		Y compris	214	221	7	1,48	0,03
			240	243	3	1,18	0,01
		Inclus	241	242	1	2,88	0,01
			259	262	3	1,65	0,01
		Inclus	261	262	1	3,94	0,01
SW-22-616	9150N		2,73	9	6,27	1,26	0,01
		Inclus	5	6	1	2,88	0,01
			78	94	16	0,69	0,05
		Inclus	78	79	1	2,93	0,06
		Inclus	87	88	1	3,71	0,06

DH n°	Section		De (m)	À (m)	Largeur (m)	Au (gpt)	Cu (%)
			427	437	10	1,35	0,03
		Inclus	427	428,8	1,8	2,95	0

Communiqués de presse Troilus : 12 janvier 2021 ; 9 février 2021 ; 24 février 2021 ; 16 mars 2021 ; 17 août 2021 ; 20 janvier 2022 ; 21 avril 2022 ; 4 mai 2022.

Figure -109 : Coupe transversale 9600 N – Zone SW ; vue vers le nord-est



Source : communiqué de presse de Troilus : 17 août 2021

10.7 Forage d'exploration

10.7.1 Zone Allongé

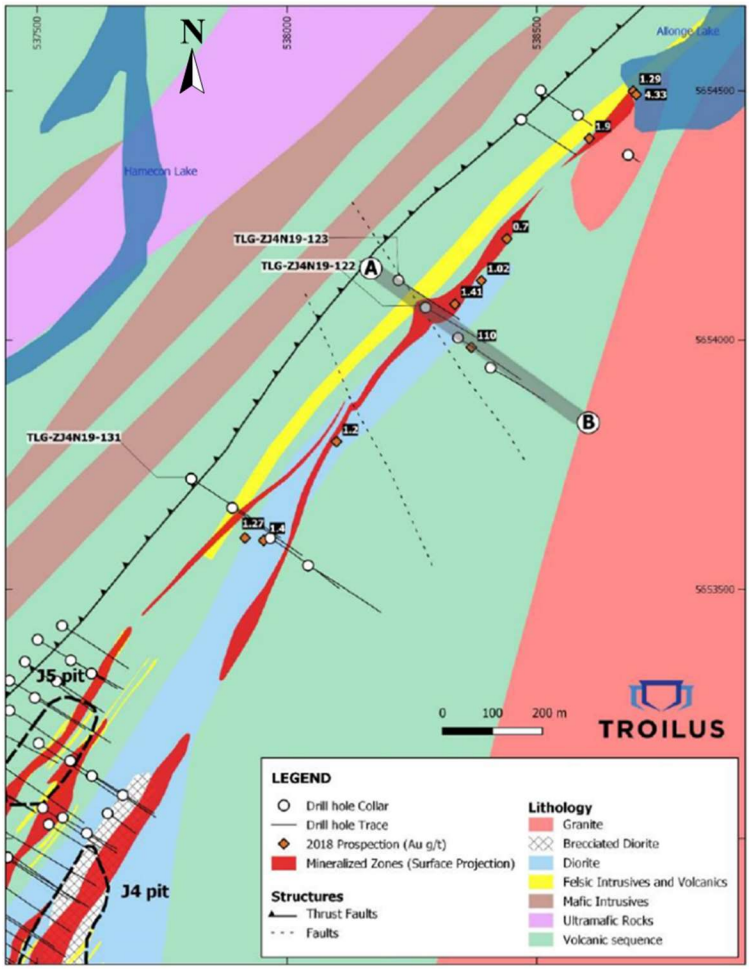
Afin de donner suite aux résultats des échantillons ponctuels prélevés en surface et d'un seul trou de forage historique (KN-684), Troilus a réalisé 12 trous de forage, totalisant 2 193 m, dans la cible Allongé (anciennement zone J4N) le long de trois clôtures. Cette zone est située à environ 350 m à 1 400 m au nord-est de la zone J. Six des trous de forage ont recoupé des intersections de 2 à 12 m titrant plus de 0,3 g/t Au. Les intersections les plus significatives découvertes lors des forages de Troilus se trouvent à environ 900 m au nord-est de la zone J (section 16525N) et à environ 100 m au nord-est du trou de forage historique KN-684. Il s'agit là d'indications positives de la présence d'une minéralisation aurifère qui justifient la poursuite des investigations.

Le tableau 10-6 résume les intersections significatives dans la cible Allonge. La figure 10-10 montre l'emplacement des forages dans la cible Allongé.

Tableau10 -6 : Résumé des intersections significatives – Zone Allongé

DH n°	Section		De (m)	À (m)	Largeur (m)	Au (gpt)	Cu (%)
TLG-ZJ4N19-122	61525N		26	48	38	0,47	0,14
		y compris	44	48	4	1,05	0,31
TLG-ZJ4N19-123	61525N		71	85	14	0,57	0,01
			97	105	8	0,23	0,06
			111	119	8	1,03	0,14
		y compris	113	115	2	2,50	0,17

Figure -1010 : Vue en plan – J4N ou zone allongée



Source : Troilus (2019)

10.7.2 Cible Cressida

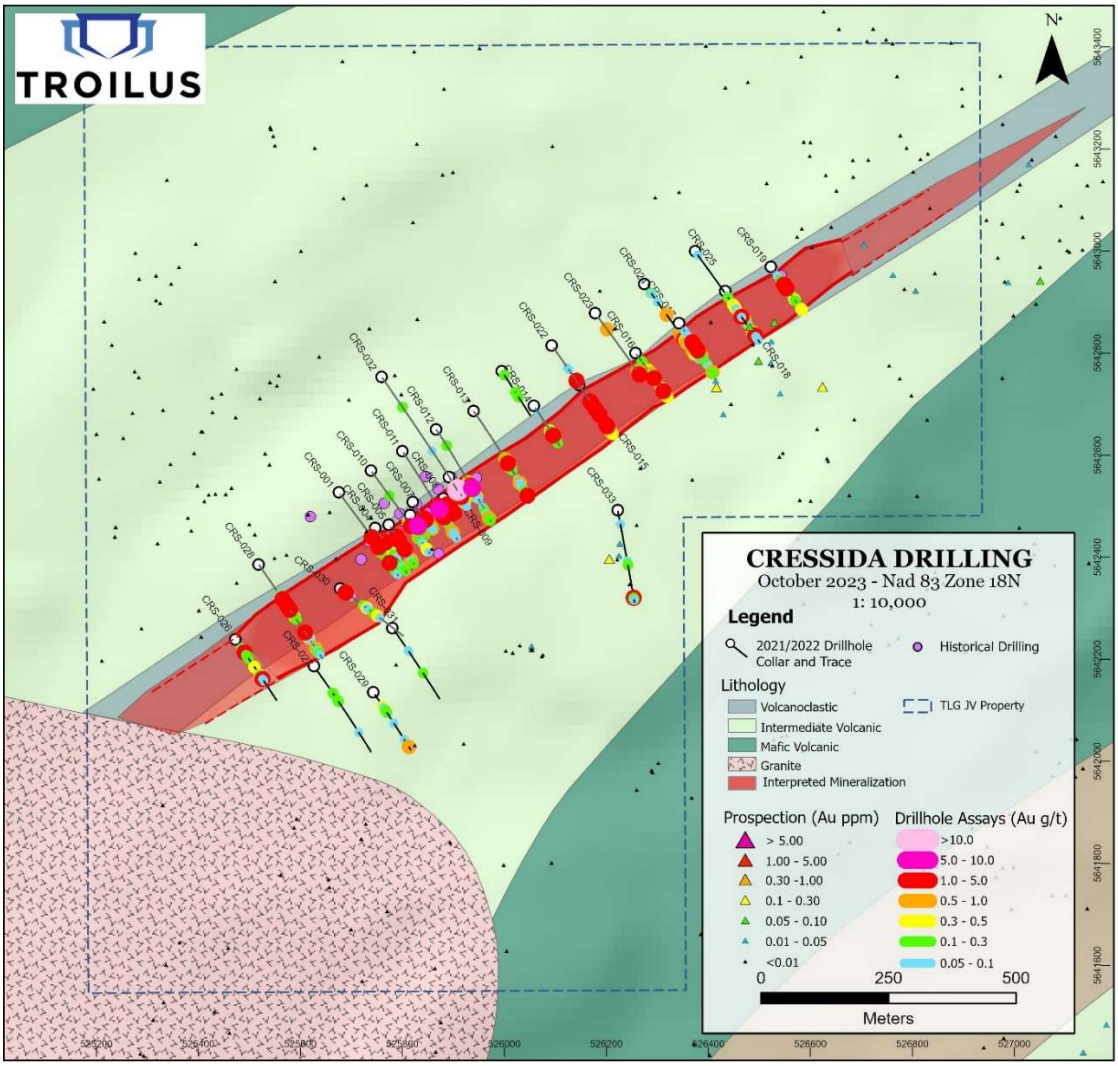
En décembre 2019 et mars 2020, Urban Gold a réalisé un programme de forage de quatre trous totalisant 689 m, ciblant la zone minéralisée précédemment délimitée. Les meilleurs résultats ont

donné des teneurs de 1,02 g/t Au sur 5,6 m et de 0,9 g/t Au sur 17,55 m, démontrant le potentiel économique du gisement et prolongeant la longueur de la zone minéralisée vers le nord-est.

En 2021, l'échantillonnage du sol et la prospection effectués par Troilus sur l'ensemble du bloc de claims ont mis en évidence des valeurs aurifères anomales à 500 m au nord-est et à 250 m au sud-est de la zone principale.

En 2021 et 2022, un programme de forage de 6 070 m (31 trous) a été réalisé en deux phases ciblant des anomalies géophysiques. À la fin de 2021, le programme de phase 1 a totalisé 4 676 m répartis sur 23 trous de forage, ciblant la zone minéralisée précédemment identifiée et l'étendant à environ 200 m de profondeur verticale et environ 950 m le long de la longueur. Au cours de l'été 2022, le programme de forage de phase 2 a ciblé une anomalie IP hautement conductrice au sud-est et parallèle à la zone principale. Deux trous de forage ont également testé le prolongement minéralisé connu plus au sud-ouest et en profondeur. (Figures 10-11). Le tableau 10-7 résume certains des faits saillants des campagnes de forage de phases 1 et 2.

Figure10 -11 : Projet Troilus Frotêt – Cible Cressida



Source : Troilus (2023)

Tableau10 -7 : Résumé des résultats de forage d' – Cible Cressida

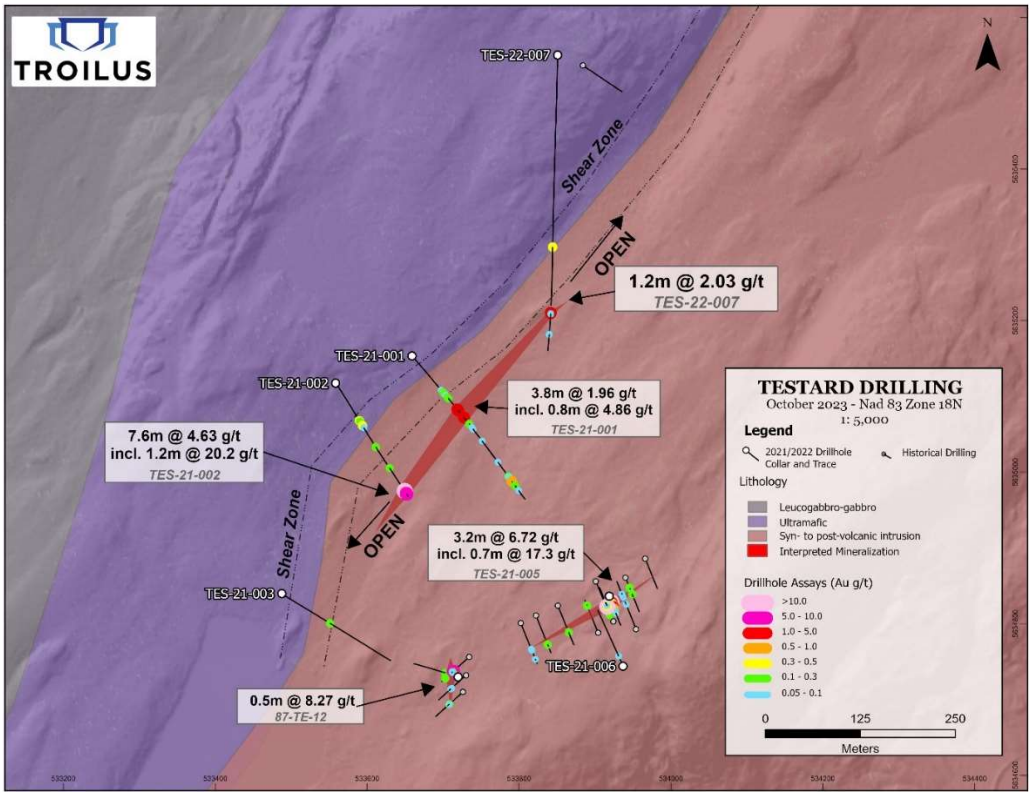
Trou de forage	De (m)	À (m)	Intervalle (m)	Au (g/t)
CRS-21-006	28	44	16	1,64
y compris	38	41	3	6,23
CRS-21-011	187	202	15	1,23
y compris	201	202	1	8,16
CRS-21-012	179	203	24	0,759
y compris	202	203	1	9,45
CRS-21-008	21	33	12	0,88
CRS-21-023	245	263	18	0,615
CRS-22-032	380	387	7	10,68
y compris	382	383	1	66,8

Remarque : les intervalles de forage indiqués correspondent à la longueur des carottes au fond du trou, car les épaisseurs réelles ne peuvent être déterminées à partir des informations disponibles.

10.7.3 Cible Testard

En 2021, un programme de forage de six trous, totalisant 1 280 m, a été réalisé afin de cibler différentes structures dans la zone présentant un potentiel de minéralisation aurifère, y compris la vérification des extensions de la minéralisation à plus haute teneur sous la surface dans l'indice principal (figures 10 à 12).

Figure -1012 : Projet Troilus Frotêt – Cible Testard ; mise en évidence des résultats de forage



Source : Troilus (2023)

Les trous TES-21-001 et TES-21-002 ont recoupé des veines de quartz jusqu'alors inconnues, contenant des teneurs élevées en or et en argent, dans une tonalite fortement déformée et altérée, à environ 400 m au nord-ouest de l'affleurement principal de Testard. Le trou TES-22-007 semble avoir recoupé la même structure que les trous -001 et -002. Cela semble prolonger la zone minéralisée sur environ 170 m le long de l'axe vers le nord-est et jusqu'à une profondeur verticale estimée à environ 420 m.

Les meilleurs intervalles dans le trou TES-21-002 sont de 4,63 g/t Au et 20,36 g/t Ag sur 7,6 m, incluant 20,2 g/t Au et 76,9 g/t Ag sur 1,2 m, et 7,12 g/t Au et 68,45 g/t Ag sur 1,4 m. Les intersections notables du trou TES-21-001 comprennent 1,96 g/t Au et 19,12 g/t Ag sur 3,8 m, dont 2,68 g/t Au et 30,48 g/t Ag sur 1,8 m et 4,86 g/t Au, 38,8 g/t Ag sur 0,75 m.

Le trou TES-21-005 visait et a recoupé des structures minéralisées aurifères en profondeur, sous l'indice principal, au contact entre une tonalite et un dyke mafique-ultramafique fortement cisaillé. Les intersections les plus importantes comprennent 6,72 g/t Au et 26,71 g/t Ag sur 3,2 m, dont 17,3 g/t Au et 75,3 g/t Ag sur 0,7 m.

Le tableau 10-8 résume les meilleurs résultats obtenus en contact avec un filon-couche ultramafique.

Tableau10 -8 : Résumé des résultats de forage – Cible Testard

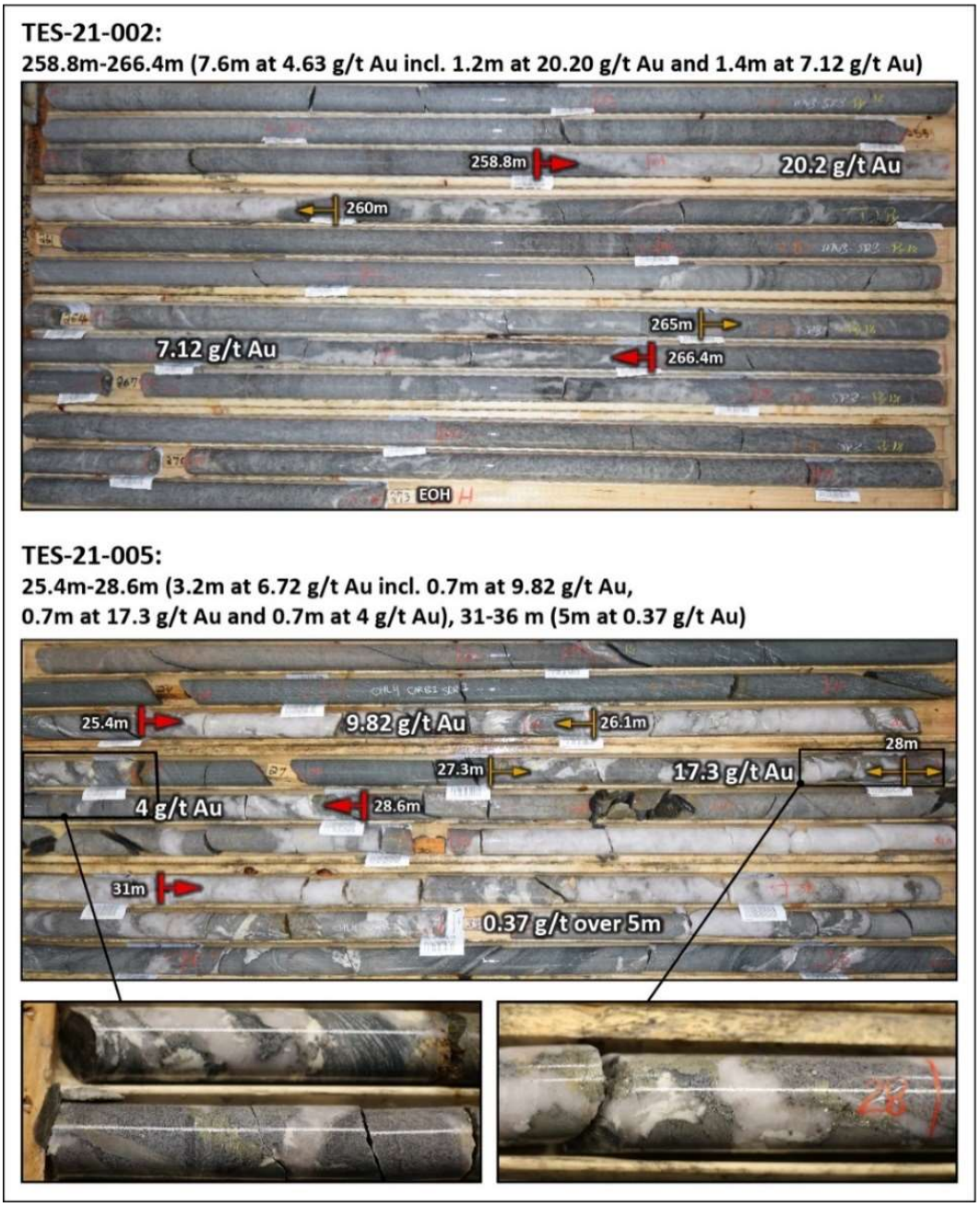
Trou de forage	À partir de (m)	À (m)	Intervalle (m)	Au (g/t)
TES-21-001	146,0	149,8	3,8	1,96
y compris	148,0	149,8	1,8	2,68
	167,3	168,0	0,8	4,86
	326,0	327,0	1,0	0,61
TES-21-002	103,6	105,0	1,5	0,50
	258,8	266,4	7,6	4,63
y compris	258,8	260,0	1,2	20,20
y compris	265,0	266,4	1,4	7,12
TES-21-005	25,4	28,6	3,2	6,72
y compris	25,4	26,1	0,7	9,82
y compris	27,3	28,0	0,7	17,30
y compris	28,0	28,6	0,7	4,00
	31	36,0	5,0	0,37
	50,0	51,0	1,0	1

Remarque : les intervalles de forage indiqués correspondent à la longueur des carottes au fond du trou, car les épaisseurs réelles ne peuvent être déterminées à partir des informations disponibles.

La figure 10-13 illustre les structures minéralisées rencontrées, qui consistent en des veines de quartz-tourmaline-carbonate-albite hébergées dans des failles, contenues dans une tonalite altérée par de la séricite-silice-carbonate ± hématite et chlorite, et des dykes mafiques à ultramafiques altérés par de la chlorite-carbonate. Des filons et des taches d'hématite spéculaire semblent faire partie d'un halo d'altération distal dans la tonalite. Les meilleures teneurs en or et en argent ont été obtenues dans des veines contenant de la pyrite disséminée, jusqu'à 20 %, avec localement des traces de chalcopyrite, de malachite et de molybdénite. Différentes textures de veines ont été observées dans les carottes, notamment des veines laminées, extensives et de type bréchiques. Des forages supplémentaires sont

nécessaires pour mieux délimiter l'azimut et l'inclinaison des différents trends minéralisés qui ont été interceptés.

Figure10 -13 : Projet Troilus Frotêt – Cible Testard ; photos des carottes TES-21-002 et TES-21-005



Source : Troilus (2022)

10.7.4 Cible Pallador

En 2022, cinq trous de forage ont été réalisés sur la cible Pallador, pour un total de 2 240 mètres, afin de tester la géologie sous la couverture glaciaire et de cibler les anomalies magnétiques interprétées à proximité de l'origine en amont des champs de blocs minéralisés. Les meilleurs résultats ont donné des teneurs allant jusqu'à 2,45 g/t Au sur 1 m et 4,43 g/t Au sur 1 m dans le même trou de forage (RCK-22-004). La minéralisation était associée à un gabbro cisaillé et silicifié contenant des veines de quartz intermittentes et jusqu'à 5 % de pyrite localement.

En septembre 2023, deux trous de forage ont été réalisés, pour un total de 653 m, afin de tester les anomalies de chargeabilité dans l'indice Rocket. Les forages ont recoupé le même gabbro hautement magnétique rencontré lors des forages de 2022 à environ 1 km le long du prolongement vers le nord-ouest. Le meilleur résultat de ces forages a donné 2,93 g/t Au sur 1 m dans un gabbro localement cisillé contenant de la pyrite disséminée et en veines.

10.8 Opinion d'AGP

AGP considère que les forages ont été réalisés conformément aux normes et aux meilleures pratiques de l'industrie, sans aucun aspect défavorable majeur susceptible d'avoir eu une incidence significative sur l'exactitude et la fiabilité de l'estimation des ressources.

11 PRÉPARATION DES ÉCHANTILLONS, ANALYSES ET SÉCURITÉ

11.1 Avant 2018

11.1.1 Laboratoires d'analyse

Avant 1997, les échantillons étaient expédiés hors site à des laboratoires d'analyse certifiés. Pendant les opérations minières, de 1997 à 2007, les échantillons ont été analysés sur place.

Au cours des premiers programmes de forage (1986 à 1991), plusieurs laboratoires indépendants, dont Swastika Laboratories (Swastika), basé à Swastika, en Ontario, ont été utilisés pour analyser les échantillons de carottes. Bondar-Clegg et Chimitec (qui font désormais partie d'ALS) ont également été utilisés.

À la suite d'un vaste programme de comparaison des analyses réalisé en 1992 entre plusieurs laboratoires utilisant différentes techniques, Swastika a été retenu pour effectuer la plupart des analyses de 1992 à 1997.

De 1997 à 2007, lorsque Troilus était en exploitation, Inmet a utilisé son propre laboratoire installé dans la mine. Le laboratoire de la mine était équipé d'appareils modernes à la fine pointe de la technologie et doté d'un personnel hautement qualifié.

11.1.2 Préparation et analyse des échantillons

Avant 1992, Bondar-Clegg et Chimitec utilisaient une technique d'essai au feu d'une demi-tonne avec une finition par plasma à couplage direct (DCP). À Swastika, il a été déterminé que la technique d'essai au feu d'une tonne avec finition gravimétrique utilisée par Swastika était plus précise pour l'analyse de l'or que la méthode d'essai d'une demi-tonne utilisée dans les autres laboratoires. Par conséquent, de 1992 à 1999, tous les échantillons ont été analysés pour l'or par une analyse au feu d'une tonne avec une finition gravimétrique ou AA, en fonction de la taille de la « perle dorée ». Si la perle était jugée trop petite pour être pesée, elle était dissoute et une finition AA était utilisée. Le cuivre et l'argent étaient analysés par spectrométrie AA.

Avant l'analyse, l'échantillon original d'un mètre de carottage divisé en deux, pesant environ 2,7 kg, était entièrement broyé jusqu'à obtenir une granulométrie de 0,25 pouce. Ensuite, 350 g étaient pulvérisés jusqu'à obtenir une granulométrie de 150 mesh (105 microns) et une analyse par pyroanalyse d'une tonne (29,17 g) était effectuée. Le reste de l'échantillon (pulpe et rejets) était conservé pour une utilisation ultérieure.

En 1999, un nouveau protocole d'échantillonnage et d'analyse par tamisage métallique a été introduit à la suite des études et des recommandations de Pitard (1999) (protocole Pitard). Ce protocole prévoyait notamment d'augmenter la longueur des échantillons à trois mètres et s'appliquait à tous les échantillons situés dans les zones minéralisées. Le protocole Pitard consistait à analyser un échantillon beaucoup plus important que celui utilisé pour l'essai au feu standard dans les programmes précédents (1 000 g contre 30 g). Ce protocole a été conçu pour réduire l'erreur fondamentale (c'est-à-dire l'erreur générée par le poids des échantillons et des sous-échantillons), l'erreur de regroupement et de ségrégation (c'est-à-dire l'erreur générée par la ségrégation de l'or et la manière

dont les échantillons et les sous-échantillons sont divisés), l'erreur d'extraction (c'est-à-dire l'erreur générée par une mauvaise récupération des échantillons) et l'erreur de préparation (c'est-à-dire l'erreur générée par une perte excessive de fines). Le protocole Pitard pour l'analyse des carottes de forage au diamant Troilus comprenait :

- le broyage de l'ensemble de l'échantillon de carotte NQ de trois mètres (14 kg) jusqu'à obtenir une granulométrie de 16 mesh (0,04 pouce)
- diviser un échantillon d'un kilogramme à l'aide d'un diviseur rotatif.
- pulvériser l'échantillon d'un kilogramme pendant 90 secondes au maximum afin de minimiser les bavures.
- tamisage de l'échantillon d'un kilogramme à l'aide d'un tamis de 150 mesh.
- effectuer autant d'essais pyrométriques à un AT que nécessaire sur la fraction +150 mesh afin d'analyser l'ensemble de la fraction +150.
- effectuer deux essais au feu à un AT sur la fraction de -150 mesh.
- La valeur finale de l'essai est la moyenne pondérée des résultats des deux fractions.

À partir de 2004, le protocole Pitard pour les carottes de forage au diamant a été ajusté à une longueur de carotte de deux mètres (dix kilogrammes). Le reste de la procédure est resté inchangé. La compilation des données d'analyse des programmes de forage au diamant de 2004 et 2005 a montré que la réduction de la longueur d'échantillonnage à deux mètres n'augmentait pas de manière significative l'erreur d'échantillonnage.

11.2 11.2 Troilus, 2018-2020

11.2.1 Laboratoires d'analyse

Pour les forages réalisés en 2018, les échantillons ont été envoyés aux laboratoires d'analyse certifiés indépendants suivants : AGAT Laboratories Ltd. (AGAT), situé à Mississauga, en Ontario, et ALS Ltd. (ALS), situé à Sudbury, en Ontario. Pour les forages réalisés en 2019 et 2020, tous les échantillons ont été envoyés à ALS à Sudbury.

Les deux laboratoires, AGAT et ALS, ont été évalués par le Conseil canadien des normes (CCN) et sont conformes aux exigences de la norme ISO/IEC 17025:2005 « Exigences générales concernant la compétence des laboratoires d'étalonnages et d'essais » et à la norme ISO 9001:2015. Les laboratoires sont reconnus comme laboratoires d'essais accrédités pour un certain nombre d'essais spécifiques, notamment l'essai au feu pour l'or, qui sont répertoriés sur le site web du CCN (www.scc.ca).

11.2.2 Préparation et analyse des échantillons

En 2018, Troilus a fait préparer et analyser ses échantillons par AGAT et ALS. Depuis décembre 2018, Troilus fait uniquement appel à ALS pour la préparation et l'analyse des échantillons.

Chez AGAT et ALS, tous les échantillons ont été pesés avant leur préparation et tous ont été préparés en les broyant jusqu'à obtenir 85 % de particules de 75 microns sur des fractions de 500 g. Les échantillons envoyés à ALS ont été préparés dans leur laboratoire de Sudbury et l'analyse a été effectuée dans leur laboratoire de Vancouver.

Chez AGAT, les échantillons ont été analysés pour déterminer leur teneur en or par pyroanalyse (code AGAT : 202-552) avec une charge de 50 g et une finition par spectroscopie d'émission optique à plasma inductif (ICP-OES). Les résultats des échantillons supérieurs à 3,5 ppm d'Au ont été réanalysés avec une finition gravimétrique. Cette méthode a été remplacée par une finition par absorption atomique (AA) en mai 2018. Une analyse multi-éléments a été utilisée pour 23 éléments (code AGAT : 201-079). Les échantillons ont subi une fusion au peroxyde de sodium suivie d'une finition ICP-OES. Le cuivre a été analysé dans le cadre de la suite multi-éléments, mais l'argent n'a pas été inclus.

Chez ALS, les échantillons ont été analysés pour l'or par pyroanalyse (code ALS : Au-AA24) avec une charge de 50 g et une finition AA. Les résultats des échantillons supérieurs à 3,5 ppm d'or ont été réanalysés avec une finition gravimétrique (code ALS : Au-GRA22). Une analyse multi-éléments a été utilisée pour 33 éléments (code ALS : ME-ICP61). Les échantillons ont été soumis à une digestion à quatre acides, suivie d'une finition par spectroscopie atomique optique à plasma inductif (ICP-AES). Le cuivre et l'argent ont été analysés dans le cadre de la suite multi-éléments.

En décembre 2018, Troilus a retenu les services d'un consultant externe, Jack Stanley de jsAnalytical Laboratory Consultant Ltd., pour effectuer un audit des deux laboratoires, qui a conclu que les deux installations respectaient les normes de l'industrie.

Pour les programmes de forage 2019-2020, tous les échantillons ont été envoyés à ALS à Sudbury pour préparation et mesure de la densité. Les échantillons préparés ont été transmis à ALS à Vancouver pour analyse.

En février 2019, Troilus a demandé à ALS (Sudbury) de mesurer la densité (code ALS : OA-GRA08).

En mai 2019, il a été décidé d'utiliser deux mètres de carottes NQ divisées et d'appliquer le protocole d'analyse de l'or par tamisage métallique à tous les échantillons de carottes. Un broyage fin à 70 % inférieur à 2 mm a été effectué. L'échantillon a été divisé de manière à utiliser 1,2 kg à 1,5 kg pour l'analyse. L'échantillon de 1,2 kg à 1,5 kg a ensuite été pulvérisé jusqu'à obtenir un tamisage de 95 % passant au tamis de 106 mesh. Environ 50 g ont été récupérés pour l'analyse ME-ICP61 de 33 éléments par spectroscopie d'émission atomique à plasma inductif couplé à quatre acides (ICP-AES). Le reste de l'échantillon a été tamisé pour séparer les fractions supérieures et inférieures à 106 mesh. La partie inférieure à 106 mesh a été analysée par 50 g par essai au feu. La partie supérieure à 106 mesh a été analysée dans son intégralité. Les valeurs ont ensuite été combinées par calcul pondéré. Les deux résultats ont été transmis à Troilus par un certificat certifié par le laboratoire.

11.3 Détermination de la densité

11.3.1 Zone Z87, zone J, zone X22

Entre 2019 et 2023, Troilus a recueilli des mesures de densité à partir d'échantillons de carottes dans l'ensemble des zones Z87, J et X22. Les mesures de densité ont été effectuées par ALS (Sudbury) (code ALS : OA-GRA08) sur des échantillons envoyés pour analyse par immersion dans l'eau (méthode humide/sèche).

Au total, 132 983 mesures ont été recueillies dans 384 trous de forage, dans les trois zones, et se sont révélées contrôlées par la lithologie, avec peu de variation dans les densités lithologiques entre les

zones. Les densités ont été attribuées en fonction de la densité moyenne par lithologie. Une densité de 2,2 a été attribuée aux morts-terrains.

Le tableau 11-1 présente les statistiques descriptives pour les zones Z87, J et X22 par lithologie.

Tableau11 -1 : Statistiques descriptives de la densité par lithologie – Zone Z87, zone J, zone X22, 2018-2023

Lithologie	Code	Nombre	Min		Moyenne	Médiane	Écart	CV
FP	61	16386	1,97	3,50	2,73	2,71	0,08	0,03
IFP	62	114	2,64	3,04	2,82	2,75	0,11	0,04
Bas-andesite	63	15597	2,19	3,47	2,80	2,79	0,08	0,03
Breccia magnétique	6	dans la zone SW uniquement			2,8			
Tonalite	65	11619	2,2	3,61	2,72	2,72	0,05	0,02
I2J	66	22252	2,02	3,79	2,79	2,79	0,05	0,02
V2	67	61833	2,06	3,67	2,76	2,75	0,06	0,02
V3	68	996	2,61	3,13	2,93	2,94	0,09	0,03
V3T	69	1074	2,22	3,25	2,87	2,88	0,11	0,04
I1B Parker	70	967	2,53	3,11	2,72	2,65	0,14	0,05
I1B Digues	71	2145	2,07	3,42	2,64	2,62	0,06	0,02
Matières inertes	9				2,20			

Remarque : StDev – écart type ; CV – coefficient de variation

11.3.2 Zone SW, 2019-2023

Au cours des campagnes de forage 2019-2023, Troilus a recueilli des mesures de densité pour tous les intervalles d'échantillonnage. Les mesures de densité ont été effectuées par ALS (Sudbury) (code ALS : OA-GRA08) sur des échantillons envoyés pour analyse par immersion dans l'eau (humide/sec).

Au total, 112 878 mesures de densité ont été recueillies par Troilus à partir de carottes de forage au cours des programmes de forage 2019-2023 dans la zone SW. La densité attribuée à la zone SW est basée sur les valeurs moyennes de densité au sein de chaque lithologie. La densité des morts-terrains a été fixée à 2,20.

Le tableau 11-2 présente les statistiques de densité dans la zone SW par lithologie.

Tableau11 -2 : Statistiques descriptives de la densité par lithologie – Zone SW, 2019-2023

Lithologie	Code	Nombre	Min		Moyenne	Médiane	Écart	CV
FP	61	2,14	3,41	2,72	2,7	0,08	0,03	2,14
IFP	62	2,15	4,63	2,76	2,74	0,09	0,03	2,15
Bas andésite	63	2,51	3,12	2,75	2,75	0,06	0,02	2,51
Mag Breccia	64	2,08	3,59	2,87	2,87	0,10	0,03	2,08
Tonalite	65	pas dans la zone SW						
I2J	6	2,26	3,71	2,80	2,8	0,06	0,02	2,26
V2	67	2,43	3,26	2,75	2,75	0,07	0,02	2,43
V3	68	1,81	3,93	2,92	2,94	0,10	0,03	1,81
V3T	69	2,54	3,85	2,82	2,81	0,10	0,03	2,54
I1B Parker	70	2,43	3,24	2,76	2,75	0,12	0,04	2,43

I1B Digues	7	pas dans la zone SW						
Matières encaissantes	9				2			

Remarque : StDev – écart type ; CV – coefficient de variation

11.4 s d'assurance qualité/contrôle qualité (AQ/CQ)

Troilus suit ses procédures internes d'assurance qualité et de contrôle qualité (AQ/CQ) pour évaluer les résultats de forage. Troilus dispose de procédures opérationnelles standard écrites qui définissent les protocoles. Le protocole utilisé pour l'insertion de ces échantillons était le suivant :

- blanc (1 échantillon sur 25)
- doublons (1 échantillon sur 25)
- étalons (CRM) (1 échantillon sur 25)

Les échecs de l'AQ/CQ analytique sont identifiés comme suit :

- tout échantillon blanc présentant une teneur supérieure à 0,1 g/t Au
- tout résultat CRM rapporté avec un écart > 3 écarts-types par rapport à la moyenne certifiée ou à la valeur recommandée pour la norme
- plus de deux résultats CRM consécutifs présentant des écarts supérieurs à 2 écarts-types par rapport à la moyenne certifiée ou à la valeur recommandée, avec le même biais positif ou négatif

Les résultats ont été suivis dans le cadre des procédures standard d'assurance qualité et de contrôle qualité. Les échecs ont fait l'objet d'une enquête et les échantillons ont été réanalysés si nécessaire.

Blancs

Des matériaux blancs grossiers ont été insérés dans le flux d'échantillons à raison d'un pour 25 échantillons pour tous les programmes de forage. Le matériau utilisé pour les blancs provenait du granit de Parker Lake, situé au sud-est des zones minéralisées. Pour les forages de 2018, Troilus a utilisé le granit provenant de l'extrémité des trous de forage ou des roches brisées provenant d'un affleurement situé bien à l'intérieur du granit de Parker Lake. Pour les forages de 2019 et 2020, Troilus a utilisé exclusivement des matériaux grossiers provenant de l'affleurement granitique de Parker Lake.

Normes certifiées

Troilus a utilisé 14 matériaux de référence certifiés (ou standard) produits commercialement (MRC) tout au long des programmes de forage depuis 2018. Les MRC proviennent de Ore Research & Exploration PL, basée à Perth, en Australie.

Le tableau 11-3 résume les MRC avec leurs « valeurs recommandées ».

Tableau -11 3 : Matériaux de référence standard (SRM) et valeurs recommandées

Numéro Troilus	SRM	Source	Au (gpt)	Cu (ppm)	Ag (gpt)	Année
S1	OREAS 209	Recherche et exploration minière PL	1,580	76	0,264	2018 - 2021
S2	OREAS 215		3,540	-	-	2018 - 2021
S3	OREAS 217		0,338	-	-	2018 - 2021

S4	OREAS 92		-	2294	0,700	2018 - 2019
S5	OREAS 922		-	2122	0,888	2018 - 2021
S6	OREAS 239		3,550	-	0,244	2021
S7	OREAS 235		1,590	-	0,135	2021
S8	OREAS 231		0,542	-	0,177	2021
S9	OREAS 153b		0,313	6780	1,400	2021 - 2023
S10	OREAS 254b		2,530	-	0,453	2021 - 2023
S11	OREAS 605b		1,720	50300	1015,00	2021 - 2022
S12	OREAS 620		0,685	1730	38,500	2021 - 2022
S13	OREAS 905		0,100	6380	-	2021 - 2022
S14	OREAS 506		0,364	4440	1,800	2021 - 2023

Les MRC ont été choisis pour représenter différentes gammes de teneurs en or et en cuivre sur le projet. Tous les MRC sont emballés individuellement dans des sachets de 30 g et ont été insérés avec les échantillons de carottes de forage avec des étiquettes d'échantillonnage séquentielles à raison d'une pour chaque 25 échantillons.

Les résultats ont été reportés par Troilus dans l'ordre chronologique sur des graphiques indiquant la « valeur recommandée » ainsi que plus ou moins deux et trois fois l'écart type de l'ensemble des données afin de vérifier la précision des analyses.

Doublons

Des duplicatas ont été collectés tout au long des programmes de forage depuis 2018. Seule la collecte de duplicatas a été suspendue entre juillet 2019 et juillet 2020. À la mi-2020, Troilus a repris la collecte de données d'échantillons en double dans le cadre du programme de forage de la zone SW et de tous les programmes de forage suivants. Les échantillons en double ont été prélevés sur les pulpes et les rejets renvoyés à Troilus après analyse. Les échantillons ont été sélectionnés de manière nominale en fonction des domaines minéralisés, et les pulpes et les rejets ont été envoyés à ALS ou à SGS pour analyse.

11.4.1 AQ/CQ, avant 2018

Les informations suivantes sont tirées du RPA (2019b) :

> *Plusieurs laboratoires et méthodes d'analyse ont été utilisés au cours des différents programmes de forage, et un certain nombre de programmes de réanalyse et de vérification des analyses ont été menés au fil des ans. En outre, plusieurs études sur l'hétérogénéité et/ou l'effet pépite de l'or ont été réalisées et sont répertoriées dans Boily et al. (2008). À partir de 1997, Inmet a exploité un laboratoire d'analyse interne où les teneurs en or et en cuivre ont été rapprochées des teneurs en tête provenant de l'usine en exploitation (RPA, 2019b).*
>
> *Avant 1999, pendant le processus d'analyse, chaque laboratoire effectuait une analyse de contrôle systématique toutes les 10 à 15 échantillons. Tous les échantillons dont la teneur était supérieure à 1,0 g/t Au étaient réanalysés à partir d'une deuxième pulpe et tous ceux dont la teneur était supérieure à 2,0 g/t Au étaient analysés une deuxième fois à partir des rejets. Tous les laboratoires d'analyse inséraient systématiquement des matériaux de référence internes et des normes certifiées.*

Depuis 1993, Inmet utilisait des matériaux de référence internes, des laboratoires CANMET Mining and Mineral Sciences (ministère des Ressources naturelles du Canada) (CANMET), des MRC et des échantillons blancs dans chaque envoi aux laboratoires d'analyse. Au fil du temps, Inmet a utilisé plus de 20 matériaux de référence internes et MRC différents. Tous ces échantillons de contrôle internes ont d'abord été pulvérisés et ensachés (35 g), puis insérés tous les 50 échantillons en utilisant les mêmes numéros séquentiels que les échantillons de carottes. Après environ 10 échantillons de contrôle, un MRC CANMET ou un blanc était inséré à la place de l'échantillon de contrôle interne.

Les résultats des programmes de contrôle de la qualité (échantillons de référence, MRC, réanalyses et analyses en double) sont utilisés pour qualifier la fiabilité des données d'analyse. Il n'existe aucune donnée sur les normes utilisées par les laboratoires externes avant 1993 ni sur les résultats de leur contrôle de la qualité. Cependant, aucun problème majeur n'a été signalé dans les analyses des programmes de forage et les différences entre les valeurs initiales et les secondes analyses et/ou les analyses en double ont été jugées acceptables.

Dans un rapport daté de mars 1994, le Coopers & Lybrand Consulting Group a compilé les différentes études sur l'exactitude et la précision des analyses effectuées par Inmet et a conclu que l'exactitude relative de la teneur en or à Troilus était de ±15 %. Après 1994, divers cabinets de consultants ont réalisé pour Inmet un certain nombre de tests et d'études sur l'hétérogénéité de l'or à Troilus. Pitard (1999) a examiné ces travaux et a conclu qu'un objectif de ±15 % de variance dans les résultats des analyses aurifères était réalisable et qu'une modification du protocole d'échantillonnage était nécessaire pour réduire l'erreur d'échantillonnage à ce niveau.

À la fin de 1998 et au début de 1999, environ 1 427 m de carottes provenant des zones minéralisées de 12 trous ont été rééchantillonnés et analysés dans le cadre de deux programmes distincts. Les laboratoires indépendants utilisés pour les analyses comprenaient SGS Lakefield Research Ltd. (SGS) et le Centre de recherche minérale. Ce programme visait à comparer le nouveau protocole d'échantillonnage et d'analyse de 1 000 g de tamisage métallique (protocole Pitard) avec le protocole historique d'échantillonnage et d'analyse de 30 g. À partir de ce programme, Inmet a conclu que la différence relative entre les deux ensembles de données était inférieure à 2 % et qu'il n'y avait pas de biais global entre les deux protocoles. Il a été conclu que le protocole d'échantillonnage métallique de 1 000 g réduisait l'erreur d'échantillonnage et d' , fournissant ainsi une estimation beaucoup plus précise de la teneur en or de tout échantillon donné et améliorant la capacité d'estimer les teneurs au niveau local. Ce protocole a été adopté comme protocole d'échantillonnage pour l'avenir.

En 1997, des essais de vérification externes effectués par Swastika Laboratories (Swastika), basé à Swastika, en Ontario, et Chimitec (qui fait maintenant partie d'ALS) ont indiqué que le laboratoire Troilus sous-estimait les teneurs en or d'environ 10 % à 15 %. Les essais de Swastika et Chimitec se situaient dans une marge de 5 %. Le programme de forage de 1997 ciblait la zone Z87, près des limites de la fosse.

À la suite de l'introduction d'un nouveau protocole d'échantillonnage et d'analyse en 1999 (protocole Pitard), des modifications ont été apportées aux procédures de contrôle de la qualité. Outre l'insertion de matériaux de référence internes et/ou de matériaux de contrôle de l'étalon (MCE), environ 10 % de tous les échantillons analysés ont été sélectionnés au hasard et les rejets ont été renvoyés au laboratoire pour être réanalysés selon le même protocole d'analyse (doublons).

Un rapport interne d'Inmet (Boily, 2005), basé sur des analyses de contrôle externes et les normes de référence en matière d'or du laboratoire de la mine, a conclu que les analyses du laboratoire Troilus n'étaient pas biaisées.

11.4.2 AQ/CQ, 2018-2019

Le programme d'AQ/CQ comprenait des matériaux blancs et des MRC. Quatre MRC ont été utilisés pendant tous les programmes de forage sur la propriété. Un cinquième MRC (S4) n'a été utilisé que dans les sept premiers trous de forage de 2018.

Le tableau 11-4 présente un résumé des échantillons d'assurance qualité/contrôle qualité soumis au cours du programme de forage 2018 et 2019 dans les zones Z87 et J4/J5. Le tableau 11-6 présente un résumé des échantillons d'assurance qualité/contrôle qualité soumis au cours du programme de forage 2019-2020 dans la zone SW.

Tableau11 -4 : Résumé du programme d'assurance qualité/contrôle qualité de Troilus, 2018-2019

Description	Nombre d'échantillons (% de la base de données)	Nombre d'échantillons (% de la base de données)
Nombre total d'échantillons	2	18 729
Nombre d'échantillons témoins	6 449 (22,8 %)	2 492 (13,3 %)
Répartition		
Blancs	1 294 (4,6 %)	829 (4,4 %)
Blanks (BP)	383	829
Blanks (autres)	912	-
Doublons de laboratoire	3 708 (13,1 %)	815 (4,4 %)
Échantillons CRM	1 447 (5,1 %)	848 (4,5 %)
OREAS 209 (S1)	283	200
OREAS 215 (S2)	329	207
OREAS 217 (S3)	340	239
OREAS 92 (S4) *	32	-
OREAS 922 (S5)	463	20

* OREAS 92 a été utilisé pour les sept premiers trous de forage de 2018

Échantillons

Pour les forages de 2018, le matériau granitique de Parker Lake utilisé pour les échantillons vierges a été prélevé à l'extrémité de certains trous de forage, dans des affleurements et, dans quelques cas, dans du sable siliceux provenant du lac à la Croix (BSS) situé à proximité. Les extrémités des trous de forage ont été étiquetées comme suit :

- BP Affleurement de granit Parker Lake
- B TLG-Z8718-002
- B TLG-Z8718-009
- B TLG-Z8718-010
- B4 TLG-Z8718-011

- B5 TLG-Z8718-020
- B6 TLG-Z8718-037
- B7 TLG-Z8718-049
- BSS sable siliceux (Lac à la Croix)

Les résultats des échantillons blancs ont révélé 11 échecs sur 1 294 échantillons (moins de 1 %). Les résultats ont été vérifiés et jugés non significatifs.

En 2018, des essais de vérification par un tiers ont été effectués sur des pulpes provenant du laboratoire principal, qui ont été réanalysées par un laboratoire tiers, c'est-à-dire que les pulpes AGAT ont été réanalysées par ALS et vice versa. En 2019, ALS était le laboratoire principal et SGS a été utilisé pour les essais de vérification par un tiers.

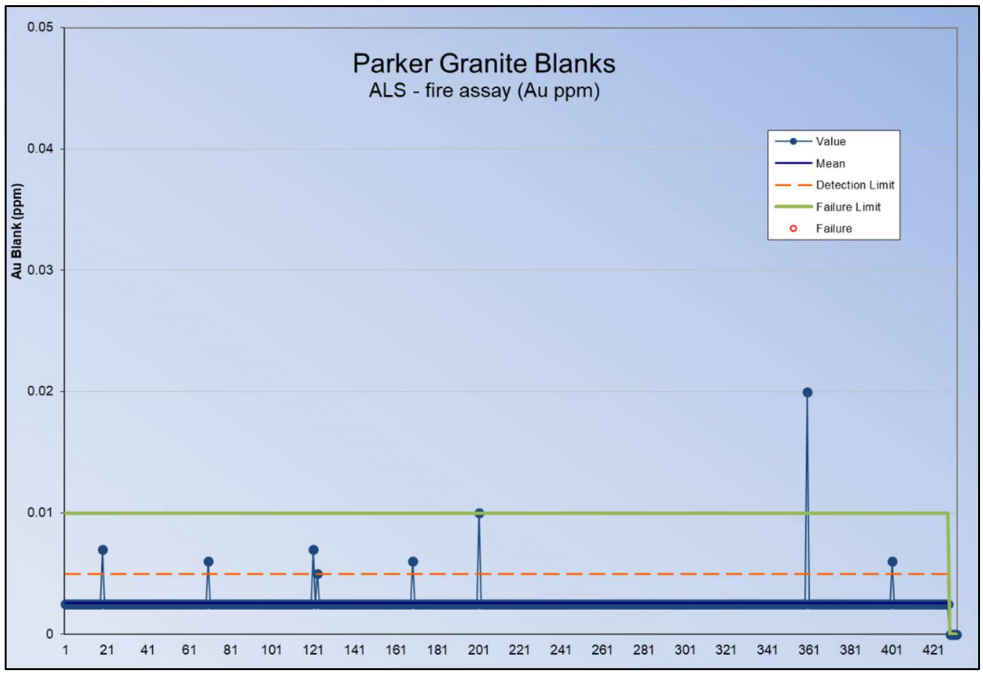
Le tableau 11.5 présente les résultats des échantillons blancs utilisés dans le cadre des forages de 2018 à 2019. Les figures 11.1 et 11.2 présentent respectivement les graphiques des échantillons blancs d'essai au feu et des échantillons blancs d'essai au tamis métallique.

Tableau11 -5 : Valeurs des échantillons blancs, forages 2018-2019

Numéro Troilus	Total	Échecs	
B	158	1	
B2	122	2	
B3	194	2	
B4	21	1	
B5	255	1	
B6	97	1	
B7	40	1	
BP	428	1	Essai au feu ALS
BP	730	1	Tamis métallique ALS
BSS	25	0	-

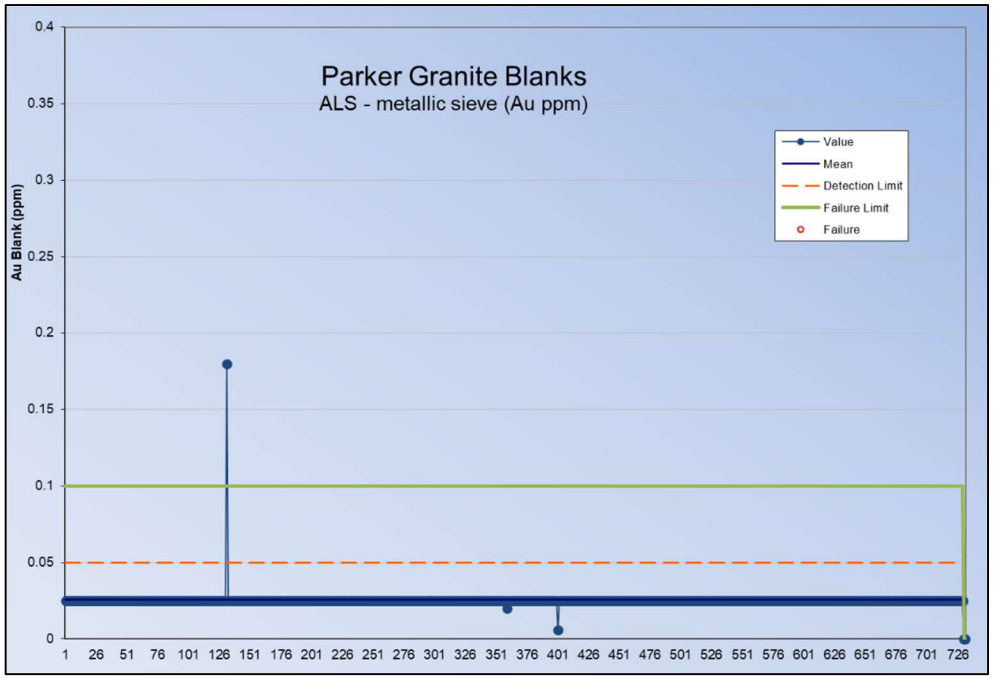
REMARQUE : BP - Parker Granite Coarse Blank

-111 : BP Blanks (essai au feu) – Or (ppm Au) ; forages 2018-2019



Source : AGP (2020b)

112 -: BP Échantillons blancs (essai au feu) – Or (ppm Au) ; forages 2018-2019



Source : AGP (2020b)

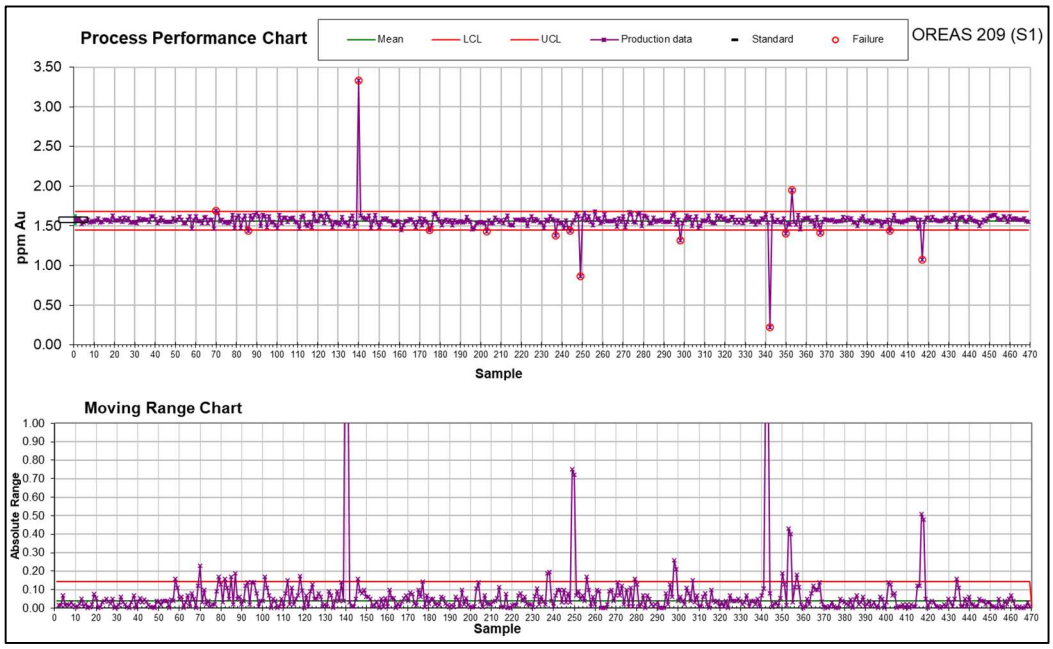
Matériaux standard certifiés

Le tableau 11.5 présente les résultats des MRC utilisés dans les forages de 2018-2019. La figure 11.3 présente le graphique de précision pour l'or provenant des forages de 2018 et 2019.

Tableau11 -3 : Résultats des MRC, forages 2018-2019

CRM	Valeur recommandée	Écart type	Nombre d'échantillons	Nombre d'échecs	Pourcentage de défaillances
OREAS 209 (S1) ppm Au	1,580	0,044	4		3,2
OREAS 215 (S2) ppm Au	3,540	0,097	329	5	1,5
OREAS 217 (S3) ppm Au	0,338	0,010	50	23	4,6
OREAS 92 (S4) %Cu	0,229	0	32	1	3,1
OREAS 922 (S5) %Cu	0,212	0,044	479	3	7,9
OREAS 922 (S5) ppm Ag	0,888	0,109	328	15	4,6

Figure -113 : Standard OREAS 209 – Graphique de précision de l'or



Source : AGP (2020b)

11.4.3 QA/QC, 2019-2020

Au cours du programme de forage 2019-2020 dans la zone SW, Troilus a continué d'appliquer les mêmes protocoles d'assurance qualité et de contrôle qualité, y compris des échantillons blancs et des matériaux de référence certifiés. Le tableau 11.6 présente un résumé des échantillons d'assurance qualité et de contrôle qualité soumis au cours du programme de forage.

Tableau11 -4 : Résumé du programme d'assurance qualité/contrôle qualité de Troilus, 2019-2020

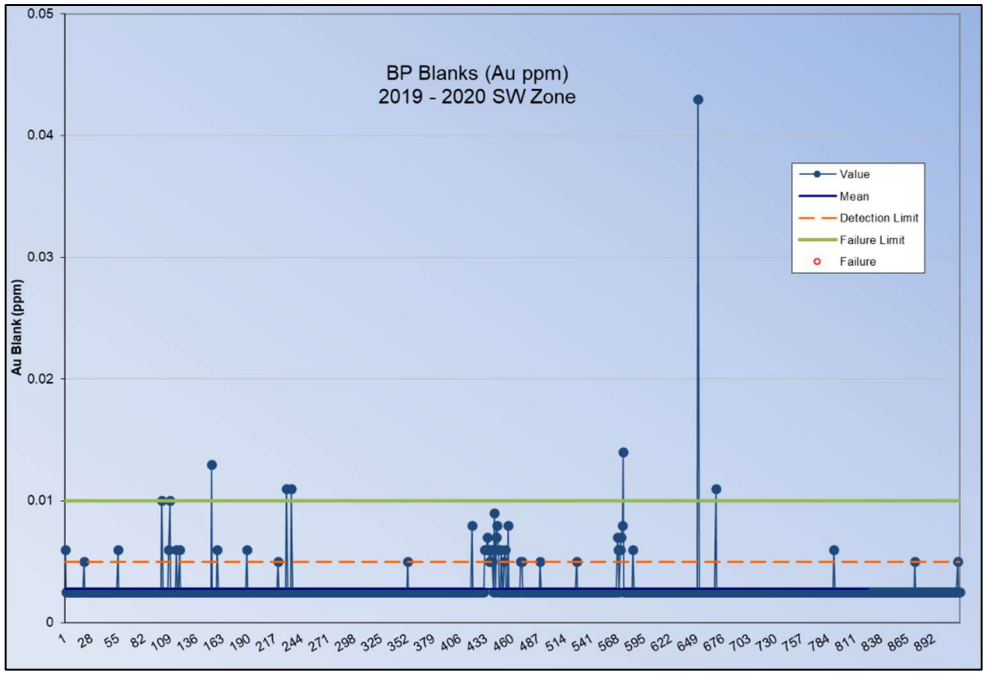
Description	Nombre d'échantillons (% de la base de données)

Nombre total d'échantillons	21
Nombre d'échantillons témoins	743 (8,7 %)
Répartition	
Échantillons blancs (BP)	918 (4 %)
Blancs (BP)	91
Duplicatas de laboratoire	1 701 (8 %)
Échantillons CRM	972 (5 %)
OREAS 209 (S1)	227
OREAS 215 (S2)	207
OREAS 217 (S3)	240
OREAS 922 (S5)	223
OREAS 239 (S6)	45
OREAS 235 (S7)	26
OREAS 153b (S9)	2

Échantillons négatifs

Au cours des forages réalisés en 2019-2020 dans la zone SW, seuls 6 échantillons nuls ont été relevés sur 918 échantillons prélevés. Les résultats ont révélé cinq échantillons contenant moins de 0,015 ppm d'or et un échantillon contenant 0,043 ppm d'or. Il a été déterminé que ces échantillons n'avaient pas d'incidence significative sur les lots d'échantillons et ils ont donc été ignorés. La figure 11.4 présente les graphiques des échantillons nuls pour l'analyse de l'or.

Figure11 -4 : Échantillons blancs BP – Or (ppm Au) ; forages 2019-2020



Source : AGP (2022)

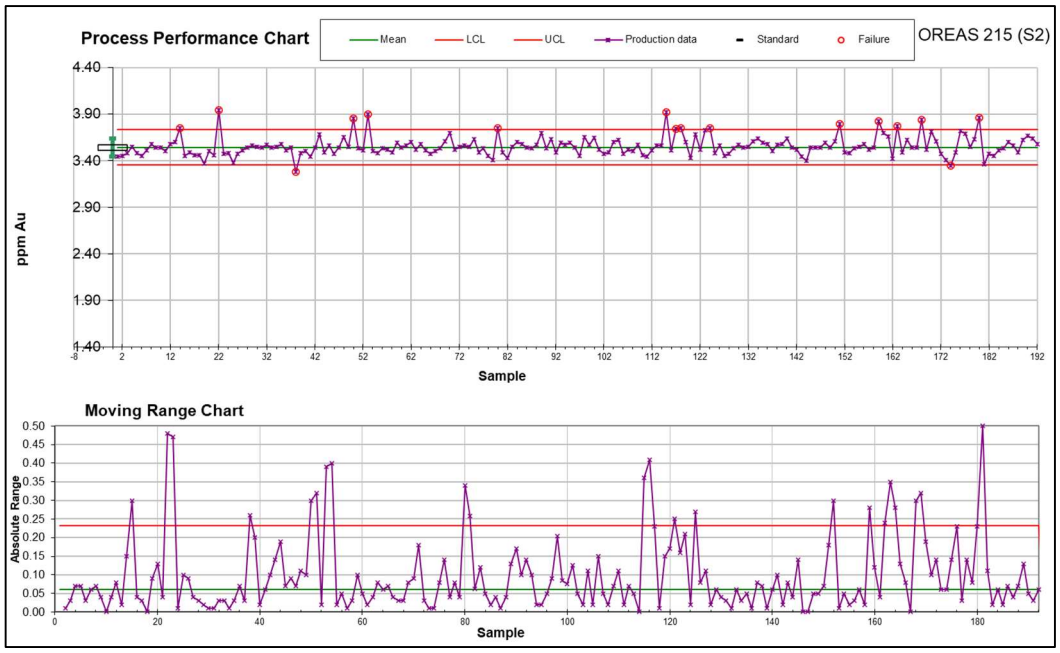
Matériaux standard certifiés

Le tableau 11.7 présente les résultats des MRC utilisés lors des forages 2019-2020 dans la zone SW. La figure 11.5 présente le graphique de précision pour l'or pour le MRC S2 (OREAS 215).

Tableau11 -5 : Résultats des MRC, forages 2019-2020 – Zone SW

CRM	Valeur recommandée	Écart type	Nombre d'échantillons	Nombre d'échecs	Pourcentage de défaillances
OREAS 209 (S1) ppm Au	1,5	0,04	21	7	3,2
OREAS 215 (S2) ppm Au	3,54	0,097	192	16	7,7
OREAS 217 (S3) ppm Au	0,338	0	230	23	10
OREAS 922 (S5) %Cu	0,212	0	210	1	0,5
OREAS 922 (S5) ppm Ag	0,888	0,109	210	12	5,7
OREAS 239 (S6) ppm Au	3,5	0,086	29	0	-
OREAS 935 (S7) ppm Au	1,59	0,038	14	0	-

Figure -115 : Norme OREAS 215 (S2) – Graphique de précision pour l'or



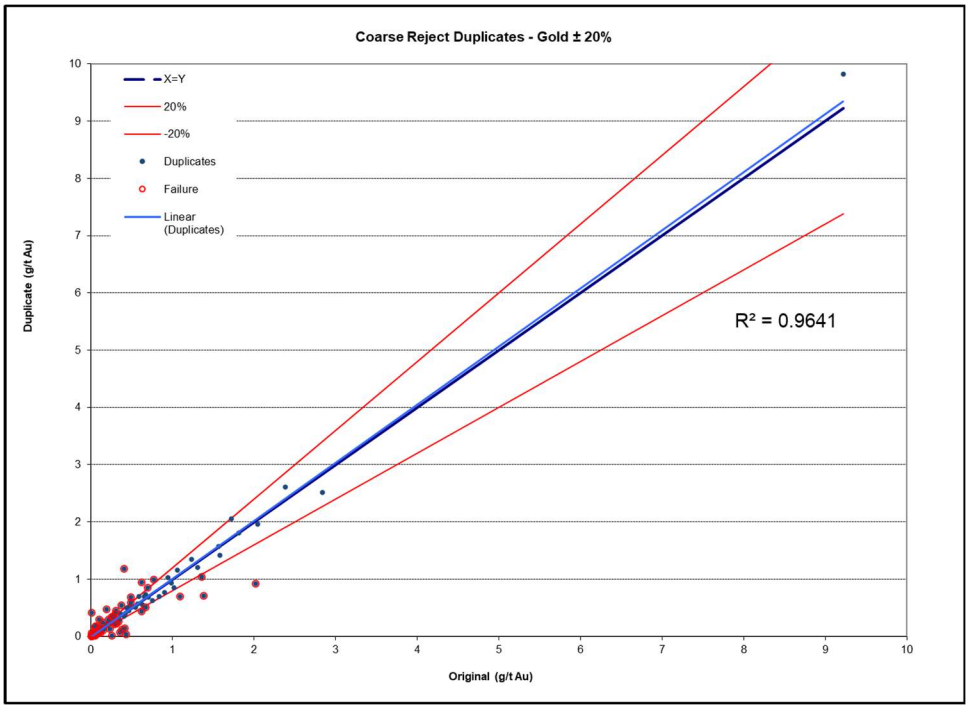
Source : AGP (2022)

Doublons

Au cours du programme de forage 2020 dans la zone SW, des échantillons en double ont été prélevés sur les pulpes et les rejets renvoyés à Troilus après analyse. Les échantillons ont été sélectionnés de manière nominale en fonction des domaines minéralisés, puis les pulpes et les rejets ont été envoyés à ALS ou à SGS pour analyse.

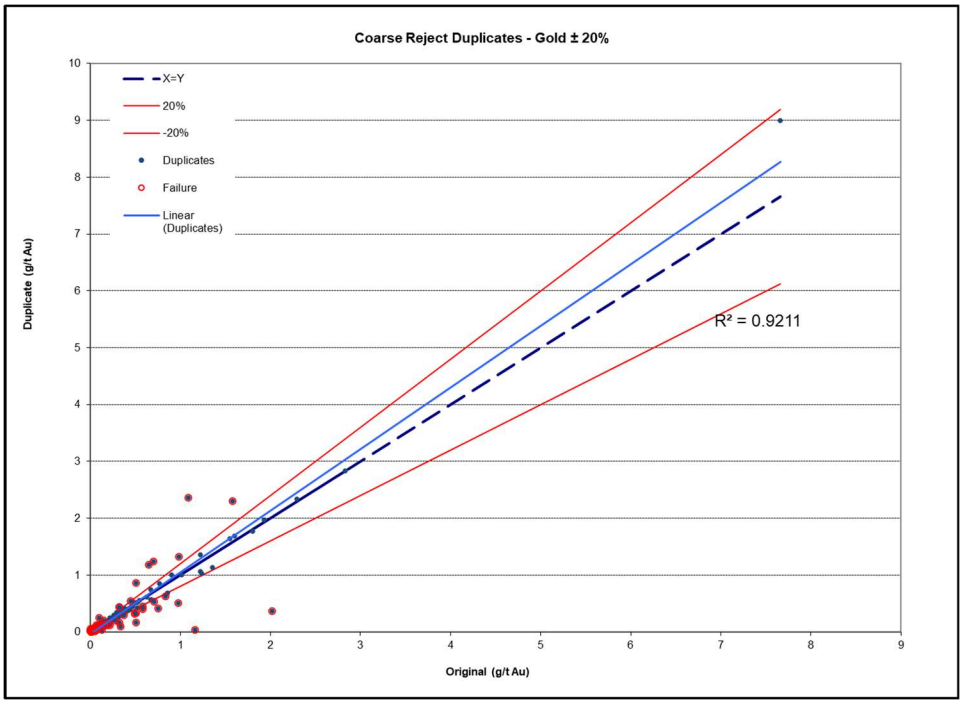
Les figures 11.6 et 11.7 montrent les graphiques de contrôle des duplicatas pour les échantillons envoyés à ALS et SGS, respectivement.

Figure11 -6 : Tableau de contrôle des duplicatas (rejets ALS) – Teneurs en or ; zone SW 2020



Source : AGP (2022)

Figure -117 : Tableau de contrôle des duplicatas (rejets SGS) – Valeurs aurifères ; zone SW 2020



Source : AGP (2022)

11.4.4 AQ/CQ, 2021-2022

Les données relatives au contrôle de la qualité des analyses produites au cours des programmes de forage 2021 et 2022 ont été examinées par AGP. Il convient de noter que les données d'assurance qualité/contrôle qualité (AQ/CQ) de 2021 comprennent : un trou de forage de la zone Z87 achevé en 2020 ; et quatre trous de forage de la zone J achevés en 2020.

Le programme d'AQ/CQ mis en œuvre par Troilus s'inscrit dans la continuité du programme précédent lancé en 2018 pour chaque campagne de forage dans les zones Z87, J et SW. Les échantillons de contrôle de la qualité (CQ) comprenaient : des échantillons bruts, des échantillons de référence, des rejets bruts et des duplicatas de pulpe.

Les tableaux 11.8 et 11.9 présentent un résumé des échantillons CQ soumis au cours des programmes de forage 2021 et 2022 réalisés sur le projet.

Tableau11 -6 : Résumé du programme d'assurance qualité et de contrôle qualité de Troilus, 2021

Description	Z8 Nombre d'échantillons (% de la base de données)	J Nombre d'échantillons (% de la base de données)	SW Nombre d'échantillons (% de la base de données)
Nombre total d'échantillons	6 219	9 899	4
Nombre d'échantillons témoins	1 197 (19 %)	3 748 (40 %)	6 551 (13 %)
Répartition			
Échantillons blancs	307 (5 %)	1 119 (11 %)	2 094 (4 %)
Blanks (BP)	251	7	4
Blanks (BSS)	41	403	1 628
Blanks (B0, B1, B2, B3, B4, B5)	15	-	-
Duplicatas de laboratoire	564 (9 %)	1 715 (17 %)	2 088 (4 %)
Échantillons CRM	326 (5 %)	1 173 (12 %)	2 149 (5 %)
OREAS 209 (S1)		10	4
OREAS 215 (S2)	2	10	5
OREAS 217 (S3)	49	103	20
OREAS 922 (S5)	71	180	99
OREAS 239 (S6)	59	178	98
OREAS 235 (S7)	84	204	227
OREAS 231 (S8)	44	137	178

Remarque : La zone Z87 comprend un trou de forage réalisé en 2020.
La zone J comprend quatre trous de forage réalisés en 2020.

11 s du tableau -7 Résumé du programme d'assurance qualité/contrôle qualité de Troilus, 2022

Description	Z Nombre d'échantillons (% de la base de données)	SW Nombre d'échantillons (% de la base de données)
Nombre total d'échantillons	4 246	54 556
Nombre d'échantillons témoins	584 (14 %)	2 889 (5 %)
Répartition		

Blancs	294 (7 %)	1 445 (3 %)
Blanks (BSS)	294	1 444
Blanks (B0)	-	1
Duplicatas de laboratoire	-	-
Échantillons CRM	290 (7 %)	1 444 (2 %)
OREAS 209 (S1)	1	-
OREAS 153b (S9)	-	626
OREAS 254b (S10)	149	729
OREAS 506 (S14)	140	89

Échantillons

Au total, 5 262 échantillons blancs grossiers ont été insérés par le personnel de Troilus afin de surveiller la contamination des teneurs au cours des programmes de forage de 2021 et 2022, jusqu'en mai 2022. Les deux principaux matériaux utilisés pour les échantillons blancs étaient le granite de Parker Lake (BP) et le sable siliceux (BSS). La performance du contrôle qualité de ces échantillons blancs a été examinée par AGP. Le tableau 11.10 présente les résultats des échantillons blancs par zone.

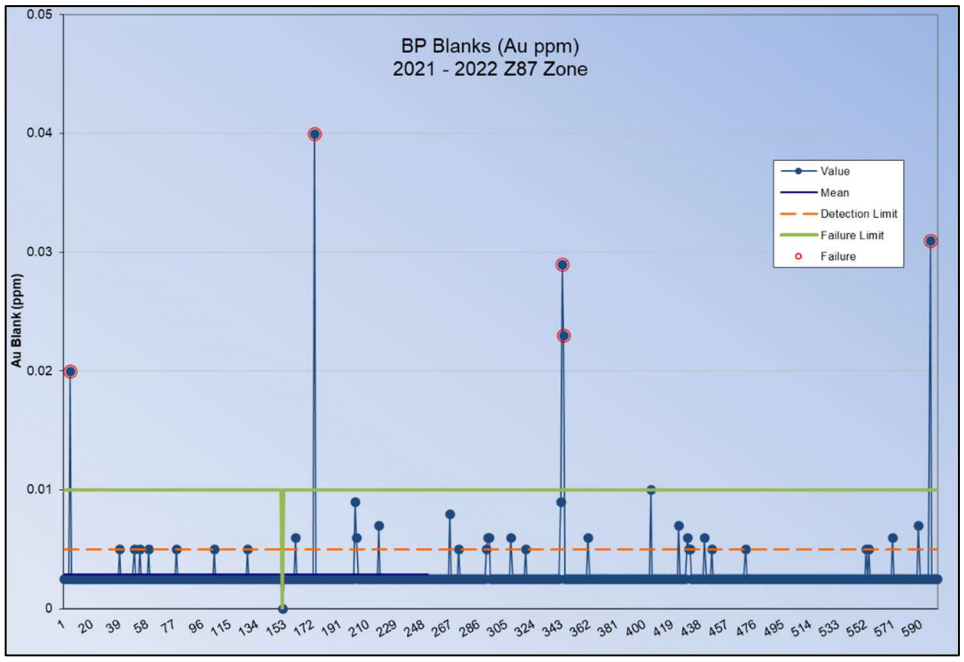
Les matériaux blancs ont été considérés comme des échecs lorsque la valeur de l'or renvoyée dépassait 10 fois la limite de détection inférieure, c'est-à-dire moins de 0,005 ppm Au) de la méthode d'analyse. Les résultats des matériaux blancs sont considérés comme excellents, car les graphiques de contrôle ne montrent aucune contamination sur les matériaux blancs soumis dans les lots d'échantillons minéralisés.

Les figures 11.8 à 11.10 montrent les résultats des matériaux blancs BP pour l'or pour les zones Z87, J et SW, respectivement.

Tableau11 -8 : Résumé des performances des échantillons blancs, 2021-2022 – Toutes les zones

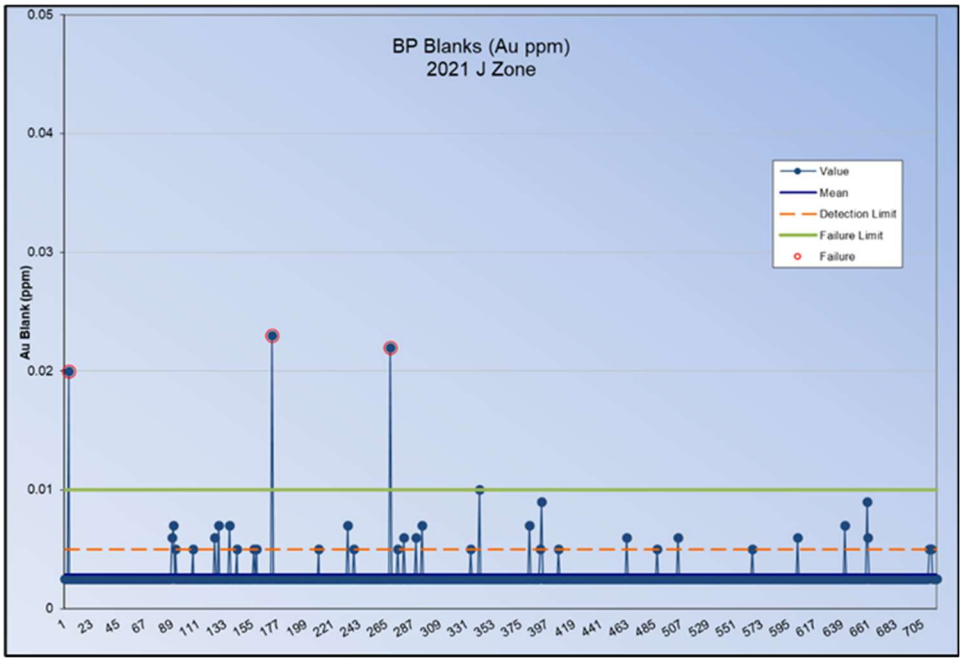
Matériau blanc	Code	Nombre d' échantillons	Nombre de échecs	Pourcentage Échec
Zone Z87				
Affleurement granitique de Parker Lake	BP	251	4	0,7
Sable siliceux (Lac à la Croix)	BSS	338	3	0,9
Autres échantillons	B0, B1, B2, B3, B4, B5	15	0	-
Zone J				
Affleurement granitique de Parker Lake	BP	716	2	0,3
Sable siliceux (Lac à la Croix)	BSS	403	1	0,2
Zone SW				
Affleurement granitique de Parker Lake	BP	466	2	0,4
Sable siliceux (Lac à la Croix)	BSS	307	2	0,7
Autres échantillons	B	1	0	-

11 -8 : BP Blanks – Or (ppm Au) ; 2021 – 2022 Forage – Zone Z87



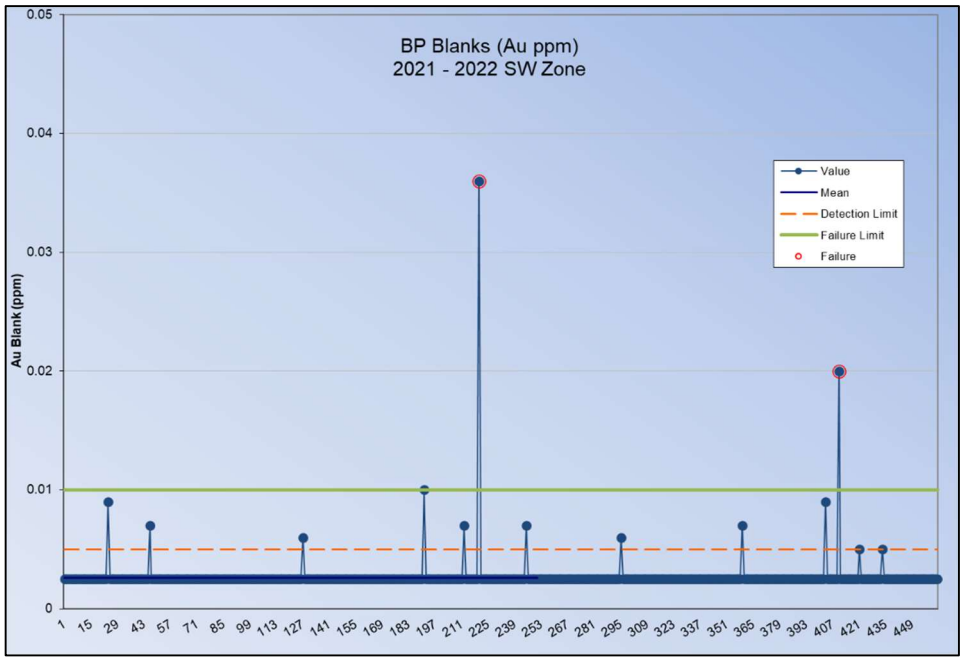
Source : AGP (2022)

Figure -119 BP Blanks – Or (ppm Au) ; 2021 – 2022 Forage – Zone Z87



Source : AGP (2022)

Figure -1110 Échantillons BP – Or (ppm Au) ; forage 2022 – zone SW



Source : AGP (2022)

Matériaux standard certifiés

Les tableaux 11.11 à 11.13 présentent les résultats de performance en matière d'exactitude des MRC mis en œuvre par Troilus au cours des programmes de forage 2021-2022 réalisés dans les zones J, Z87 et SW, respectivement. Les MRC ont été considérés comme des échecs lorsque les résultats pour l'or ou le cuivre dépassaient trois fois l'écart type (±3 ET) au-delà de la valeur attendue certifiée. La plupart des échecs des MRC sont liés à l'insertion d'un numéro d'échantillon standard erroné.

Tableau11 -9 Résultats CRM du forage 2021-2022 – Zone Z87

MRC	Valeur recommandée	Écart type	Nombre d'échantillons	Nombre d'échecs	Pourcentage de défaillances
OREAS 215 (S2) ppm Au	3,5	0,09	2	0	-
OREAS 217 (S3) ppm Au	0,338	0,010	49	2	4,1
OREAS 922 (S5) %Cu	0,212	0	71	23	32,4
OREAS 239 (S6) ppm Au	3,5	0,086	58	1	1,7
OREAS 235 (S7) ppm Au	1,59	0,038	84	1	1,2
OREAS 231 (S8) ppm Au	0,542	0	44	2	4,7
OREAS 153b (S9) ppm Au	0,313	0	5	0	-
OREAS 254b (S10) ppm Au	2,53	0,061	150	9	6

Tableau « » -1110 Résultats CRM du forage 2021-2022 – Zone J

CRM	Valeur recommandée	Écart type	Nombre d'échantillons	Nombre d'échecs	Pourcentage de défaillances
OREAS 209 (S1) ppm Au	1,5	0,044	1	0	-

OREAS 215 (S2) ppm Au	3,54	0,097	10	1	10,0
OREAS 217 (S3) ppm Au	0,338	0	97	5	5,2
OREAS 922 (S5) %Cu	0,212	0	1	12	6,7
OREAS 239 (S6) ppm Au	3,5	0,086	178	9	5,1 %
OREAS 235 (S7) ppm Au	1,59	0,038	204	5	2,5
OREAS 231 (S8) ppm Au	0,542	0,015	137	2	1,5
OREAS 153b (S9) ppm Au	0,313	0	151	10	6,6
OREAS 254b (S10) ppm Au	2,53	0,061	137	6	4,4

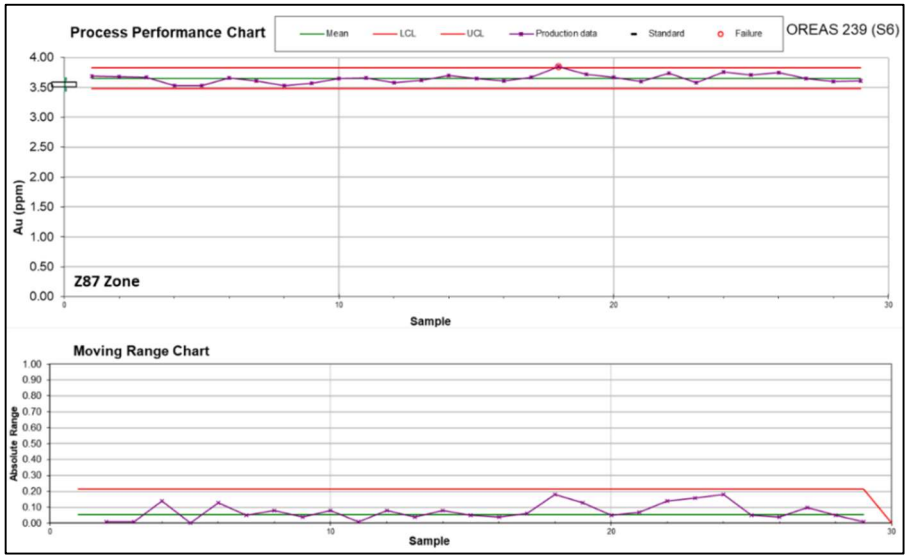
Tableau « » -1111 Résultats CRM du forage 2021-2022 – Zone SW

CRM	Valeur recommandée	Écart type	Nombre d'échantillons	Nombre d'échecs	Pourcentage de défaillances
OREAS 209 (S1) ppm Au	1,5	0,04	4	1	25,0
OREAS 215 (S2) ppm Au	3,54	0,097	5	0	-
OREAS 217 (S3) ppm Au	0,338	0	20	0	-
OREAS 922 (S5) %Cu	0,212	0,009	99	4	4,0
OREAS 239 (S6) ppm Au	3,5	0,086	97	5	5,2
OREAS 235 (S7) ppm Au	1,59	0,038	227	3	1,3
OREAS 231 (S8) ppm Au	0,542	0	17	6	3,4
OREAS 153b (S9) ppm Au	0,313	0	1 402	9	0,7
OREAS 254b (S10) ppm Au	2,53	0,061	1 419	3	2,7
OREAS 506 (S14) ppm Au	0,364	0,010	84	2	2,4

Les figures 11.11 à 11.13 montrent les parcelles témoins pour les résultats d'analyse de l'or pour le CRM OREAS 239 inséré dans les zones Z87, J et SW, respectivement, pour les lots d'échantillons prélevés entre 2021 et 2022. Dans l'ensemble, les résultats de ce CRM montrent de bonnes performances. Plusieurs « échecs » semblent être des blancs mal étiquetés.

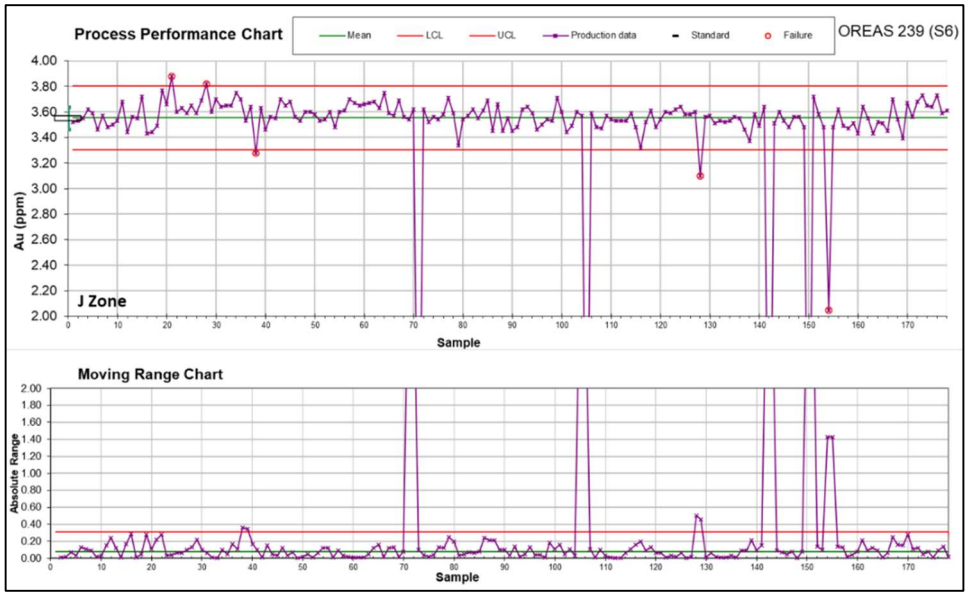
Les figures 11.14 à 11.16 montrent les graphiques de contrôle des résultats pour le cuivre pour le CRM OREAS 922, inséré respectivement dans les zones Z87, J et SW, pour les lots d'échantillons prélevés entre 2021 et 2022. Plusieurs « échecs » semblent être des blancs mal étiquetés.

Figure -1111 Tableau de contrôle standard OREAS 239 (S6) – Graphique de contrôle de l'or ; 2021-2022 ; zone Z87



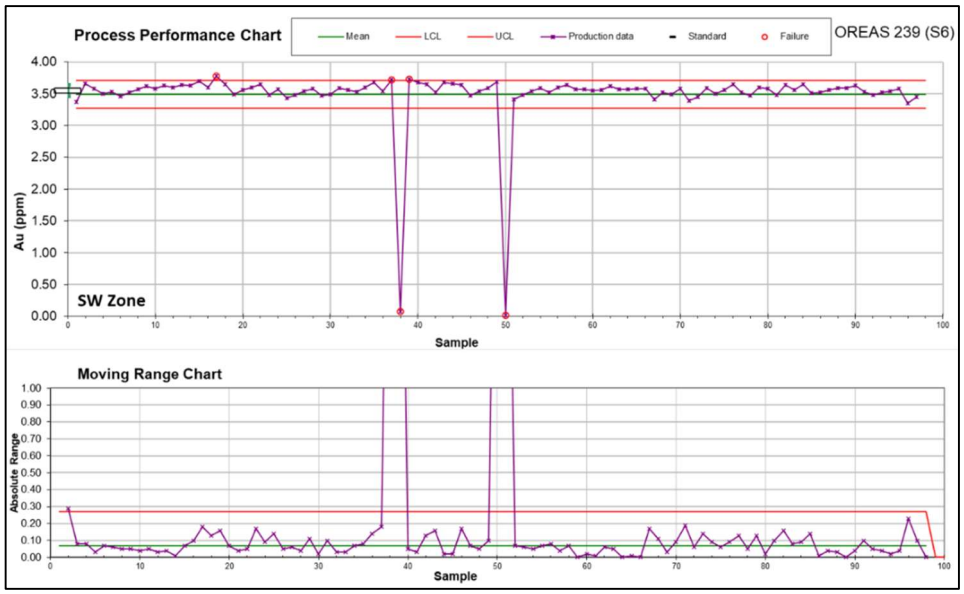
Source : AGP (2022)

Figure -1112 Tableau de contrôle standard OREAS 239 (S6) – Graphique de contrôle de l'or ; 2021-2022 ; Zone J



Source : AGP (2022)

1113 -Tableau de contrôle standard OREAS 239 (S6) – Plan de contrôle de l'or ; 2021-2022 ; Zone SW



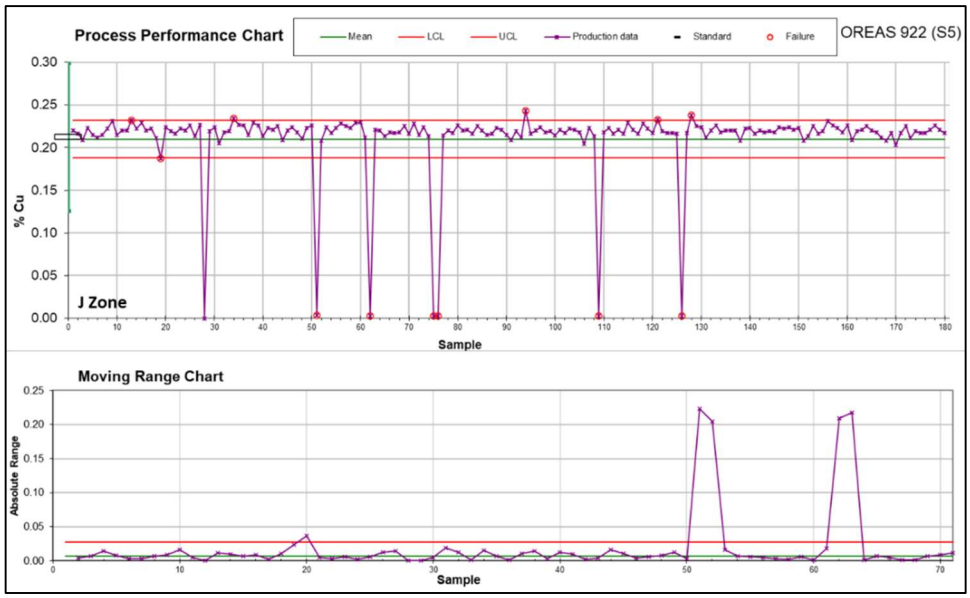
Source : AGP (2022)

Figure -1114 Tableau de contrôle standard OREAS 922 – Graphique de contrôle du cuivre ; 2021-2022 ; zone Z87



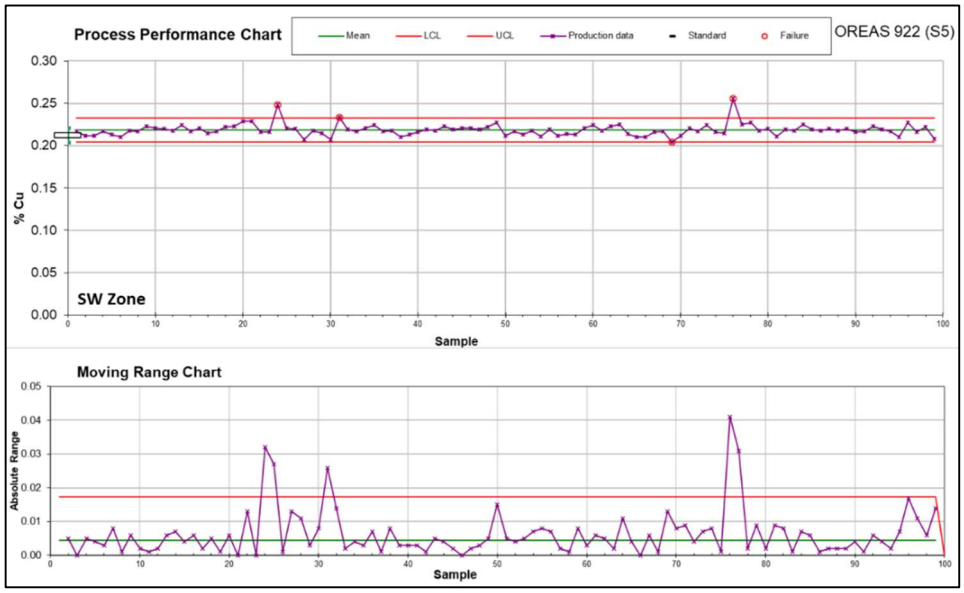
Source : AGP (2022)

Figure -1115 Tableau de contrôle standard OREAS 922 – Graphique de contrôle du cuivre ; 2021-2022 ; Zone J



Source : AGP (2022)

Figure -1116 Tableau de contrôle standard OREAS 922 – Graphique de contrôle du cuivre ; 2021-2022 ; Zone SW



Source : AGP (2022)

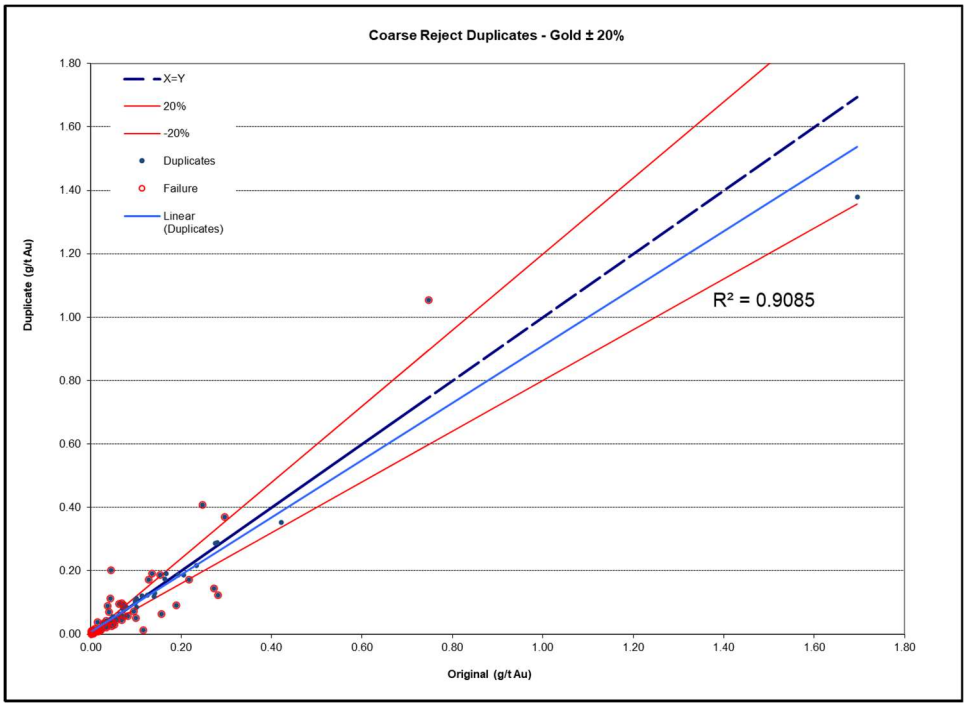
Doublons

Au cours des programmes de forage de 2021 et 2022, des échantillons en double ont été prélevés sur les pulpes et les rejets renvoyés à Troilus après analyse. Les échantillons ont été sélectionnés de

manière nominale en fonction des domaines minéralisés, puis les pulpes et les rejets ont été envoyés à ALS ou à SGS pour analyse.

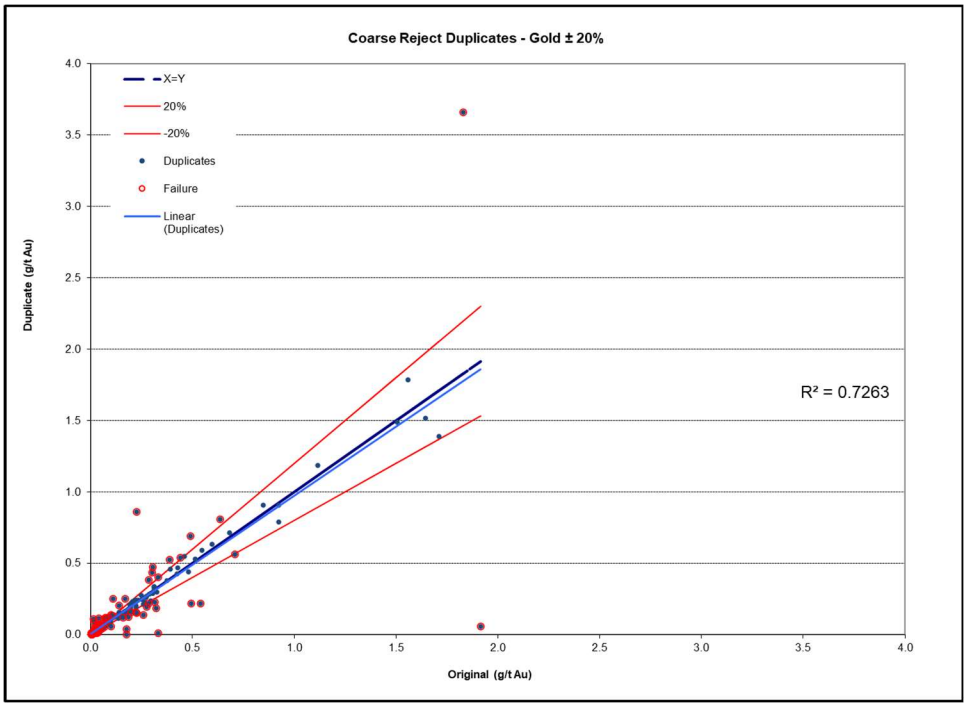
Les figures 11.17 à 11.19 montrent les graphiques de contrôle des doublons des rejets envoyés à ALS pour les zones Z87, J et SW, respectivement.

Figure -1117 Tableau de contrôle des doublons (rejets ALS) – Valeurs aurifères ; 2021 – Zone Z87



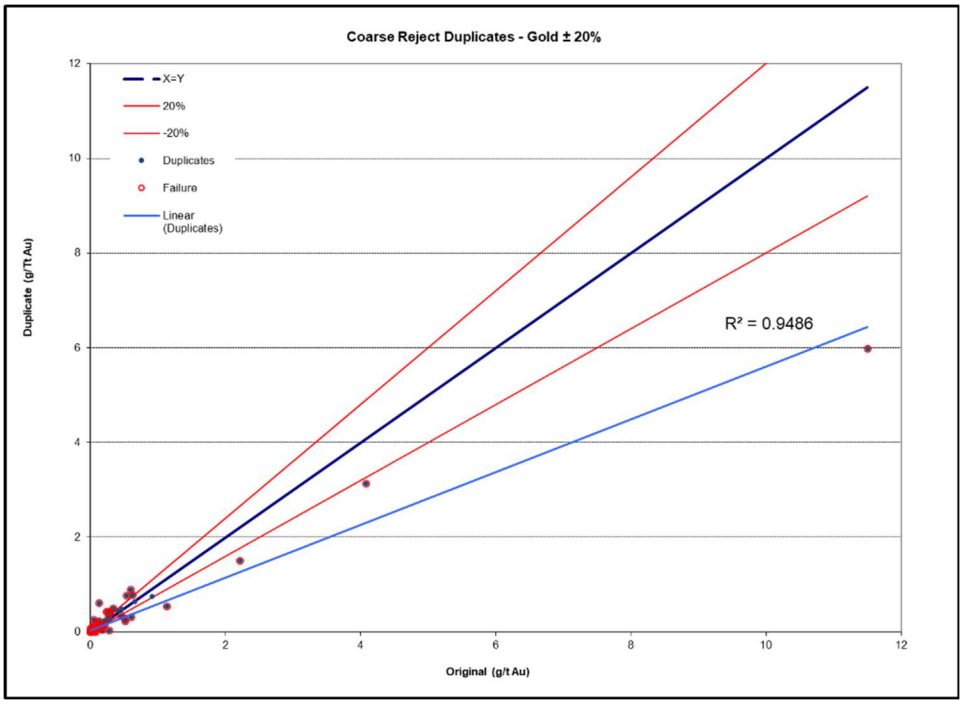
Source : AGP (2022)

1118 -Tableau de contrôle des doublons (rejets ALS) – Valeurs aurifères ; 2021 – Zone J



Source : AGP (2022)

Figure -1119 Tableau de contrôle des doublons (rejets ALS) – Valeurs aurifères ; 2021 – Zone SW



Source : AGP (2022)

11.4.5 AQ/CQ, 2022-2023

Les données de contrôle de la qualité analytique produites au cours des programmes de forage 2022 et 2023, du 1er juin 2022 au 31 août 2023, ont été examinées par AGP . Le programme d'assurance qualité/contrôle de la qualité mis en œuvre par Troilus s'inscrit dans la continuité du programme précédent lancé en 2018 pour chaque campagne de forage et comprend les forages réalisés dans la zone X22 récemment développée. Les échantillons de contrôle de la qualité comprenaient : des échantillons bruts, des échantillons de référence, des rejets bruts et des duplicatas de pulpe.

Le tableau 11.12 présente un résumé des échantillons d'assurance qualité/contrôle qualité soumis au cours des programmes de forage 2022 et 2023 réalisés sur le projet.

Tableau11 -12 : Résumé du programme d'assurance qualité/contrôle qualité de Troilus, 2022-2023

Description	Toutes les zones Nombre d'échantillons (% de la base de données)
Nombre total d'échantillons	88 707
Nombre d'échantillons de contrôle	18 863 (21 %)
Répartition	
Blancs	12 309 (14 %)
Échantillons blancs (B1)	15
Blanks (B2)	12
Blanks (B3)	194
Blanks (B4)	2
Blanks (B5)	269
Blanks (B6)	97
Blanks (B7)	40
Blanks (BP)	3 608
Blanks (BSS)	7 800
Doublons	798 (2022) + 1 687 (2023) ; (5 %)
Échantillons CRM	4 069 (5 %)
OREAS 153b (S9)	128
OREAS 254b (S10)	2 059
OREAS 506 (S14)	1 882

Échantillons

Au total, 12 309 échantillons bruts ont été prélevés par le personnel de Troilus afin de surveiller la contamination des teneurs pendant les programmes de forage de 2022 et 2023, jusqu'en août 2023. Les deux principaux matériaux blancs utilisés étaient le granit de Parker Lake (BP) et le sable siliceux (BSS). La performance du contrôle qualité de ces échantillons blancs a été examinée par AGP. Le tableau 11-13 présente les résultats de chaque échantillon blanc.

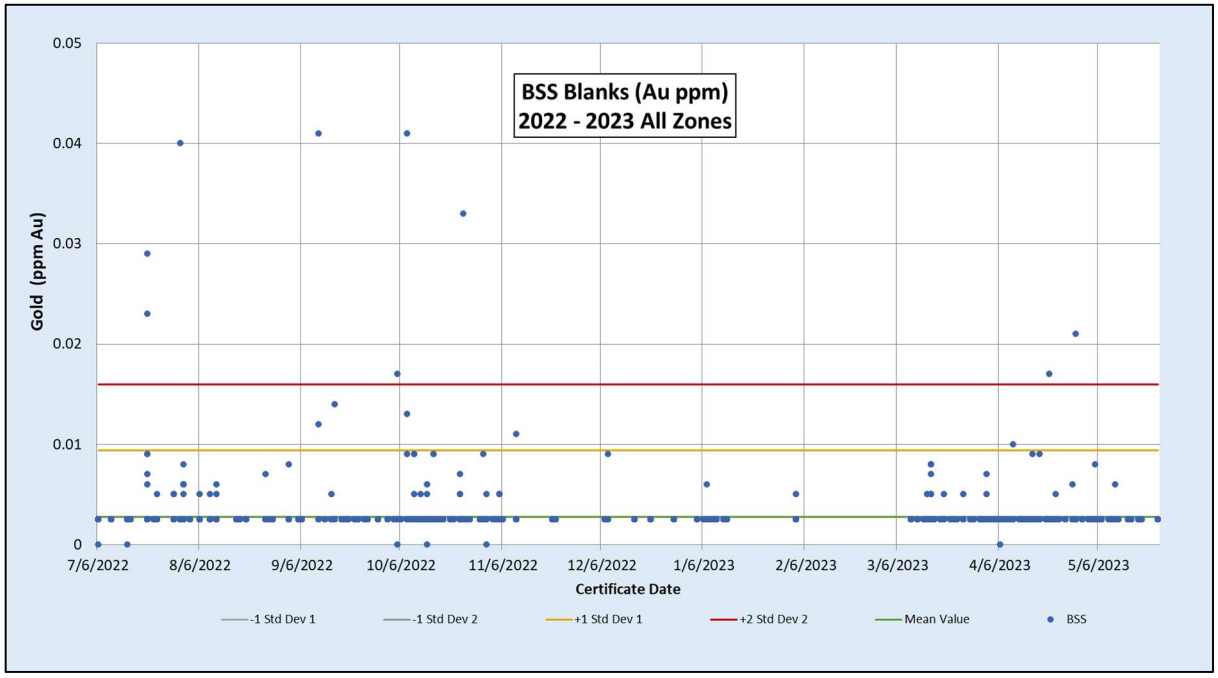
Les matériaux blancs ont été considérés comme non conformes lorsque la valeur de l'or renvoyée dépassait deux fois l'écart type, soit plus de 0,016 ppm Au. Les résultats des matériaux blancs sont considérés comme excellents, car les graphiques de contrôle montrent peu de non-conformités des matériaux blancs soumis dans les lots d'échantillons minéralisés.

Les figures 11-20 montrent les résultats des échantillons blancs BSS pour l'or.

Tableau11 -13 : Résumé des performances des échantillons blancs, 2022-2023 – Toutes les zones

Matériau blanc	Code	Nombre d' échantillons	Nombre de échecs	Pourcentage Échecs
Échantillons blancs (B1)	(B1)	158	1	0,6
Blanks (B2)	(B2)	122	5	4,1
Blanks (B3)	(B3)	194	7	3,6
Blanks (B4)	(B4)	2	2	9,5
Blanks (B5)	(B5)	269	9	3,3
Blanks (B6)	(B6)	97	3	3,1
Blanks (B7)	(B7)	4	0	0
Aperçu du granit de Parker Lake	(BP)	3608	11	0,3
Sable siliceux (Lac à la Croix)	(BSS)	7800	27	0,3

Figure -1120 : Échantillons BSS – Or (ppm Au) ; forages 2022-2023 – toutes zones



Source : Troilus (2023)

Matériaux standard certifiés

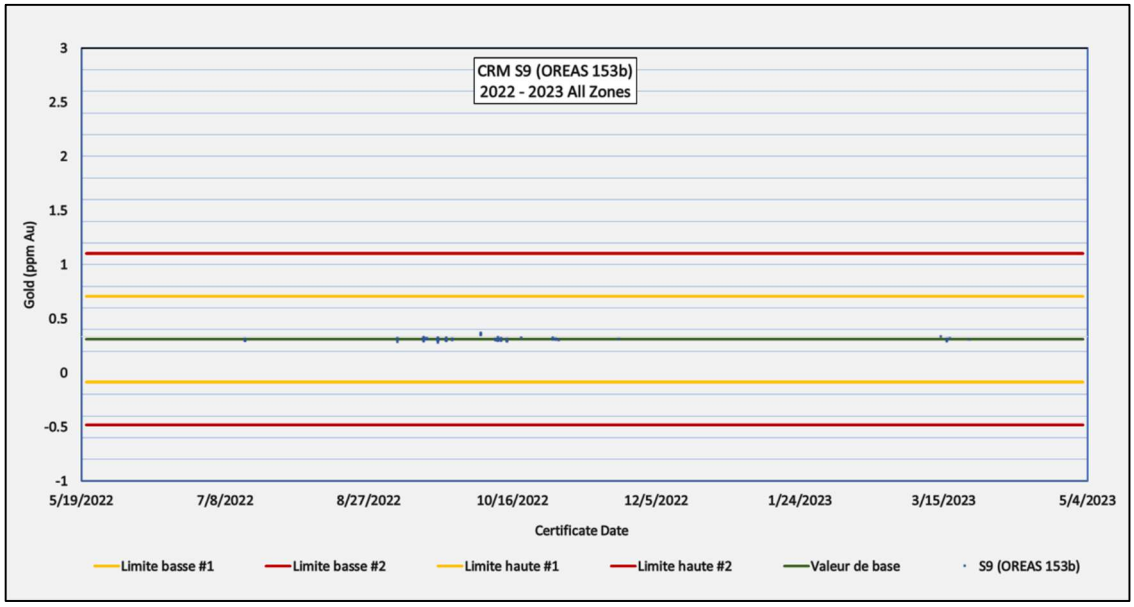
Le tableau 11-14 présente les résultats de performance en matière d'exactitude des CRM mis en œuvre par Troilus au cours des programmes de forage 2022-2023. Les CRM ont été considérés comme des échecs lorsque les résultats pour l'or ou le cuivre dépassaient trois fois l'écart type (±3 ET) au-delà de la valeur attendue certifiée.

Les figures 11-21 à 11-23 présentent les graphiques de contrôle pour les trois CRM utilisés dans les programmes de forage 2022-2023 : OREAS 153b (S9), 254b (S14) et 506 (S14), respectivement.

Tableau11 -14 : Résultats des CRM du forage 2022-2023

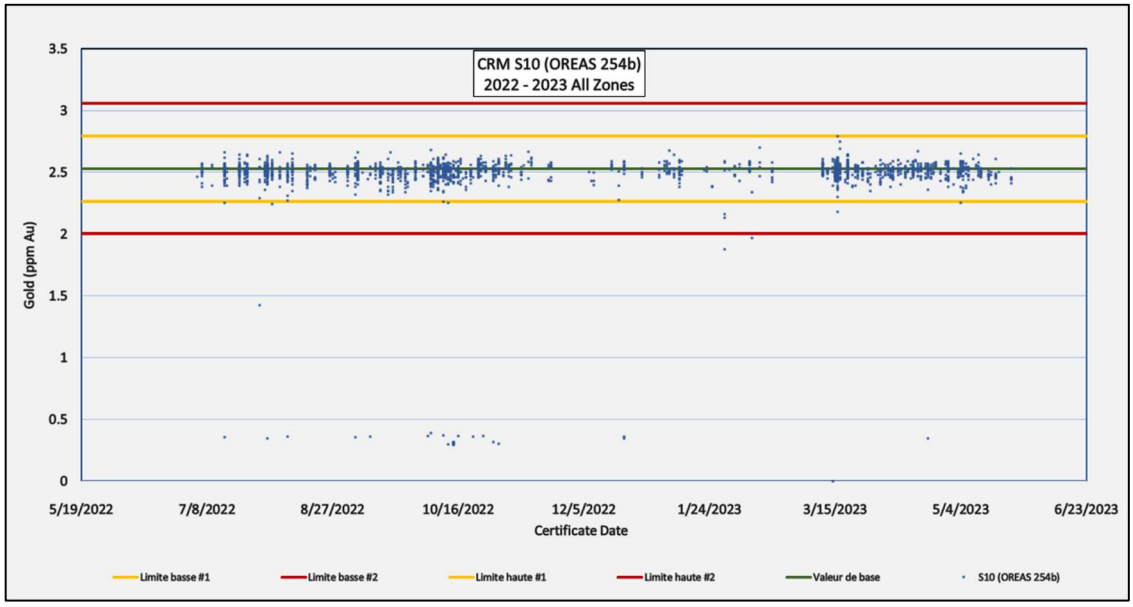
CRM	Valeur recommandée	Écart type	Nombre d'échantillons	Nombre d'échecs	Pourcentage de défaillances
OREAS 153b (S9) ppm Au	0,313	0,009	1	3	2,3
OREAS 254b (S10) ppm Au	2,53	0,061	205	5	0,2
OREAS 506 (S14) ppm Au	0,364	0,013	1882	17	0,9

Figure -1121 : Tableau de contrôle standard OREAS 153b (S9) – Graphique de contrôle de l'or ; 2022-2023 – Toutes les zones



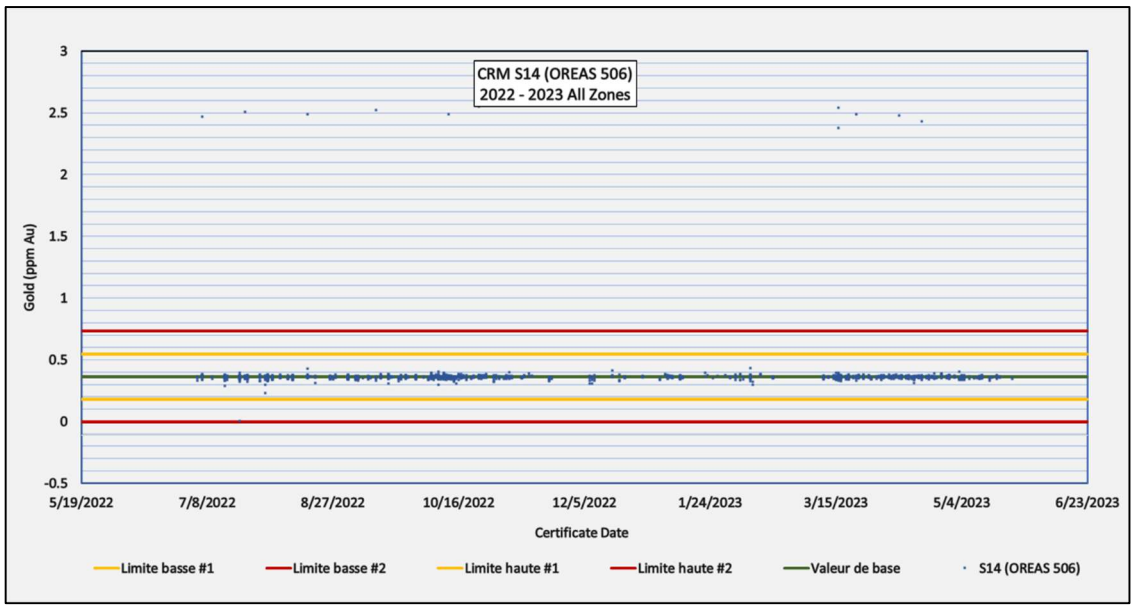
Source : Troilus (2023)

Figure -1122 : Tableau de contrôle standard OREAS 254b (S10) – Graphique de contrôle de l'or ; 2022-2023 – Toutes les zones



Source : Troilus (2023)

Figure -1123 : Tableau de contrôle standard OREAS 506 (S14) – Graphique de contrôle de l'or ; 2021-2022 – Toutes les zones



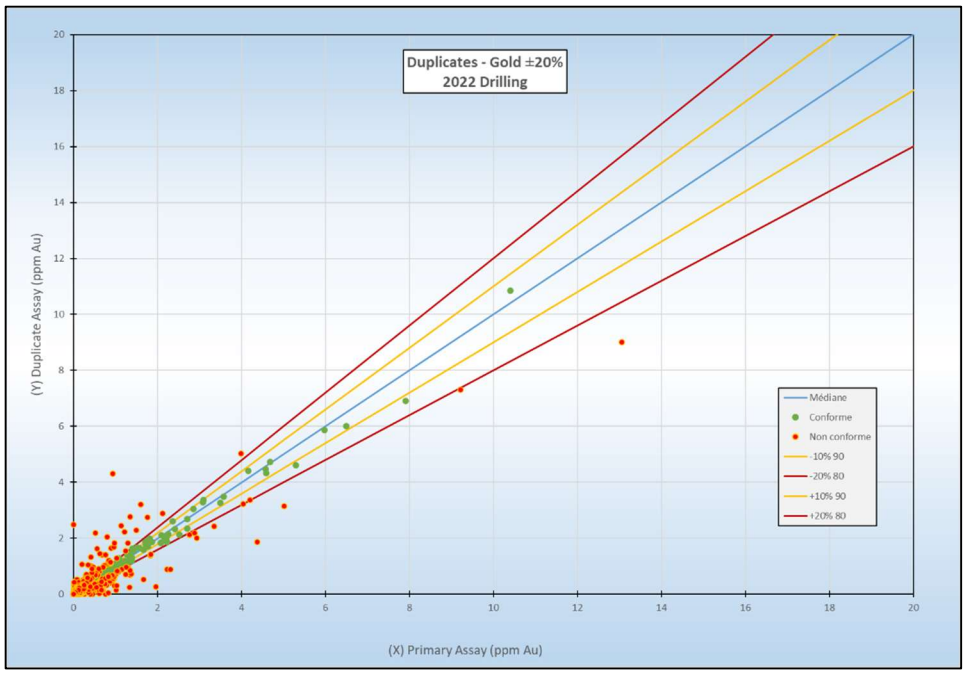
Source : Troilus (2023)

Doublons

Au cours des programmes de forage 2022-2023, des échantillons en double ont été prélevés sur les pulpes et les rejets renvoyés à Troilus après analyse. Les échantillons ont été sélectionnés de manière nominale en fonction des domaines minéralisés, puis les pulpes et les rejets ont été envoyés à ALS ou à SGS pour analyse.

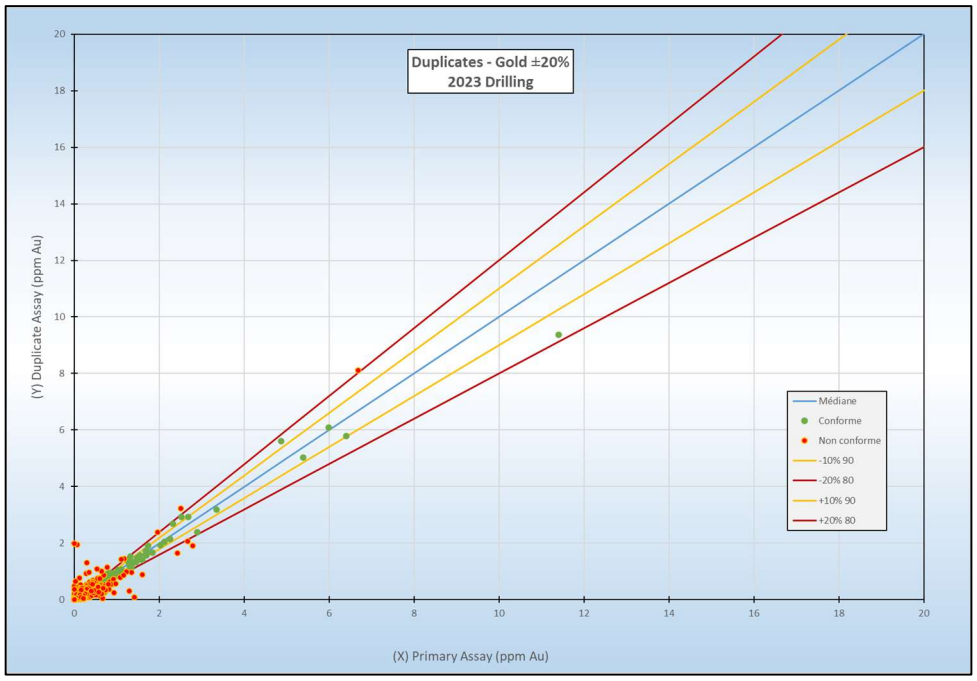
Les figures 11.24 et 11-25 montrent les graphiques de contrôle des duplicatas pour les forages de 2022 et 2023, respectivement.

Figure11 -24 : Tableau de contrôle des duplicatas – Teneurs en or ; forage 2022



Source : Troilus (2023)

Figure -1125 : Tableau de contrôle des doublons – Valeurs aurifères ; forage 2023



Source : Troilus (2023)

11.5 Bases de données

Troilus conserve ses données d'exploration dans une base de données Geotic et emploie un gestionnaire de base de données pour en garantir l'intégrité. Seuls les techniciens de haut niveau ont accès à la base de données.

11.6 Sécurité des échantillons

Les échantillons sont conservés en toute sécurité dans les installations de carottage et d'échantillonnage jusqu'à leur expédition. Troilus maintient une chaîne de contrôle stricte de ses échantillons, depuis le hangar de carottage jusqu'à la société de transport et au laboratoire d'analyse.

Les pulpes et les rejets sont stockés sur place, à proximité des installations de diagraphie, dans des conteneurs maritimes et des hangars de stockage construits sur mesure entre les conteneurs maritimes. Les boîtes à carottes sont stockées à côté des conteneurs maritimes dans des racks en acier couverts.

11.7 Avis du QP

AGP a examiné les procédures de préparation, d'analyse et de sécurité des échantillons, ainsi que les taux d'insertion et les performances des blancs et des MRC des forages réalisés par Troilus entre 2018 et 2023, et estime que les taux d'échec observés sont mineurs et qu'aucun biais significatif n'a affecté l'intégrité des données d'analyse. De l'avis du QP, les résultats analytiques fournis par le laboratoire

accrédité et la qualité des données pour les zones Z87, J, X22 et SW sont conformes aux normes de l'industrie et sont suffisamment fiables pour l'estimation des ressources minérales.

AGP a examiné le programme d'AQ/CQ et estime qu'il est conforme aux pratiques courantes de l'industrie et aux lignes directrices sur les meilleures pratiques d'exploration du CIM. Le personnel de Troilus a pris toutes les mesures raisonnables pour s'assurer que l'analyse des échantillons est exacte et précise. AGP considère que les résultats d'analyse et la base de données sont acceptables pour l'estimation des ressources minérales. AGP recommande de mettre en œuvre un contrôle d'AQ/CQ à la réception de chaque certificat afin de garantir la qualité des résultats.

Le personnel qualifié estime que la préparation et les analyses sont satisfaisantes pour ce type de gisement et que la manipulation des échantillons et la chaîne de contrôle sont conformes ou supérieures aux normes de l'industrie.

Les mesures de densité recueillies au cours du programme de forage de Troilus sont acceptables et satisfaisantes. AGP recommande de continuer à recueillir des mesures de densité pour tous les programmes de forage futurs.

12 VÉRIFICATION DES DONNÉES

12.1 Vérification des données, toutes zones

AGP a reçu la base de données contenant tous les trous de forage pour les zones Z87, J, X22 et SW dans le cadre d'un projet Leapfrog qui comprenait, sans s'y limiter, les tableaux des collets, des levés, des analyses et de la lithologie. Une exportation de la base de données Geotic a été reçue pour la validation des données et l'examen de l'assurance qualité/contrôle qualité.

AGP a vérifié environ 7,5 % des données des programmes de forage 2021 et 2022 (environ 13 000 enregistrements sur 175 000) et a inclus les données des quatre zones. AGP a vérifié environ 10 % des données du programme de forage 2023, principalement dans la zone X22. Les valeurs d'analyse de l'or, du cuivre et de l'argent, ainsi que les valeurs de densité, ont été comparées aux certificats de laboratoire fournis à Troilus par ALS. Aucune erreur n'a été constatée.

Les trous de forage ont également été vérifiés visuellement afin de détecter tout collier de forage mal placé, toute erreur dans les levés de fond de trou et tout intervalle manquant ou chevauchant. Aucune erreur n'a été constatée.

12.2 Visite du site par AGP

La dernière inspection du site a été effectuée par Paul Daigle, géologue principal en ressources chez AGP et personne qualifiée pour ce rapport, du 5 au 7 octobre 2022, pendant deux jours. La personne qualifiée était accompagnée lors de la visite du site par

- Kyle Frank, géologue, directeur de l'exploration chez Troilus
- Nic Guest, géologue, géologue principal de projet chez Troilus
- Konstantin de Maack, géologue de projet, stagiaire
- Nicolas Robert-Potvin, géotechnicien chez Troilus

La visite sur place comprenait une inspection des installations de diagraphie et d'échantillonnage des carottes, des installations de stockage des carottes, la vérification des coordonnées des collets de forage et la comparaison des diagraphies des carottes avec des carottes sélectionnées.

Le personnel qualifié a effectué une précédente inspection du site du 18 au 20 février 2020, alors que le programme de forage 2020 était en cours dans la zone SW.

12.2.1 Installations de diagraphie, d'échantillonnage et de stockage

Les carottes de forage du projet sont enregistrées, échantillonnées et stockées temporairement à l'arrière d'un entrepôt permanent sur le site minier, dont la partie avant sert de garage. Cette installation dispose d'une mezzanine au deuxième étage qui sert de bureau au personnel géologique de Troilus. Le centre administratif est situé à côté de l'entrepôt et abrite les bureaux administratifs et les bureaux d'exploration supplémentaires du projet.

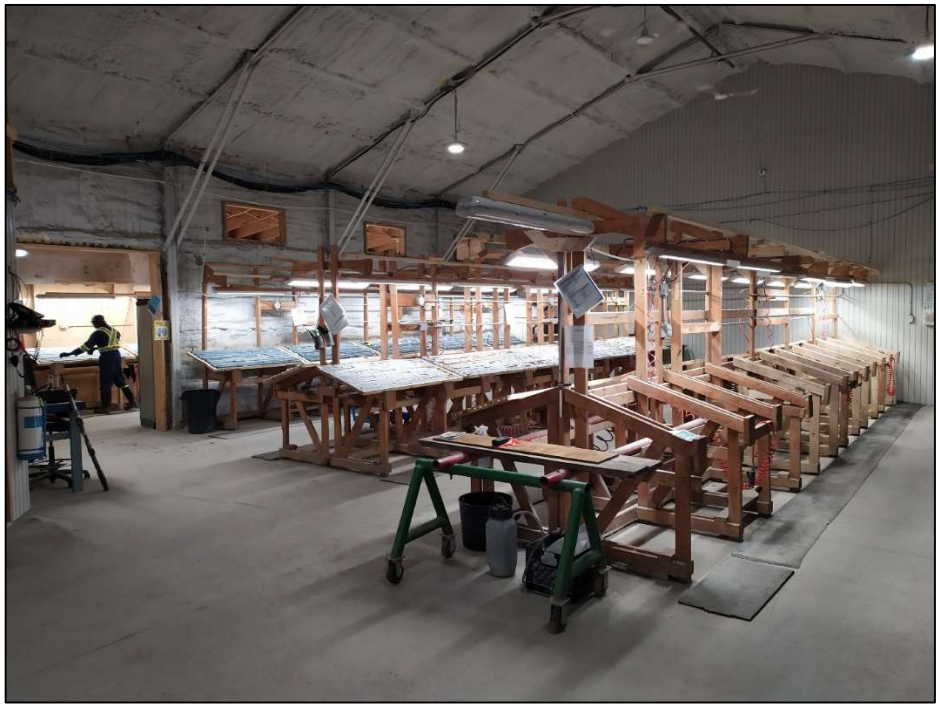
La figure 12-1 montre l'entrepôt utilisé pour la diagraphie et l'échantillonnage des carottes. La figure 12-2 montre l'intérieur de l'installation de diagraphie des carottes.

Figure12 -1 : Installation de diagraphie et d'échantillonnage des carottes de forage



Source : AGP (2022)

Figure -122 : Installation de diagraphie et d'échantillonnage des carottes de forage



Source : AGP (2022)

L'intérieur de l'installation de diagraphie et d'échantillonnage des carottes est propre et bien entretenu. Tout le matériel de terrain, d'échantillonnage et de gestion des échantillons de référence est rangé de manière ordonnée et organisée sur des étagères et dans des classeurs.

Les figures 12-3 montrent le centre administratif utilisé pour les bureaux administratifs et d'exploration.

Figure -123 : Installation de diagraphie (au centre) et centre administratif (à droite)



Source : AGP (2022)

12.2.2 Zone et installations de stockage des carottes de forage

La zone de stockage des carottes est située à environ 300 m à l'ouest de l'installation de diagraphie. Les boîtes de carottes sont stockées dans des racks en acier recouverts d'étain. Les racks de carottes sont disposés en grille et en blocs pour faciliter l'accès. Chaque bloc est identifié par une lettre et un numéro, et un registre indiquant l'emplacement des boîtes de carottes est tenu à jour. Les boîtes sont stockées sans couvercle.

La figure 12.4 montre les racks de carottes dans la zone de stockage des carottes. La figure 12.5 montre les conteneurs maritimes et les salles utilisés pour stocker la pulpe et les rejets après analyse en laboratoire.

Figure -124 : Zone de stockage des boîtes à noyaux ; Racks à boîtes à noyaux



Source : AGP (2022)

Figure -125 : Zone de stockage des carottes ; Installation de stockage de la pulpe et des rejets



Source : AGP (2022)

12.2.3 Emplacements des collets de forage

Plusieurs coordonnées de colliers de forage ont été vérifiées dans les zones Z87, J et SW. Les emplacements des colliers de forage ont été mesurés sur le terrain à l'aide d'un appareil GPS portable (Garmin GPS map 62s) utilisant le système de référence NAD 83, le même que celui utilisé par Troilus.

Les colliers de forage sont recouverts d'un bouchon à vis en aluminium sur lequel est gravé le numéro du trou de forage. Le trou de forage est marqué par une tige métallique de 2 m surmontée d'un drapeau métallique peint en rouge sur lequel est gravé le numéro du trou de forage. Dans certains cas, un piquet en bois de 2 m est planté à côté de la tige métallique, peint en orange et marqué du numéro du trou de forage. Certains piquets en bois portent encore le numéro du trou de forage, l'azimut, l'inclinaison et la longueur écrits au marqueur indélébile, ou une étiquette en aluminium agrafée avec les mêmes informations. Ces tiges permettent d'identifier plus facilement les trous de forage et de les voir au-dessus du niveau de la neige en hiver.

La figure 12-6 montre les colliers de forage pour J-22-333 et SW-22-577.

Figure -126 : Collets de forage pour J-22-333 et SW-22-577



Source : AGP (2022)

Les coordonnées des collets mesurées par AGP se situaient dans une tolérance de 9 m par rapport à celles rapportées par Troilus. Le personnel technique qualifié estime que les coordonnées sont acceptables, compte tenu de la précision du GPS portable utilisé pour vérifier l'emplacement des collets de forage.

Le tableau 12-1 présente la comparaison des coordonnées des trous de forage d'AGP et de Troilus dans les zones Z87 et J. Le tableau 12-2 présente la comparaison des coordonnées des trous de forage d'AGP et de Troilus dans la zone SW.

Tableau12 -1 : Comparaison des coordonnées des collets de forage – Zones Z87 et J

Forages	Troilus Ordonnée (m UTM)	Troilus Ordonnée (m UTM)	AGP Ordonnée (m UTM)	AGP Ordonnée (m UTM	Δ Est (m)	Δ Nord (m)
Z87-22-420	537214,4	5651828	537212	5651831	3	-3
Z87-22-428	537355,2	5651988	537353	5651990	2	-2
TLG-Z8721-265	537380.9	5651972	537378	5651973	3	-2
Z87-22-424	537319	5651874	537317	5651877	2	-3
Z87-22-259	537553,3	5651790	537551	5651791	3	-1
Z87-22-260	537598	5651802	537596	5651803	2	-1
Z87-22-261	537597.2	5651829	537597	5651829	0	1
Z87-22-262	537655,3	5651827	537652	5651827	4	0
Z87-22-410	536846,1	5651143	536849	5651151	-3	-8
Z87-22-413	536870,3	5651023	536868	5651025	3	-2
Z87-22-431	537103.5	5650526	537102	5650518	2	8
Z87-22-433	537056	5650448	537054	5650452	2	-3
Z87-22-402	536874	5650402	536872	5650403	2	-2
Z87-22-401	536916	5650389	536918	5650392	-2	-3
Z87-22-403	536912.3	5650348	536914	5650350	-2	-2
Z87-22-420	537214,4	5651828	537212	5651831	3	-3
Z87-22-428	537355,2	5651988	537353	5651990	2	-2
J-22-333	536813	5652084	536810	5652078	3	6
J-21-315	536777	5652117	536779	5652119	-2	-2
J-22-332	536752	5652168	536743	5652171	9	-3
TLG-ZJ21-287	536757	5652246	536756	5652248	2	-2
TLG-ZJ21-288	536749	5652312	536749	5652317	0	-4
TLG-ZJ21-289	536775	5652351	536774	5652353	0	-2
TLG-ZJ21-226	536848	5652358	536845	5652360	3	-3
TLG-ZJ21-225	536835	5652303	536833	5652306	2	-3
TLG-ZJ19-110	536851	5652249	536849	5652252	2	-3
TLG-ZJ20-224	536797	5652212	536795	5652214	2	-2
TLG-ZJ19-151	537016	5652434	537016	5652437	0	-3

12 de la table -2 : Comparaison des coordonnées des collets de forage – Zone SW

Trous de forage	Troilus Ordonnée (m UTM)	Troilus Ordonnée (m UTM)	AGP Ordonnée (m UTM)	AGP Ordonnée (m UTM	Δ Est (m)	Δ Nord (m)
TLG-SW20-180	534188	5647780	534186	5647781	2	-1
TLG-SW20-214	535078	5648401	535078	5648400	-1	1
TLG-SW20-219	535284	5648740	535288	5648740	-3	0
TLG-SW21-218	535219	5648632	535220	5648631	-1	0

TLG-SW21-281	535251	5648682	535255	5648684	-4	-2
TLG-SW21-282	535189	5648561	535189	5648561	-1	0
TLG-SW21-283	535157	5648435	535157	5648436	0	-1
TLG-SW21-284	535161	5648506	535161	5648507	0	-1
TLG-SW21-512	534253	5647771	534252	5647770	1	1
SW-21-217	534121	5647736	534124	5647733	-2	2
SW-21-511	534307	5647710	534307	5647712	0	-2
SW-21-513	534130	5647813	534132	5647810	-2	3
SW-21-589	535333	5648827	535330	5648832	3	-5
SW-22-573	534890	5648057	534890	5648059	0	-3
SW-22-576	534688	5647926	534688	5647927	0	-1
SW-22-577	534692	5647824	534693	5647825	0	-1
SW-22-617	534367	5647776	534367	5647776	0	1
SW-22-621	534460	5647780	534457	5647781	3	-1
SW-22-622	534264	5647668	534263	5647671	1	-3
SW-22-623	534195	5647687	534193	5647689	2	-2
SW-22-624	534117	5647646	534119	5647646	-2	0
SW-22-630	535136	5648370	535135	5648375	1	-5

12.2.4 Examen des journaux de forage et des carottes

Une analyse des carottes et des journaux de forage a été effectuée sur certains intervalles de carottes dans les zones Z87, J et SW. Les descriptions lithologiques et les intervalles d'échantillonnage dans les journaux de forage ont été comparés et jugés cohérents. Tous les numéros d'échantillons dans les boîtes à carottes correspondent aux intervalles dans la base de données.

Le tableau 12-3 répertorie les intervalles de carottes sélectionnés examinés lors de la visite du site.

Tableau12 -3 : Comparaison des coordonnées des collets de forage – Zone SW

Zone	Trou de forage	De (m)	À (m)	Intervalle (m)	Boîtes à carottes
Z	87-21-408	79,50	84,00	4,50	10
Z87	87-22-415	408,00	421,12	13,12	92-94
Z87	87-22-421	429,00	456,15	27,15	98-103
J	TLG-ZJ21-230	28,27	40,52	12,25	7-10
J	TLG-ZJ21-244	82,25	95,12	12,87	19-21
J	J-21-303	413,21	430,56	17,35	99-102
SW	TLG-ZSW20-204	315,00	314,00	322,10	73-74
SW	TLG-ZSW21-266	168,24	194,25	26,01	39-44
SW	SW-21-501	203,78	216,55	12,77	47
SW	SW-21-537	63,27	76,17	12,90	13
SW	SW-21-573	29,22	42,00	12,78	7-9
SW	SW-22-641	36,00	44,61	8,61	5-6
SW	SW-22-641	87,15	99,75	12,60	17

12.2.5 Échantillons indépendants

Aucun échantillon indépendant n'a été recueilli lors de la visite sur place. Des échantillons indépendants ont été recueillis et analysés lors de l'inspection sur place en février 2020 (AGP, 2020).

12.3 Opinion du SP

Le SP estime que la base de données est représentative et adéquate pour étayer les estimations des ressources des gisements Troilus. Le SP estime également que les descriptions des carottes, les procédures d'échantillonnage et la saisie des données ont été effectuées conformément aux normes de l'industrie.

13 TRAITEMENT DES MINÉRAUX ET ESSAIS MÉTALLURGIQUES

13.1 Introduction

Des échantillons provenant des zones J, 87, Southwest (SW) et X22 ont été soumis à divers laboratoires d'essais métallurgiques afin d'étayer les études en cours. Le présent rapport porte principalement sur les essais les plus récents. Un résumé du programme d'essais antérieur est présenté au tableau 13-1 de la section 13.2.

Les résultats des essais récents ont été présentés dans les documents suivants :

- Mémorandum sur l'évaluation des échantillons, P. Desautels, AGP Mining Consultants Inc., octobre 2023.
- Circuit de concassage secondaire HPGR/BM - 50 000 t/j, rapport n° 7356 Rev 0, Orway Mineral Consultants, mars 2024.
- Évaluation de la fragmentation Troilus Gold, AGP Mining Consultants Inc., novembre 2024.
- Projet Troilus Gold Composite 01 et Composite 02 HPGR Single Pass and Locked Cycle Testwork, projet n° 9318C, KCA, février 2024.
- Résultats des essais de comminution pour l'échantillon Troilus (essais SMC sur produit HPGR), projet n° 13134, Hazen Research Inc., 9 janvier 2024.
- Essais d'abrasion par broyage à haute pression (indice Atwal) pour le projet Troilus, échantillon n° 23-16563, FLSmidth Mining Technologies GmbH, février 2024.
- Essais métallurgiques supplémentaires du projet aurifère Troilus – BL08003, Base Met Labs, août 2022.
- Rapport sur les essais de flottation Troilus pour J, SW & 87 (échantillon de 3 000 kg), SAN 536940 MTR 21 -108, Eriez, août 2022.
- Rapport sur les essais de flottation Troilus pour J, SW et 87 (échantillon de 800 kg), SAN 5316803 MTR 22 -122, Eriez, octobre 2023.
- Rapport d'essai de flottation Troilus pour J, SW & 87 (échantillon de 150 kg), SAN 577995, Eriez, novembre 2023.
- Rapport d'essais de flottation Troilus pour X22-1 et X22-2 (échantillon de 1 500 kg), SAN 579517, Eriez, mai 2024.
- Rapport d'essai de récupération par gravité pour 87 et SW, référence du projet : P-21102, FLSmidth, décembre 2021.
- Rapport d'essai de récupération par gravité pour la zone J, référence du projet : P-21076, FLSmidth, septembre 2021.
- Rapport d'essai de récupération par gravité pour J, SW1, SW2 et 87, référence du projet : P-23014, FLSmidth, juillet 2023.
- Rapport d'essai de récupération par gravité pour X22, référence du projet : P-23059, FLSmidth, mai 2024.
- Rapport d'essai de séparation solide-liquide, 88054A, Pocock Industrial Inc. Juin 2020.

- Référence de l'e-mail : Test de comptabilité acide-base, environnement et permis, novembre 2023.

Historiquement, les zones J4 et J5 désignaient respectivement les domaines minéralisés est et ouest de la zone J. L'interprétation de la zone J a changé depuis 2022, les termes J4 et J5 étant désormais utilisés pour désigner la zone J.

13.2 Résumé des essais historiques

De nombreux programmes d'essais métallurgiques ont été référencés lors de l'étude d'estimation des ressources minérales. Le tableau 13-1 présente les programmes d'essais examinés au cours de cette période.

Tableau13 -1 : Tableau récapitulatif des programmes d'essais

Program	Broyage	Flottation à petite échelle	Essais en cycle fermé	Récupération gravitaire de l'or	Flottation gravitaire pilote	Rouleaux de bouteilles	Lixiviation en colonne
Lakefield SGS 1993-1994	✓	✓		✓	✓	✓	
Lakefield 2003		✓	✓	✓			
Corem 2019						✓	
Corem & Hazen - 2020, 2021	✓						
Kappes, Cassiday & Associates - 2020		✓				✓	✓
Corem 2021		✓	✓	✓	✓	✓	

Les détails des essais métallurgiques (1993-2021) figurent dans le rapport technique et l'estimation des ressources minérales publiés sur le projet aurifère et cuprifère Troilus, datés du 26 octobre 2023. Tous les documents relatifs aux essais historiques sont également répertoriés dans ce rapport.

Les sections suivantes concernent les essais métallurgiques effectués sur des échantillons récents provenant des zones J, 87, SW et X22 utilisés dans l'évaluation métallurgique du présent rapport.

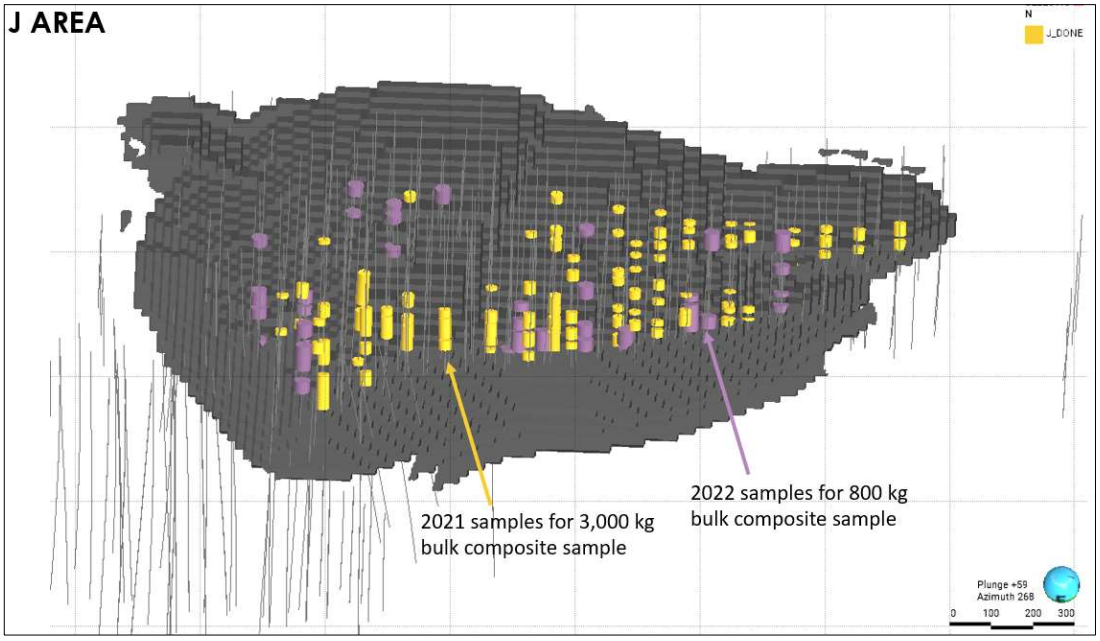
13.3 Sélection des échantillons métallurgiques

En 2021, Troilus a préparé 3 000 kg d'échantillons composites représentatifs provenant de chacun des trois gisements – J, SW et 87 Zone – en vue de tests métallurgiques destinés à appuyer les études menant à la phase d'étude de faisabilité. À la suite de l'expansion des ressources en 2022, une autre série d'échantillons composites, de 800 kg chacun, a été prélevée dans les zones J, SW et 87 afin de représenter les ressources nouvellement découvertes. En 2023, une nouvelle zone appelée X22 a été découverte et de nouveaux échantillons composites représentatifs de 1 500 kg ont également été prélevés dans cette zone afin d'être inclus dans le programme d'essais métallurgiques. Troilus a retenu les services d'un géologue spécialisé dans les ressources, P. Desautels, d'AGP, afin de vérifier la représentativité des échantillons des zones J, SW et 87 sur les échantillons de 3 000 et 800 kg. Les

conclusions d'AGP indiquent que la sélection des échantillons a correctement ciblé les zones qui constitueront la majeure partie des réserves qui seront finalement exploitées, et que les échantillons sont représentatifs de la distribution du tonnage. La représentativité des échantillons X22 n'a pas été vérifiée, car cette zone ne contribue qu'à hauteur de 10 % aux réserves et ne sera pas exploitée avant l'année 15.

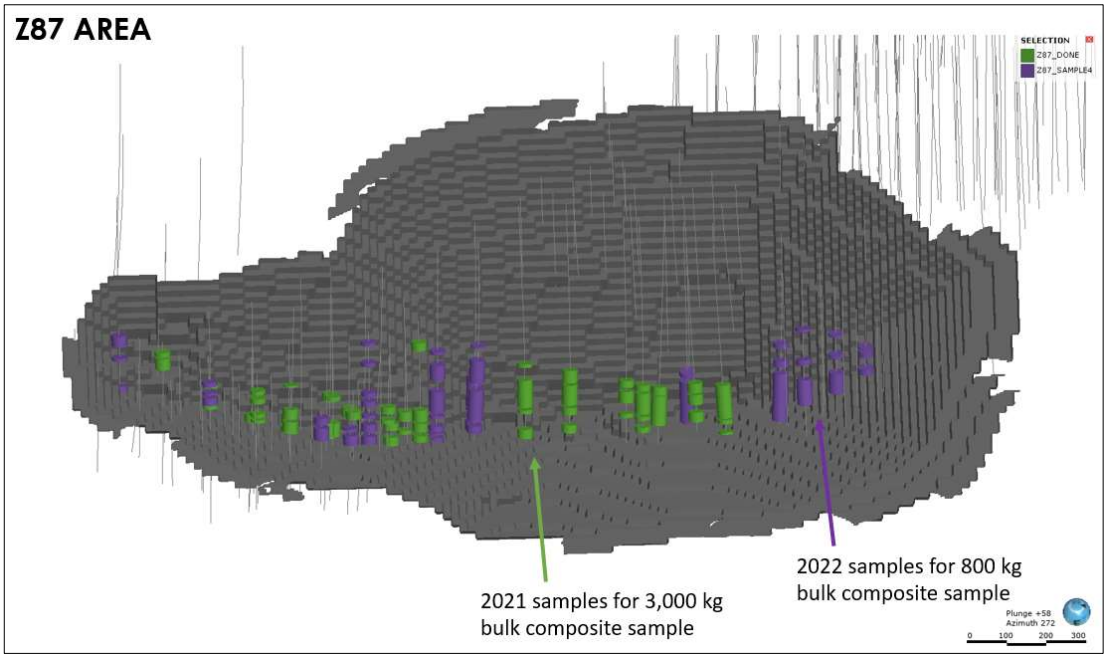
Les figures 13-1 à 13-5**Erreur ! Source du renvoi introuvable.** montrent l'emplacement des échantillons individuels utilisés pour former les échantillons composites en vrac pour les quatre zones.

Figure -131 : Emplacement des échantillons pour la zone J – Échantillons de 3 000 kg et 800 kg



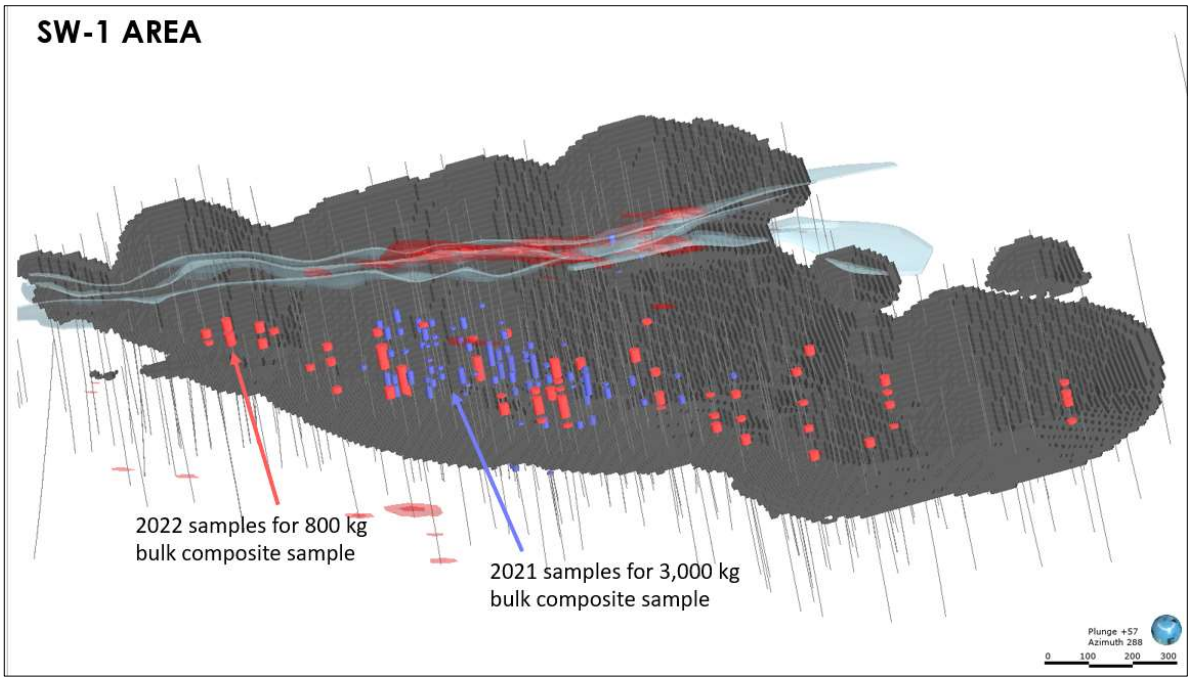
Source : Troilus (2023)

Figure -132 : Emplacement des échantillons de la zone 87 pour la zone J (échantillons de 3 000 kg et 800 kg)



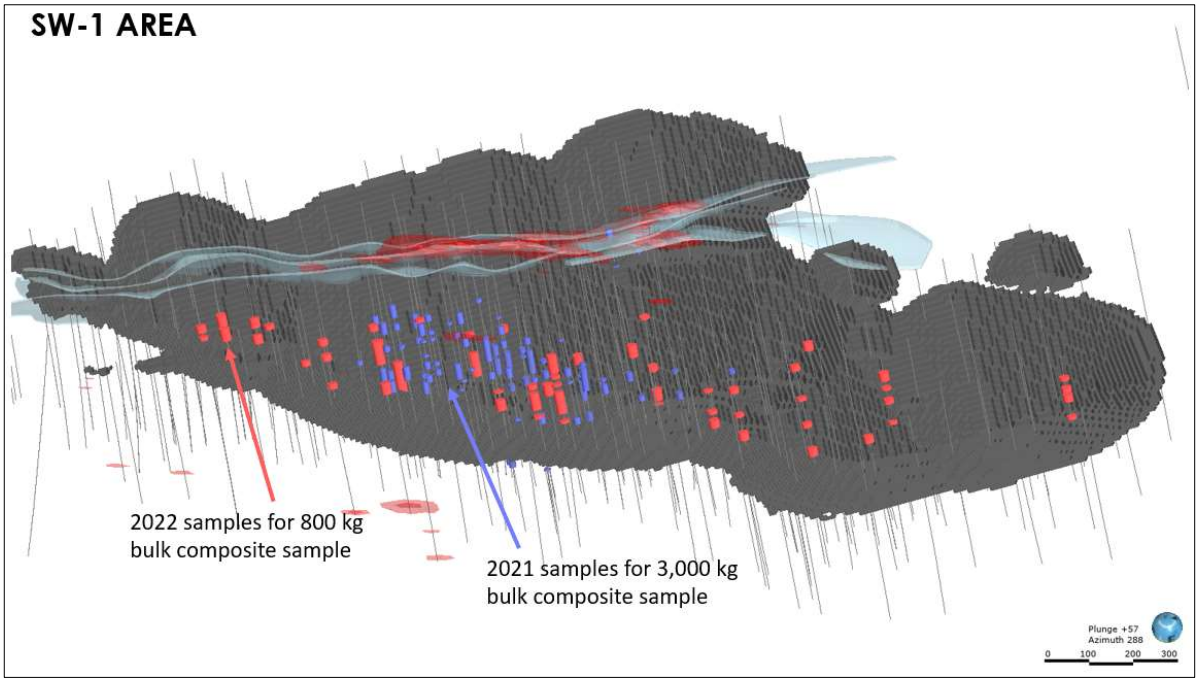
Source : Troilus (2023)

Figure -133 : Emplacement des échantillons SW-1 – échantillons de 3 000 kg et 800 kg



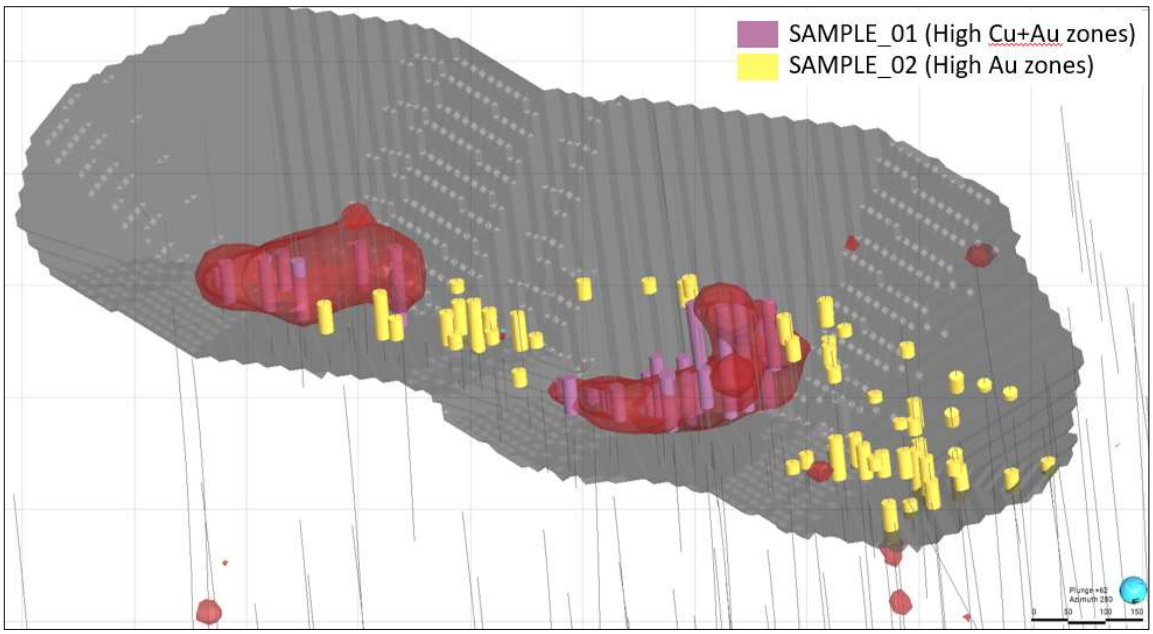
Source : Troilus (2023)

Figure -134 : Emplacement des échantillons SW-2 – échantillons de 3 000 et 800 kg



Source : Troilus (2023)

Figure -135 : Emplacement des échantillons pour la zone X22 1 et 2 – échantillons de 1 500 kg

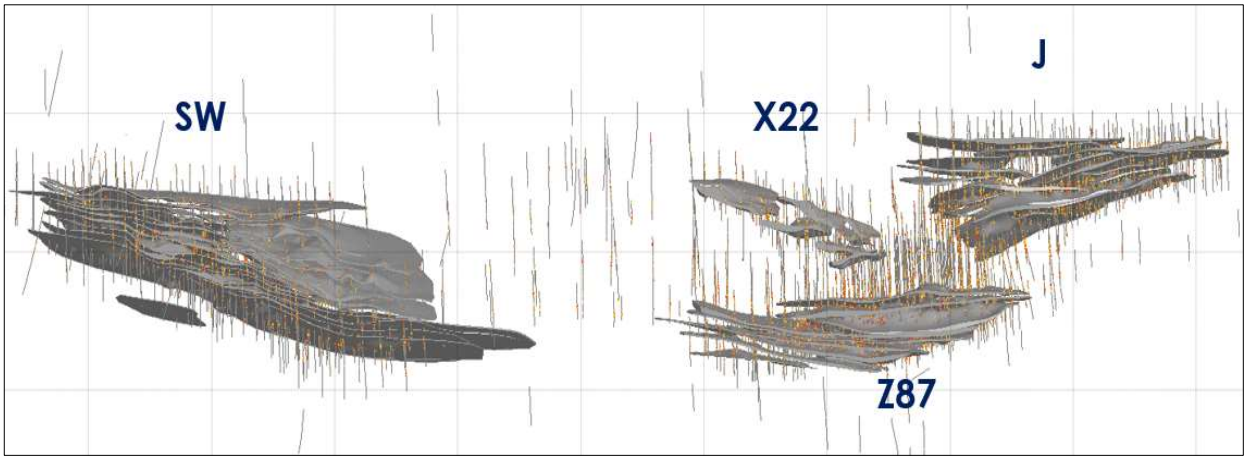


Source : Troilus (2023)

Dans le cadre du programme d'essais FS, un ensemble de 20 échantillons a également été sélectionné pour des essais de variabilité de la dureté. Les échantillons couvraient différentes lithologies des quatre zones, à savoir la diorite, la tonalite, les roches volcaniques intermédiaires, les roches felsiques

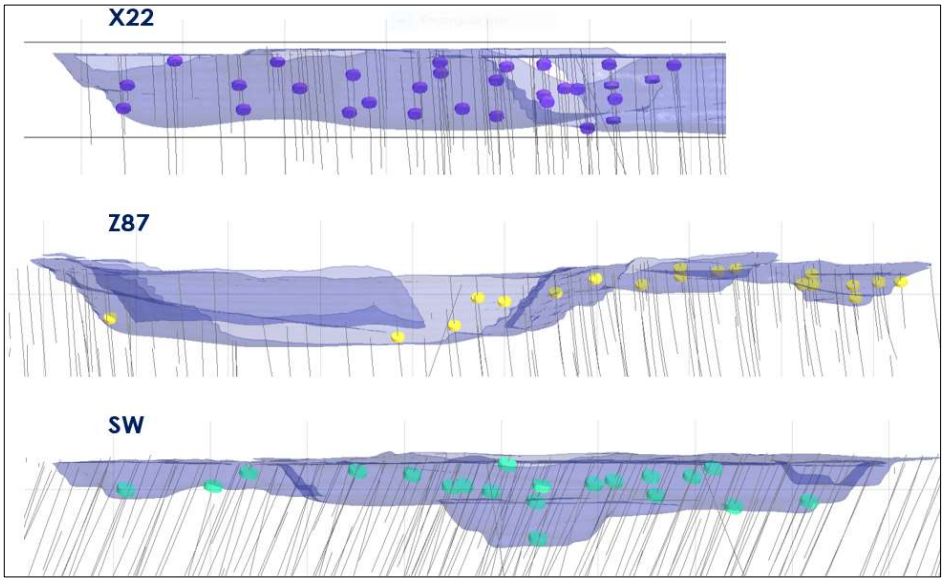
porphyriques, les brèches magnétiques et les roches volcaniques mafiques. Deux autres échantillons composites ont également été sélectionnés pour des essais HPGR. Le premier échantillon HPGR représente l'alimentation du broyeur de l'année 1 à 3 et le deuxième échantillon représente l'alimentation du broyeur LOM. Reportez-vous à la figure 13-6 pour une représentation spatiale des zones minéralisées pour lesquelles les échantillons de variabilité de la dureté ont été prélevés. Reportez-vous aux figures 13-7 et 13-8 pour connaître l'emplacement des échantillons HPGR.

Figure13 -6 : Zones minéralisées situées spatialement – Vue vers l'ouest



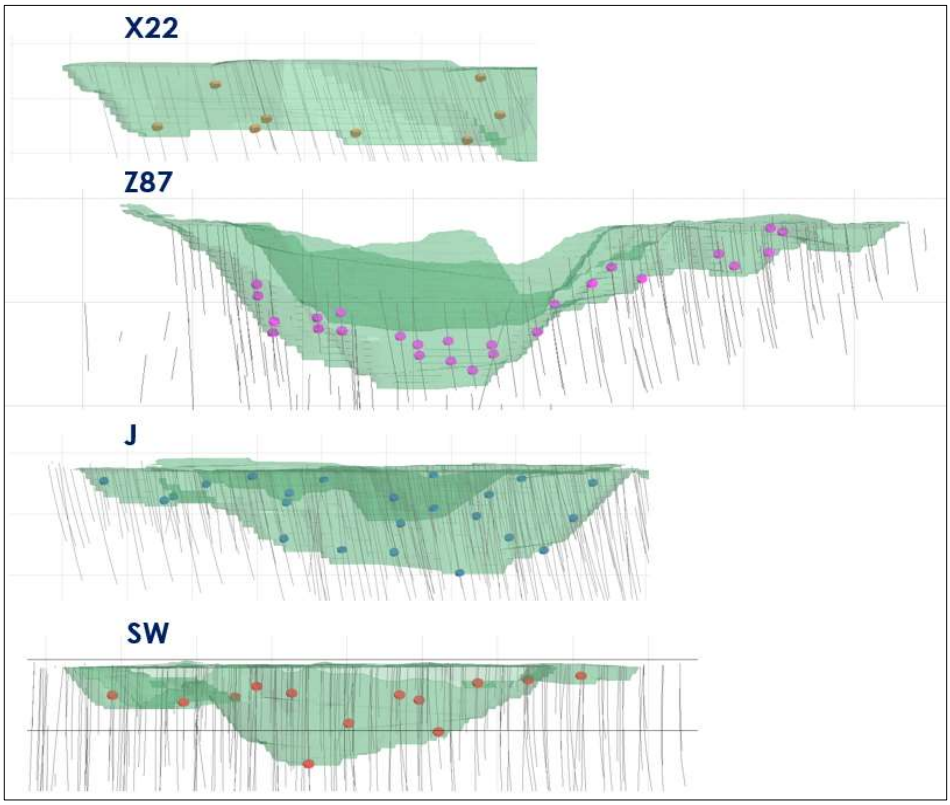
Source : Troilus (2023)

Figure -137 : Sélection d'échantillons de l'usine pilote HPGR – Échantillons des trois premières années d'alimentation du broyeur



Source : Troilus (2023)

13 s de la figure -8 : Sélection d'échantillons de l'usine pilote HPGR – Échantillons sur la durée de vie de la mine



Source : Troilus (2023)

13.4 Aperçu des essais métallurgiques

Les résultats des essais présentés dans les sections suivantes seront présentés dans l'ordre suivant :

- Essais de broyage :
  - SMC, abrasion et BWi chez JKTech en juillet 2021
  - SMC, abrasion et BWi sur des échantillons de variabilité chez Base Metallurgical Laboratories (Base Met) en 2023
  - Essais HPGR chez KCA en 2023 avec examen par J-Consultants Ltd.
  - SMC, abrasion et BWi sur des échantillons HPGR chez Hazen Research Inc. en 2023.
  - Essais d'abrasion ATWAL chez FLS en 2024.
- Essais de séparation par gravité
  - Essais E-GRG chez FLS de 2021 à 2024.
  - Lixiviation intensive par cyanuration sur concentré par gravité chez Base Met en 2021.
  - Prévisions de récupération par gravité à partir de la modélisation FLS.
- Essais de flottation en usine pilote à Eriez de 2021 à 2024.
- Essais supplémentaires sur des échantillons produits lors des essais en usine pilote à Eriez par Base Met de 2021 à 2024, comprenant :

- Analyse minéralogique de la charge de flottation et du concentré.
- Essais de lixiviation au cyanure sur les résidus plus propres.
- Essais de décantation sur les résidus de flottation.
- Essais de filtration sur le concentré de flottation.

- Essais de décantation à Pocock en 2020.
- Essais de comptabilisation acide-base et caractérisation géochimique d'échantillons provenant de l'essai pilote de l'usine Eriez avec l'équipe environnementale de Troilus.

13.5 Essais de broyage

13.5.1 JKTech – SMC, tests d'abrasion et d'indice de travail au broyeur à boulons (2021 - 2022)

Trois échantillons ont été soumis à JKTech via Base Met pour analyse SMC en juillet 2021. Un résumé des résultats est présenté dans le tableau 13-2.

13 s du tableau -2 : Résultats des tests de broyage (JKTech – juillet 2021)

Identifiant de l'échantillon	Indice de travail à la bille de Bond					RWi (kWh/t)	Indice d'abrasion	SMC A x b
	Tamis de fermeture (µm)	*F80* (µm)	*P80* (µm)	Gpb	BWi (kWh/t)			
Domaine SW	1	2 123	77	1,3	14,7	17,2	0,40	26
Zone 87	106	2 052	75	1,8	11,1	15,2	0,34	27
Zone J4/J5	106	1 869	79	1,9	11,2	13,7	0,20	30
Zone J4/J5	7	1 907	62	1,4	1			

D'après les valeurs SAG Mill Comminution (SMC) A x b indiquées dans le tableau 13-3, ces échantillons sont classés comme durs par rapport aux autres échantillons de la base de données JKTech. L'indice d'abrasion Bond des échantillons a été mesuré entre 0,20 et 0,40, ce qui indique que les échantillons sont modérément abrasifs au broyage au ballon. D'après les résultats BWi, les échantillons des zones Z87 et J4/J5 sont classés comme modérément tendres, tandis que l'échantillon de la zone SW est classé comme modérément dur en ce qui concerne le broyage au broyeur à boulets. Enfin, d'après les résultats RWi, tous les échantillons sont considérés comme modérément durs à durs en ce qui concerne le broyage au broyeur à barres.

13.5.2 Base Met Lab – SMC, tests d'indice de travail par abrasion et par broyage (2023)

Sous la direction d'OMC, un ensemble de 20 échantillons a été sélectionné et envoyé à Base Met pour des tests de variabilité de la dureté. Un résumé des tests de variabilité de la dureté est présenté dans le tableau 13-3.

Tableau13 -3 : Essais de variabilité de la dureté (Base Met, 2023)

Échantillons	Zone	Lithologie	Axb	BWi, kWh/t	Dwi kWh/m3	Mia, kWh/t	Mih, kWh/t	Mic, kWh/t	Ai, g
1	X22	Porphyrique felsique	30	11,6	9,2	24,4	19	9,9	0,3
2	X22	Diorite	29,5	13,6	9,7	24,9	19,9	10,3	0,3
3	X22	Tonalite	29,0	13,0	9,4	25,3	20,1	10,4	0,4

4	X22	Tonalite	31,6	13,2	8,7	23,6	18,4	9,5	0,4
5	87	Felsiques porphyriques	27,1	11,1	10	26,7	21,4	11,1	0,3
6	87	Felsiques porphyriques	28,7	10,4	9,7	25,2	20	10,4	0,3
7	87	Andésite basaltique	26	11,6	10,7	27,1	22	11,4	0,2
8	87	Andésite basaltique	27	12,6	10,5	26,3	21,3	11,0	0,2
9	87	Volcanisme intermédiaire	35,3	9,8	7,7	21,4	16,3	8,4	0,2
10	87	Volcanisme intermédiaire	34,8	9,6	7,9	21,7	16,6	8,6	0,3
11	J	Felsiques porphyriques	30,0	12,5	8,9	24,6	19,3	10,0	0,4
12	J	Mafia Volcanics	30,0	13,1	9,9	24,3	19,4	10,0	0,2
13	J	Andésite basaltique	32	10,2	9,5	23,1	18,3	9,5	0,3
14	J	Andésite basaltique	31,0	11,7	8,8	23,6	18,4	9,5	0,3
15	J	Volcans mafieux	30,0	10,4	10,0	24,3	19,5	10,1	0,3
16	J	Volcans mafieux	34,5	11,2	8,2	21,7	16,7	8,6	0,2
17	Sud-ouest	Felsiques porphyriques	25,7	16,2	10,6	28	22,7	11,8	0,4
18	Sud-ouest	Breccia magnétique	26	14,5	11,3	26,8	22	11,4	0,2
19	SW	Diorite	29,0	13,7	10,1	24,6	19,7	10,2	0,3
20	Sud-ouest	Volcans mafieux	24,0	18	12,5	28,5	23,9	12,4	0,4

D'après les résultats, tous les échantillons sont considérés comme « durs » lorsqu'ils sont représentés graphiquement par rapport à l'ensemble de la base de données JKTech.

13.5.3 Essais pilotes KCA - HPGR (2023)

Des essais de broyage à haute pression ont été réalisés sur des portions de matériau composite concassé à l'aide d'un HPGR à l'échelle pilote (unité PILOTWAL) chez Kappes, Cassiday & Associates (KCA) à Reno, dans le Nevada. Deux échantillons ont été soumis à des essais : Composite 01 – trois premières années d'alimentation du broyeur et Composite 02 – composite sur toute la durée de vie de la mine.

L'unité PILOTWAL installée dans les locaux de KCA est équipée de deux moteurs de 30 kW et de deux rouleaux à picots de 0,5 m de diamètre et 0,3 m de long. Le dimensionnement des HPGR a pour objectif de répondre aux exigences de débit et d'obtenir une finesse de produit donnée. Les paramètres clés sont le débit spécifique et la force de pression spécifique nécessaires pour obtenir le résultat de broyage souhaité.

Le programme d'essais mené chez KCA a été conçu pour déterminer l'influence de plusieurs paramètres sur le fonctionnement du HPGR et les produits obtenus. Lors des essais en passage unique, la force de broyage spécifique et la teneur en humidité de l'alimentation ont été variées. Des essais en

cycle fermé ont été réalisés afin de déterminer les performances de broyage en circuit fermé avec un tamis de 5,16 mm. Un résumé des essais réalisés avec le HPGR PILOTWAL est présenté dans le tableau 13-4.

Tableau13 -4 : Résumé des essais PILOTWAL HPGR

Échantillon KCA n°	Description	Essais HPGR	Test	HPGR N° du test	Test Alimentation, kg	Alimentation fraîche, kg	Tamisage	Pression hydraulique initiale, bar	Force spécifique, N/mm²	Humidité de l'alimentation	Humidité du produit
98601 A	Comp 01	Simple Pass	S1	98603	120	120	--	65	2,10	3	2,7
			S2	98604	140	140	--	105	3,38	3	2,9
			S3	98605	120	120	--	135	4,35	3	2,7
			S4	98606	120	120	--	105	3,43	1	1,4
			S5	98607	120	120	--	105	3,40	5	4,2
98601 A	Comp 01	Cycle verrouillé (5,16 mm)	S2.1	98604	14	1	35	105	3,38	3	2,9
			S2.2	98604	70	100	36	105	3,35	3	--
			S2.3	98604	70	100	35	105	3,35	3	3,1
98602 A	Comp 02	Simple Pass	S6	98608	120	120	--	65	2,12	3	3,2
			S7	98609	140	140	--	105	3,38	3	3,2
			S8	98610	120	120	--	135	4,39	3	2,9
			S9	98611	120	120	--	105	3,39	1	1,1
			S10	98612	120	120	--	105	3,35	5	4,1
98602 A	Comp 02	Cycle verrouillé (5,16 mm)	S7.1	98609	1	1	38	105	3,38	3	3,2
			S7.2	98609	70	100	35	105	3,32	3	--
			S7.3	98609	70	100	35	105	3,31	3	2,9

Remarque : le produit en cycle verrouillé a été tamisé à l'état humide en vue de son recyclage.

La distribution granulométrique des rejets a été déterminée après le premier et le troisième cycle afin d'identifier toute différence entre le fonctionnement en circuit ouvert et en circuit fermé du PILOTWAL. La distribution granulométrique des fractions surdimensionnées et sous-dimensionnées après le troisième cycle a été déterminée afin d'analyser les performances du tamis et de mesurer tout transfert important de fines dû à la formation d'un gâteau.

Pour les deux composites, les distributions granulométriques du matériau central entièrement pressé et du rejet total étaient similaires entre le premier et le troisième cycle de l'essai. L'analyse du tamisage des matières surdimensionnées du troisième cycle a montré un contournement du tamis inférieur à 5 %. Ces facteurs indiquent que la formation de gâteaux n'a pas posé de problème significatif pendant les essais.

En plus des essais réalisés chez KCA, certaines parties des échantillons composites ont été confiées à FLSmidth Mining Technologies GmbH en Allemagne pour des essais d'abrasion ATWAL, et à Hazen Research, Inc. pour des essais d'indice de liaison et des essais SMC.

13.5.4 FLSmidth – Essais d'abrasion par broyage à haute pression (2024)

Deux échantillons ont été envoyés via KCA à un centre de recherche FLS en Allemagne pour des essais d'abrasion ATWAL. Quatre essais ATWAL ont été réalisés sur les échantillons et les résultats sont résumés dans le tableau 13-5.

Tableau13 - Essais d'abrasion ATWAL sur le matériau «5 » (FLS, 2024)

Échantillon	Test	Taille de l'alimentation supérieure (mm)	Humidité (% H2O)	Force de broyage ($^{N/mm2}$)	Taux d'usure (g/t)
Comp 01 (98601A)	A	3,1	1	4	20,9
Comp 01 (98601A)	A2	3,15	3,0	4	25,5
Comp 02 (98602A)	A3	3,15	1	4	19,7
Comp 02 (98602A)	A4	3,15	3,0	4	23,7

D'après les résultats du tableau 13-5, l'échantillon « Comp 01 » a été classé comme « moyennement abrasif » à 1 % et à 3 % d'humidité. L'échantillon « Comp 02 » a été classé comme « faiblement / moyennement abrasif » à 1 % d'humidité et comme « moyennement abrasif » à 3 % d'humidité.

13.5.5 Hazen Research Inc. - Tests SMC et Bond Mill Work Index (2023)

Des échantillons HPGR ont été envoyés via KCA à Hazen Research Inc. pour des tests SMC, d'abrasion et BWi. Le tableau 13-6 présente un résumé des résultats obtenus sur les échantillons de tête HPGR et les produits HPGR. Les échantillons 98604H et 98609H n'étaient pas assez grossiers pour subir les tests SMC et d'abrasion et seuls les tests BWi ont été effectués pour ceux-ci. Par rapport aux échantillons de minerai, le produit HPGR a subi une légère réduction du BWi après avoir été traité par le HPGR. OMC a choisi d'être prudent et a utilisé les résultats pré-HPGR pour la conception du broyage.

Tableau13 -6 : Résultats des tests de broyage du produit HPGR

Hazen ID	ID client	Description de l'échantillon	BWi, kWh/t	Ai, g	SMC (A x b)
56011-1	98601 (Comp 1)	Échantillon de tête	1	0,372	27,3
56011-2	98602 (Comp 2)	Échantillon de tête	10,9	0,263	29,3
56011-3	98604 H	Produit HPGR	11	N/A	N/A
56011-4	98609 H	Produit HPGR	10,2	N	N

13.5.6 Examen indépendant du circuit HPGR par J-Consultants Ltd. (2023)

Troilus a engagé J-Consultants Ltd (JCL) pour l'assister dans le cadre du projet en tant qu'évaluateur tiers pour la conception du circuit de broyage et le programme d'essais. Le tableau 13-5 présente les résultats des essais pilotes évalués par JCL. Les essais préliminaires comprenaient 14 tests avec 2 composites différents, sous diverses forces de broyage spécifiques.

Les conclusions étaient les suivantes :

- Les résultats des essais HPGR ont permis d'estimer tous les paramètres intrinsèques afin que le modèle HPGR puisse être correctement calibré par rapport aux données empiriques.
- Les résultats des essais en cycle fermé n'ont pas été inclus dans l'analyse.
- Le M-dot s'est avéré être compris entre 290 et 305 (t· s)/(m3· h), ce qui est tout à fait typique pour ce type d'application, en mode circuit ouvert.
- Pour une capacité nominale de 50 ktpd, avec un temps de fonctionnement de 88 %, une unité HPGR de 3,0 m x 2,0 m serait tout à fait adaptée, fonctionnant toujours en dessous du maximum recommandé de 21 tr/min.
- Les charges circulantes se sont avérées conformes aux plages habituelles dans l'industrie, diminuant à mesure que l'ouverture du tamis augmente.

Tableau -137 : Résultats des essais pilotes HPGR

Sample	Comp 01	Comp 01	Comp 01	Comp 01	Comp 01	Comp 01	Comp 01	Comp 02	Comp 02	Comp 02	Comp 02	Comp 02	Comp 02	Comp 02
Test N°	S1 98603	S2.1 98604	S3 98605	S4 98606	S5 98607	S2.2 98604	S2.3 98604	S6 98608	S7.1 98609	S8 98610	S9 98611	S10 98612	S7.2 98609	S7.3 98609
Ore Hardness (Axb, SPI or BWI)														
Ore Density, t/m3	2.68	2.68	2.68	2.68	2.68	2.68	2.68	2.68	2.68	2.68	2.68	2.68	2.68	2.68
Roll Diameter, D, m	0.500	0.500	0.500	0.500	0.500	0.500	0.500	0.500	0.500	0.500	0.500	0.500	0.500	0.500
Roll Length, L, m	0.300	0.300	0.300	0.300	0.300	0.300	0.300	0.300	0.300	0.300	0.300	0.300	0.300	0.300
Peripheral Speed, m/s	0.200	0.200	0.200	0.200	0.200	0.200	0.200	0.200	0.200	0.200	0.200	0.200	0.200	0.200
Rotational Speed	7.64	7.64	7.64	7.64	7.64	7.64	7.64	7.64	7.64	7.64	7.64	7.64	7.64	7.64
Sp. Grinding Force, Newton/mm2	2.10	3.38	4.35	3.43	3.40	3.35	3.35	2.12	3.38	4.39	3.39	3.35	3.32	3.31
Compression Force, kNewton	314	506	653	515	510	502	503	318	507	658	508	502	497	496
Friction Coefficient, μ	0.0738	0.0677	0.0682	0.0687	0.0683	0.0658	0.0642	0.0752	0.0691	0.0688	0.0695	0.0695	0.0651	0.0658
Net Power Draw, kW	9.29	13.72	17.80	14.16	13.92	13.21	12.92	9.56	14.02	18.11	14.14	13.96	12.95	13.07
Critical Compression Angle, α_c	8.07	7.55	7.38	7.64	7.60	7.20	7.24	8.06	7.52	7.26	7.64	7.60	7.17	7.20
Operational Gap, mm	15.43	13.60	13.01	13.89	13.76	12.40	12.53	15.39	13.47	12.60	13.89	13.75	12.29	12.40
Extrusion/Slippage Factor	1.16	1.28	1.33	1.29	1.27	1.28	1.27	1.16	1.29	1.36	1.29	1.29	1.33	1.32
HRC Grinding Capacity, t/h (wet)	9.06	8.83	8.73	8.95	8.96	8.08	8.09	9.09	8.83	8.69	8.90	9.08	8.31	8.27
Feed Moisture, %	2.68	2.86	2.66	1.36	4.16	3.09	3.09	3.23	3.22	2.88	1.09	4.11	2.93	2.93
HRC Grinding Capacity, t/h (dry)	8.82	8.58	8.50	8.83	8.58	7.83	7.84	8.80	8.55	8.44	8.80	8.70	8.06	8.02
Mdot (wet)	**302.0**	**294.5**	**290.9**	**298.3**	**298.5**	**269.3**	**269.8**	**303.1**	**294.4**	**289.7**	**296.7**	**302.6**	**276.9**	**275.6**
Specific Energy, kWh/t	1.05	1.60	2.10	1.60	1.62	1.69	1.65	1.09	1.64	2.15	1.61	1.60	1.61	1.63
Ore Density, rs, ton/m3	2.68	2.68	2.68	2.68	2.68	2.68	2.68	2.68	2.68	2.68	2.68	2.68	2.68	2.68
Bulk Voids, %	35.00	35.00	35.00	35.00	35.00	35.00	35.00	35.00	35.00	35.00	35.00	35.00	35.00	35.00
Cake Voids, %	15.00	15.00	15.00	15.00	15.00	15.00	15.00	15.00	15.00	15.00	15.00	15.00	15.00	15.00
App. Density, rap, ton/m3	1.790	1.793	1.790	1.766	1.818	1.798	1.798	1.800	1.800	1.794	1.761	1.817	1.795	1.795
App. Density, rc, ton/m3	2.341	2.345	2.340	2.309	2.377	2.351	2.351	2.354	2.354	2.346	2.303	2.376	2.347	2.347
Screen Opening, mm	5.16	5.16	5.16	5.16	5.16	5.16	5.16	5.16	5.16	5.16	5.16	5.16	5.16	5.16
O'Size, % of Feed	31.59	34.71	23.86	21.47	25.16	35.89	34.60	31.25	37.77	24.78	29.75	31.84	35.41	35.29
U'Size, % of Feed	68.41	65.29	76.14	78.53	74.84	64.11	65.40	68.75	62.23	75.22	70.25	68.16	64.59	64.71
Circ. Load Ratio	0.462	0.532	0.313	0.273	0.336	0.560	0.529	0.455	0.607	0.329	0.424	0.467	0.548	0.545
SELECTION FUNCTION (SIMPLIFIED MODEL)														
alpha0	0.01024	0.00821	0.00714	0.00963	0.00889		0.00808	0.01147	0.00980	0.00803	0.00869	0.00823		0.00985
alpha1	0.499	0.499	0.499	0.499	0.499		0.499	0.489	0.489	0.489	0.489	0.489		0.489
alpha2	1.939	1.939	1.939	1.939	1.939		1.939	2.314	2.314	2.314	2.314	2.314		2.314
Dcrit	14000	14000	14000	14000	14000		14000	14000	14000	14000	14000	14000		14000

13.6 Séparation par gravité

13.6.1 Essais de récupération par gravité FLSmidth (, 2021-2022)

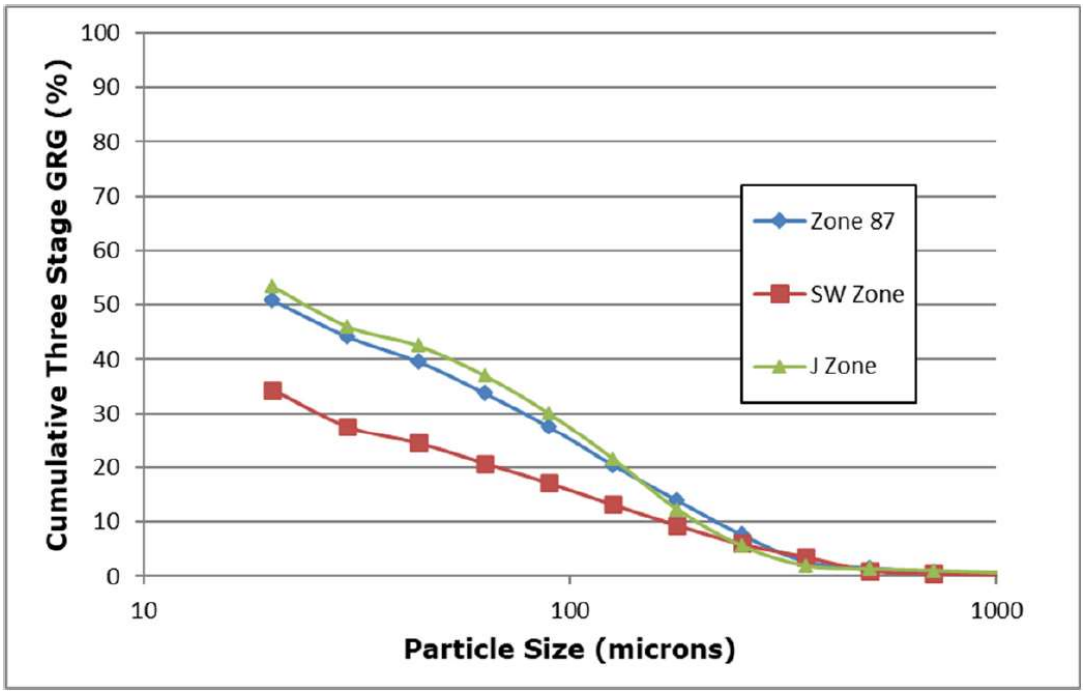
FLSmidth a reçu trois échantillons d'Eriez pour réaliser les essais E-GRG pour les zones J, SW et 87. Les essais E-GRG sont basés sur une réduction progressive de la taille des particules afin de permettre la récupération de l'or tout en minimisant le surbroyage. Les résultats sont présentés pour la récupération globale de l'or et la valeur E-GRG en fonction de la distribution granulométrique.

Les résultats globaux de la récupération par gravité pour chaque zone sont présentés dans le tableau 13-8 et la figure 13-9. Les échantillons testés ont été broyés à une taille finale différente de celle de l'usine, qui est de 75 µm. Une correction a donc été effectuée pour prédire le GRG au niveau du cyclone $_{P80}$ de l'usine.

Tableau13 - Valeurs GRG de l'8 e pour la zone J, la zone SW et la zone 87 (FLS, 2021 - 2022)

Échantillon de minerai	GRG corrigé (	Test $_{P80}$ (µm)	GRG testé (
Zone J	53,5	73	54
Zone SW	34,4	80,0	34,6
Zone 87	51,0	103,0	47

Figure -139 Distribution granulométrique du GRG pour la zone J, la zone SW et la zone 87 (FLS, 2021 - 2022)



Source : FLS (2022)

Tous les concentrés provenant des trois zones ont été classés sur l'échelle d'Amira comme étant de taille modérée à grossière.

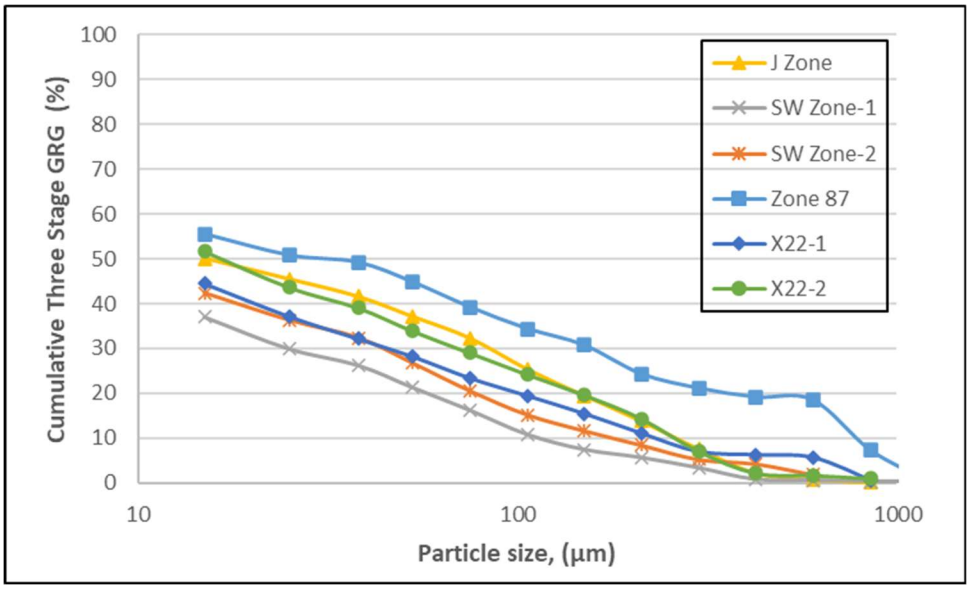
13.6.2 Essais de récupération par gravité FLSmidth (2023, 2024)

FLSmidth a reçu six échantillons d'Eriez afin de réaliser les essais E-GRG pour les zones J, SW1, SW2, 87, X22-1 et X22-2. Les résultats sont présentés dans le tableau 13-9 et la figure 13-10. Les échantillons J et SW ont été surbroyés à -20 mesh par Eriez (-10 mesh étant la procédure standard), mais l'impact sur la récupération du GRG était insignifiant.

Tableau13 -9 : Valeurs GRG pour J, SW1, SW2, 87, X22-1 et X22-2 (FLS, 2023-2024)

Échantillon de minerai	Test $_{P80}$ (µm)	Valeur GRG
Zone J	73	50,1
Zone SW 1	73	37,1
Zone SW 2	63	42,3
Zone 87	73	55,5
X22-1	77	44,5
X22-2	81	51,7

Figure -1310 Distribution granulométrique GRG pour J, SW1, SW2, 87, X22-1 et X22-2 (FLS, 2023 – 2024)



Source : Lycopodium (2024)

Les concentrés gravimétriques provenant de toutes les zones ont été classés sur l'échelle Amira comme étant de taille modérée à grossière/très grossière. Les essais effectués sur les nouveaux échantillons montrent que les taux de récupération des GRG étaient cohérents et similaires aux résultats des essais E-GRG précédents dans toutes les zones. Cependant, l'échantillon de la zone 87 a produit une distribution des GRG nettement plus grossière que les résultats des essais E-GRG précédents.

13.6.3 Laboratoire métallurgique de base - Essais de lixiviation intensive sur les concentrés Knelson

Des essais de lixiviation intensive ont été réalisés par Base Met Lab sur trois concentrés gravimétriques ; toutefois, les résultats n'ont jamais été utilisés, Troilus ayant opté pour une exploitation sans cyanure.

La concentration gravimétrique sera donc réalisée à l'aide de tables vibrantes plutôt que par lixiviation intensive au cyanure.

13.6.4 Modélisation de la récupération par gravité

FLSmidth a fourni une modélisation de la récupération par gravité pour les trois zones minéralisées (J, SW et 87) sur la base des essais E-GRG réalisés entre 2021 et 2023. La modélisation gravimétrique de la zone X22 est toujours en cours, mais la récupération gravimétrique de l'or devrait être similaire à celle de la zone J. La modélisation a été réalisée sur la base de la récupération gravimétrique dans le circuit de broyage primaire et le circuit de rebroyage à l'aide de concentrateurs centrifuges Knelson et de tables vibrantes.

Les résultats de la modélisation de la récupération par gravité pour le circuit de broyage primaire sont présentés dans le tableau 13-10.

Tableau13 -10 Résultats de la modélisation de la récupération par gravité pour le circuit de broyage primaire

Zone minéralisée	Solides t/h traités	Nombre d'unités	% de charge en circulation traitée	Emplacement de l'alimentation vers la gravité	Récupération de l'or par gravité % à l'efficacité de la table		Masse concentrée (kg)
					Faible	Élevée	
J	1 600	2 x QS70	26,8	Cyclone U/F	17,2	23	14 400
SW	1 600	2 x QS70	26,8	Cyclone U/F	10,8	12,4	14 400
87	1 600	2 x QS70	26,8	Cyclone U/F	18,2	25,0	14 400

Les résultats de la modélisation de la récupération par gravité pour le circuit de rebroyage sont présentés dans le tableau 13-11. Les prévisions de FLSmidth ont été établies sur la base d'un circuit de rebroyage ouvert.

Tableau -1311 Résultats de la modélisation de la récupération par gravité pour le circuit de rebroyage

Zone minéralisée	Solides t/h traités	Nombre d'unités	Récupération gravimétrique de l'or en %
J	165	2 x QS48	3
SW	165,7	2 x QS48	2,5
87	165,7	2 x QS48	3

Il convient de noter que la conception réelle du futur circuit gravitaire diffère légèrement de celle modélisée en termes de taux de traitement des solides. Cependant, les résultats de FLSmidth présentés dansTableau13 -10 etTableau -1311 constituent de bonnes indications de ce qui sera réellement réalisable avec le circuit à table vibrante.

13.7 Essais de flottation

Troilus a retenu les services d'Eriez pour effectuer des essais à l'échelle réduite et en usine pilote à partir des trois échantillons composites en vrac de 3 000 kg provenant des zones J, SW et 87 pour le programme d'essais de 2021. D'autres essais ont ensuite été réalisés sur des échantillons supplémentaires de 800 kg et 1 500 kg provenant respectivement des zones J, SW, 87 et X22, lorsque

les ressources ont été augmentées pendant la phase d'étude de faisabilité. Deux petits échantillons provenant de la zone X22 (150 kg chacun) ont également été soumis à Eriez pour des essais préliminaires de flottation.

L'objectif du programme pilote d'Eriez était de maximiser le rendement de récupération des métaux en définissant les conditions d'exploitation optimales (taille de broyage, ajouts de réactifs, pH et potentiel d'oxydation) pour le traitement du minerai provenant de chacune des zones. Parmi les autres objectifs figuraient la production d'une quantité suffisante de concentré final pour permettre la caractérisation chimique et la production d'autres produits intermédiaires destinés à des essais supplémentaires par Base Met, qui sont décrits dans le document**Erreur ! Source du renvoi introuvable.** . En raison de la faible teneur en cuivre des gisements, de grands échantillons d'alimentation ont été nécessaires afin de disposer d'une quantité suffisante de matière pour le fonctionnement en circuit fermé du nettoyeur.

Le tableau 13-12**Erreur ! Source du renvoi introuvable.** présente les détails des essais pilotes réalisés à Eriez.

Tableau13 - Essais pilotes à l'usine pilote d'Eriez, dans le cadre du projet 12

Zone d'échantillonnage	Masse	Étude de broyage R/S	Broyage en vrac	Gravité	Colonne R/S	Colonne R/S Étude sur le concassage	Nettoyage en colonne	Circuit ouvert	Circuit fermé
J J	3 000 kg 800 kg	✓ ✓	✓ ✓	✓	✓ ✓	✓ ✓	✓	✓ ✓	✓
SW SW SW (As)	3 000 kg 800 kg 800 kg	✓ ✓ ✓	✓ ✓ ✓	✓	✓ ✓ ✓	✓ ✓ ✓	✓	✓ ✓ ✓	✓
87 87	3 000 kg 800 kg	✓ ✓	✓ ✓	✓	✓ ✓	✓ ✓	✓	✓ ✓	✓
X22-1 X22-1 X22-2 X22-2	1 500 kg 150 kg 1 500 kg 150 kg	✓ ✓ ✓ ✓	✓ ✓ ✓ ✓		✓ ✓ ✓ ✓	✓ ✓ ✓ ✓	✓ ✓	✓ ✓ ✓ ✓	✓ ✓

Les essais Eriez ont été réalisés à l'aide d'une combinaison d'essais à l'échelle réduite avec des cellules mécaniques afin d'établir les conditions de flottation optimales, suivis d'une opération en colonne dans une usine pilote utilisant un broyage en circuit fermé pour produire un concentré grossier/de récupération. Un circuit gravitaire a été inclus uniquement pour les échantillons de 3 000 kg pour les zones J, SW et 87. Voir les figures 13-11, 13-12 et 13-13 pour plus de détails. Cette phase des essais a permis d'obtenir un concentré Knelson (pour les échantillons de 3 000 kg uniquement), un concentré R/S et des résidus de récupération.

Figure -1311 Circuit de récupération par gravité et broyeur à boulets de l'usine pilote Eriez



Source : Eriez (2023)

Figure -1312 Colonne de roughing de 4 pouces et colonne de lavage de 3 pouces de l'usine pilote Eriez



Source : Eriez (2023)

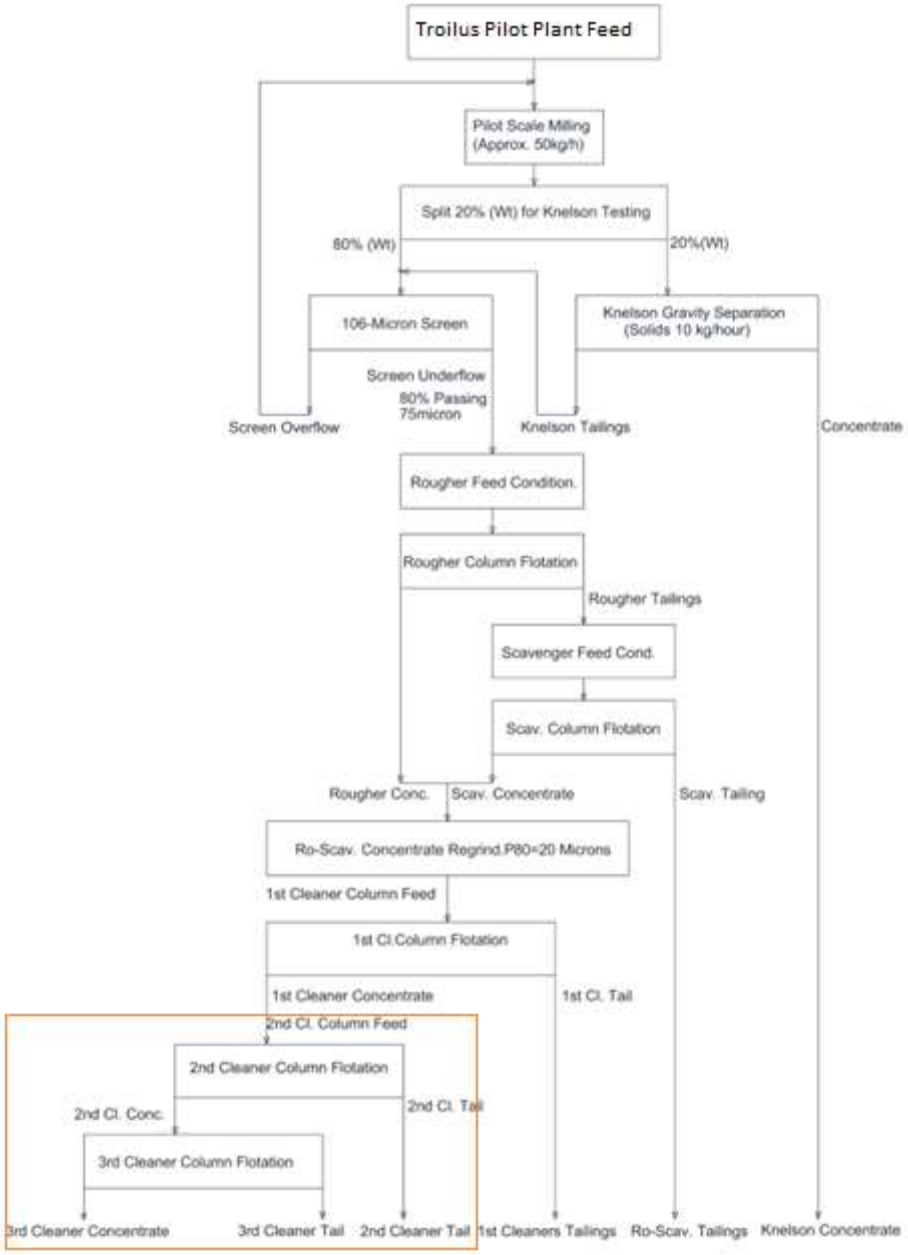
Figure -1313 Colonne de nettoyage Eriez Pilot Plant 4 pouces (1er nettoyage), 3 pouces (2e nettoyage) et 2 pouces (3e nettoyage)



Source : Eriez (2023)

Pour les essais correspondant aux échantillons de 3 000 kg, un schéma du circuit de broyage, de gravitation et de classification, du circuit R/S et du circuit de nettoyage est présenté dans les figures 13-14. Dans ce schéma, le circuit de nettoyage est en configuration ouverte pour l'échantillon J-Zone et en circuit fermé pour les échantillons SW et 87, comme indiqué dans l'encadré.

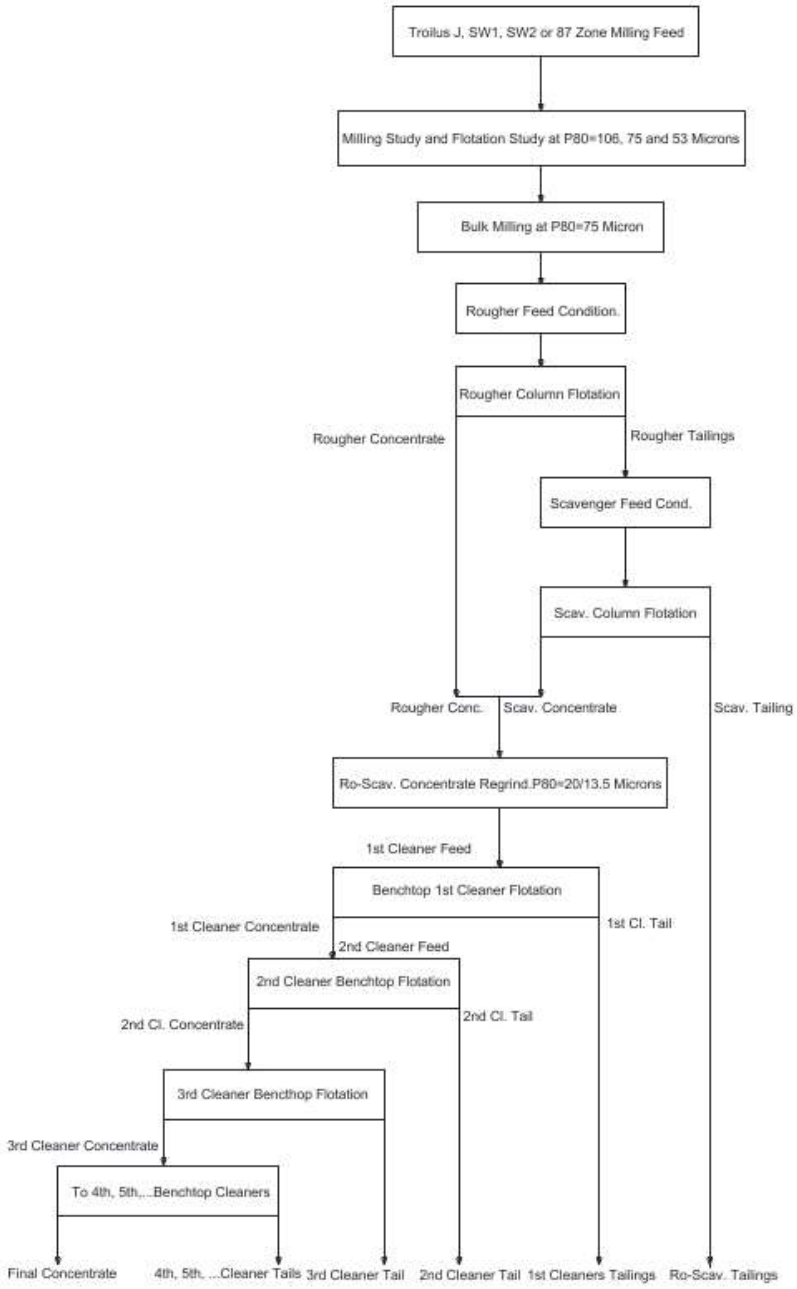
Figure -1314 Schéma de l'usine pilote pour les échantillons J, SW et 87 Zone 3 000 kg



Source : Eriez (2023)

Pour les essais correspondant aux échantillons de 800 kg, un schéma du circuit de broyage, de R/S et de nettoyage est présenté dans les figures 13 à 15.

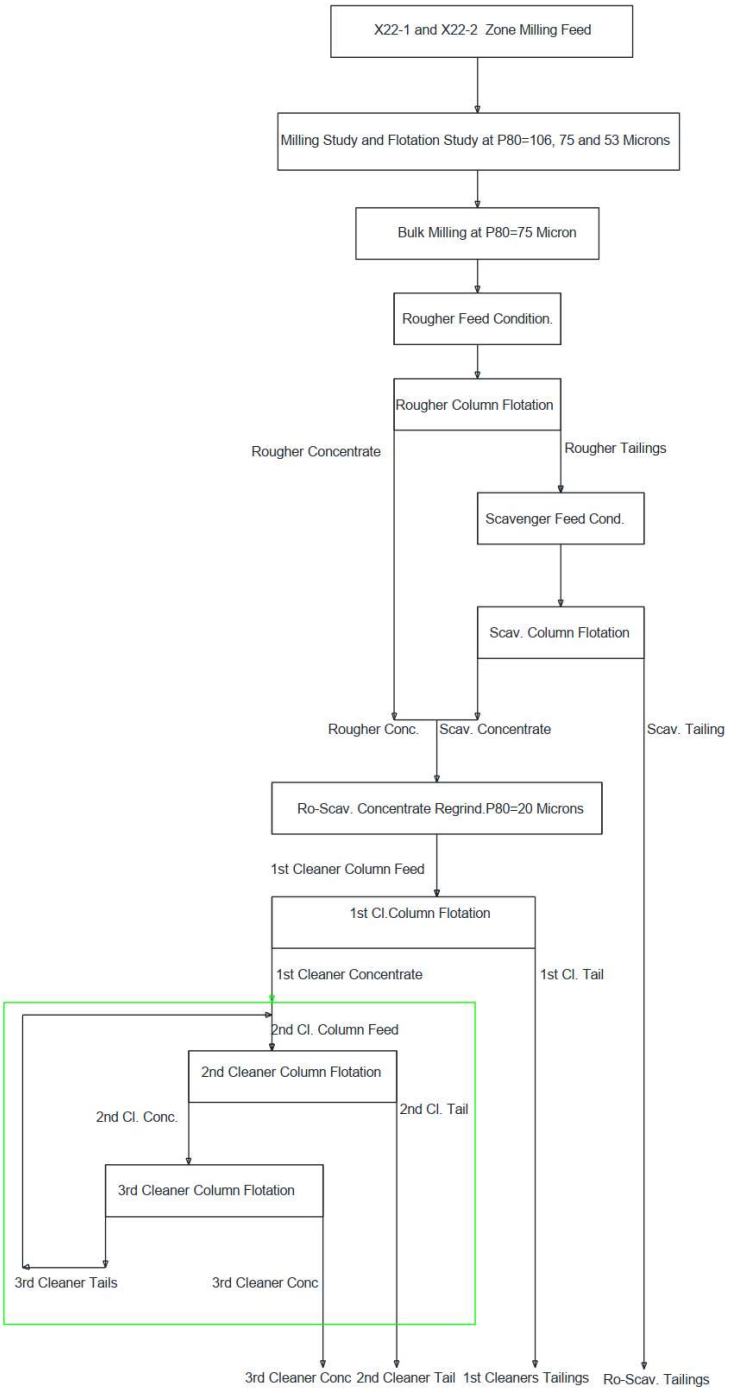
Figure -1315 Schéma des essais pour les échantillons J, SW1, SW2 et 87 Zone de 800 kg



Source : Eriez (2023)

Pour les essais correspondant aux échantillons de 1 500 kg pour X22, un schéma du circuit de broyage, de R/S et de nettoyage est présenté à la figure 13-16.

Figure -1316 Schéma des essais pour X22 Zone 1 500 kg d'échantillons



Source : Eriez (2023)

Les résultats des essais réalisés dans l'usine pilote d'Eriez sont présentés dans les sections suivantes.

13.7.1 Résultats des essais Eriez pour les zones J, SW et 87 (échantillons de 3 000 kg)

Les résumés des résultats des essais réalisés dans l'usine pilote d'Eriez sur des échantillons de 3 000 kg sont présentés dans les tableaux 13-13, 13-14 et 13-15 pour les zones J, SW et 87, respectivement.

Tableau13 -13 : Résultats de flottation J-Zone Knelson & Pilot Column Rougher-Scavenger-Cleaner

Courants	Distribution de masse	Analyses				Distribution (%)		
		Cu (	Fe (	Au (mg/kg)	Ag (mg/kg)	Cu	Au	Ag
Tel que reçu Aliment broyé	10	0,06	3,38	0	0,85	100,00	100,00	100,00
Knelson Feed	20,00	0,06	3,38	0,50	0,85	20,00	20,00	20,00
Knelson Conc.	0,18	0,16	9,48	36,74	9,69	0,48	13,23	2,05
Knelson Tail	19,82	0,06	3,32	0,17	0,77	19,52	6,77	17,95
Cal. Knelson non traité Ro Feed	80,00	0,060	3,38	0,5	0,852	80,00	80,00	80,00
Alimentation du grubleur de colonne	99,82	0,06	3,36	0,43	0,84			
Colonne Ro Conc	3,47	1,59	23,00	11,15	21,44	92,66	77,51	87,43
Colonne Ro Tail	96,35	0,00	2,66	0,05	0,09			
Concentration de gaz résiduel dans la colonne	2,23	0,11	5,47	0,87	2,09	4,29	3,89	5,48
Colonne Scav Tail	94,12	0,00	2,59	0,03	0,05	2,57	5,36	5,04
Comb. Knelson Conc et Col. Conc	5,88			8,04		97,43	94,63	94,96
Colonne combinée Ro-Scav. Conc.	5,70	1,01	16,14	7,13	13,87	96,94	81,40	92,91
Nettoyants Colonne de flottation								
1ère alimentation	5,70	1,0	16,14	7,13	13,87	96,94	81,40	92,91
1ère classe, queue	4,67	0,01	11,91	0,06	0,19	0,84	0,51	1,03
1ère classe Conc	1,03	5,54	35,26	39,13	75,75	96,11	1,10	91,88
2e classe, queue	0,37	0,36	25,74	0,37	4,39	2,20	2,82	1,90
2e classe Conc	0,66	8,43	40,56	60,70	115,48	93,90	7,97	89,97
3e classe, queue	0,27	0,87	37,44	1,69	10,21	3,95	2,99	3,23
3e classe Conc	0,39	13,59	42,70	101,00	187,35	89,96	79,71	86,75
Comb. Knelson Conc & Column Conc	0,57	9,38	32,29	80,86	131,67	90,44	92,94	88,80

En termes de performances de flottation, l'essai pilote a été un succès pour la zone J, avec un taux de récupération global dans le concentré final (sur la base de la charge broyée telle que reçue) de 90,44 %, 92,94 % et 88,80 % pour le cuivre, l'or et l'argent, respectivement. Les taux de récupération combinés du circuit de flottation grossière et de nettoyage pour le cuivre, l'or et l'argent (sur la base de la charge broyée Knelson telle que reçue) étaient d'environ 89,96 % pour une teneur en cuivre de 13,6 %, 79,71 % pour une teneur en or de 101,0 g/t et 86,75 % pour une teneur en argent de 187,4 g/t, respectivement. La moyenne pondérée combinée de la zone J des résidus de flottation a été calculée à 0,006 % Cu, 0,035 g Au/t et 0,096 g Ag/t. Les doses combinées du collecteur KAX 51, du collecteur SPRI 206 et du dépresseur Na2SO3, basées sur l'alimentation du collecteur, étaient d'environ 59 g/t, 33 g/t et 300 g/t, respectivement.

Tableau13 -14 : Zone SW Knelson & colonne pilote Résultats de flottation avec collecteur-scavenger-nettoyeur

Courants		Analyses	Distribution (%)

	Répartition de la masse	Cu (%)	Fe (%)	Au (mg/kg)	Ag (mg/kg)	Cu	Au	Ag
Knelson Feed (tête)	20	0,07	3,93	0,6	1,16	20	20	20
Knelson Conc.	0,20	0,18	18,64	20,77	21,97	0,56	6,22	3,75
Queue Knelson	19,80	0	3,79	0,46	0,96	19,44	13,78	16,25
Cal. Knelson non traité Ro Feed	80,00	0,07	3,9	0,6	1,16	80,00	80,00	80,00
Alimentation du bruteur de colonne	99,80	0,07	3,90	0,62	1,12			
Colonne Ro Conc	3,73	1,62	13,76	14,75	25,37	91,76	82,84	81,25
Colonne Ro Tail	96,07	0,01	3,52	0,08	0,18			
Concentration de gaz résiduel dans la colonne	1,00	0,32	4,85	2,71	8,13	4,89	4,07	6,96
Colonne arrière	95,08	0,002	3,51	0,05	0,10	2,79	6,87	8,04
Comb. Knelson Conc et Col. Conc	4,92			12,55		97,21	93,13	91,96
Colonne combinée Ro-Scav. Conc.	4,73	1,34	11,88	12,21	21,7	96,66	86,91	88,21
Nettoyants Flottation en colonne								
1ère alimentation	4,73	1,34	11,88	12,21	21,73	96,66	86,91	88,21
1ère classe Conc	1,09	5,80	21,57	52,56	94,10	96,10	86,13	87,92
1ère classe, queue	3,64	0,01	8,98	0,14	0,09	0,55	0,03	0,28
2e Cl. Queue	0,69	0	13,62	3,92	3,76	2,62	2,39	2,23
3e classe Conc	0,40	15,47	35,43	137,24	251,35	93,48	82,05	85,69
Comb. Knelson Conc & Column Conc	0,60	10,37	29,82	98,38	174,81	94,04	88,27	89,44
Combiné final arrière	99,40	0,004	3,78	0,08	0,12	5,96	11,73	10,56

Tout comme l'échantillon de la zone J, la zone SW a donné de bons résultats lors de l'essai pilote. Un taux de récupération global (basé sur la charge broyée telle que reçue) de 94,0 %, 88,3 % et 89,4 % a été obtenu pour le cuivre, l'or et l'argent, respectivement. Les taux de récupération combinés du circuit de flottation grossière et de nettoyage pour le cuivre, l'or et l'argent (basés sur la charge Knelson broyée telle que reçue) étaient d'environ 93,5 % pour une teneur en cuivre de 15,5 %, 82,1 % pour une teneur en or de 137,2 g/t et 85,7 % pour une teneur en argent de 251,4 g/t, respectivement. La moyenne pondérée combinée des résidus de flottation de la zone SW a été calculée à 0,004 % Cu, 0,08 g Au/t et 0,12 g Ag/t. Les doses combinées de collecteur KAX 51, SPRI 206 et de dépresseur Na2SO3, basées sur l'alimentation du collecteur, étaient d'environ 60,3 g/t, 40,7 g/t et 200 g/t, respectivement.

Tableau13 -15 : Zone 87 Knelson & Pilot Column Résultats de flottation avec collecteur-épurateur-nettoyeur

Courants	Répartition de masse (%)	Essais				Distribution (%)		
		Cu (%)	Fe (%)	Au (mg/kg)	Ag (mg/kg)	Cu	Au	Ag
Knelson Feed (tête)	20	0,070	3,235	0,643	0,298	20,00	20,00	20,00
Knelson Conc.	0,12	0,429	16,234	44,767	29,767	0,73	8,38	12,03
Queue Knelson	19,88	0,068	3,156	0,376	0,119	19,27	11,62	7,97
Cal. Knelson non traité Ro Feed	80	0,07	3,235	0,643	0,298	80,00	80,00	80,00
Alimentation du bruteur de colonne	99,88	0,070	3,219	0,590	0,262			
Colonne Ro Conc	2,35	2,826	19,980	24,333	10,504	94,59	89,06	83,02
Colonne Ro Tail	97,53	0,003	2,814	0,017	0,015			

Concentration de balayage de colonne	0,56	0,377	5,029	1,496	0,114	3,00	1,30	0,21
Colonne arrière	96,97	0,00	2,802	0,008	0,015	1,67	1,27	4,73
Comb. Knelson Conc et Col. Conc	3,03			20,933		98,33	98,73	95,27
Colonne combinée Ro-Scav. Conc.	2,91	2,356	17,109	19,948	8,509	97,59	90,36	83,24
Nettoyants Flottation en colonne								
1ère classe d'alimentation	2,91	2,356	17,109	19,948	8,509	97,59	90,36	83,24
1ère classe Conc	0,76	8,894	25,305	74,542	33,226	96,06	88,05	82,21
1ère Cl. Arrière	2,15	0,050	14,218	0,690	0,143	1,53	0,03	1,03
2e Cl. Queue	0,38	0,174	20,480	1,649	1,179	0,93	2,38	1,49
3e classe Conc	0,38	17,431	30,029	145,912	62,625	95,13	87,08	80,72
Comb. Knelson Conc & Column Conc	0,50	13,372	26,736	121,768	54,782	95,87	95,46	92,75
Combiné final arrière	99,50	0,003	3,115	0,029	0,022	4,13	4,54	7,25

Le composite de la zone 87 a également donné de bons résultats dans l'usine pilote, comme prévu. Pour l'échantillon de minerai de la zone 87 (matière broyée telle que reçue), un taux de récupération global de 95,87 %, 95,46 % et 92,75 % a été obtenu respectivement pour le cuivre, l'or et l'argent. Les taux de récupération combinés du circuit de flottation grossière et de nettoyage pour le cuivre, l'or et l'argent (sur la base de la charge Knelson broyée telle que reçue) étaient d'environ 95,13 % pour une teneur en cuivre de 17,43 %, 87,08 % pour une teneur en or de 145,9 g/t et 80,72 % pour une teneur en argent de 62,6 g/t, respectivement. Les doses combinées de collecteur KAX 51, de collecteur SPRI 206 et de dépresseur Na2SO3, basées sur l'alimentation du rougher, étaient d'environ 51 g/t, 28 g/t et 100 g/t, respectivement.

Il convient de noter que la récupération par gravité Knelson obtenue dans le cadre de ce programme d'essais pilotes était inférieure à celle prévue par les résultats des essais E-GRG. Cela s'explique par la configuration du concentrateur par gravité dans l'usine pilote, comme le montre Figure -1314 , où 20 % de la charge du broyeur à boulets était acheminée vers le concentrateur par gravité (Knelson 3 pouces). En fonctionnement normal de l'usine, la concentration par gravité est obtenue en traitant une partie de la charge en circulation (sous-flux du cyclone) et non la charge du broyeur à boulets. La configuration de l'usine pilote traitant la charge du broyeur à boulets était nécessaire pour éviter la dilution de l'alimentation du broyeur à boulets causée par la quantité excessive d'eau de fluidisation générée par le Knelson 3". Bien que la configuration du circuit de l'usine pilote ne soit pas optimale, elle a permis d'obtenir une récupération par gravité avant la flottation, comme prévu.

Une brève analyse économique a été réalisée sur les résidus de flottation afin de vérifier si un traitement supplémentaire était nécessaire. Les résultats de l'analyse n'ont pas justifié la nécessité d'un traitement supplémentaire des résidus de flottation en raison de leur faible teneur. Cependant, les résidus de flottation ont tout de même été envoyés à Base Met pour des essais de cyanuration afin de compléter les essais.

13.7.2 Essais Eriez pour J, SW1, SW2 et la zone 87 (échantillons de 800 kg)

Un résumé des résultats des essais Eriez pour les échantillons de 800 kg est présenté dans les tableaux 13 à 16.

13 s sur les tables -16 Résultats combinés de la flottation avec briseurs-racleurs et épurateurs (échantillons de 800 kg)

Zone	Alimentation du nettoyeur $_{P80}$ (µm)	Courants	Rendement massique %	Essais							Récupération (%)		
				Cu %	Fe (%)	S	Au g/t	Ag g/t	Zn %	As %	Cu	Au	Ag
J	2	Queues	99,61	0,04	3,64	0,57	0,036	0,141	0,003				
		Alimentation	100	0,059	3,78	0,72	0,371	0,772	0,004				
		R/S Conc	3,91	1,44	19,77	17,89	8,82	17,27	0,021				
		Conc	0,39	14,09	38,52	38,38	86,90	163,49	0,14	0,01	93,03	90,39	81,79
SW-1	2	Queues	99,66	0,005	4,37	0,31	0,046	0,138	0,010	0,011			
		Alimentation	10	0,052	4,48	0,45	0,388	0,762	0,012	0,014			
		R/S Conc	2,66	1,88	20,96	16,27	13,56	27,68	0,273				
		Conc	0,34	13,71	35,90	42,40	100,30	183,02	0,62	0,72	89,98	88,17	81,98
SW-1	13,5	Queues	99,70	0,004	4,37	0,33	0,039	0,118	0,008	0,012			
		Alimentation	100,00	0,052	4,48	0,45	0,388	0,762	0,012	0,014			
		R/S Conc	2,66	1,88	20,96	16,27	13,56	27,68	0,273				
		Conc	0,30	15,9	38,90	41,80	114,72	211,84	1,23	0,68	93	89,87	84,55
SW-2 Élevé	2	Queue	99,85	0,033	4,29	1,34	0,078	0,357	0,012	0,115			
		Alimentation	10	0,03	4,33	1,38	0,422	0,695	0,016	0,115			
		R/S Conc	4,24	0,68	32,07	30,09	9,43	14,90	0,267	2,65			
		Conc	0,15	18,16	31,37	37,50	228,62	224,75	2,58	0,13	91,08	81,46	48,65
SW-2 Élevé	1	Queues	99,81	0,02	4,29	1,34	0,06	0,219	0,013	0,116			
		Alimentation	100	0,03	4,33	1,38	0,422	0,695	0,016	0,115			
		R/S Conc	4,24	0,68	32,07	30,09	9,43	14,90	0,27	2,65			
		Conc	0,19	14,49	35,80	37,50	189,97	249,67	1,58	0,05	92,16	85,84	68,50
	20	Queues	99,62	0,007	3,23	0,34	0,03	0,03	0,022	0,01			
87		Alimentation	100	0,072	3,34	0,46	0,353	0,333	0,032	0,013			
		R/S Conc	3,00	2,27	18,92	13,62	10,89	10,18	0,87	386,04			
		Conc	0,38	17,34	32,08	31,53	86,21	79,89	2,45	0,76	90,16	91,72	90,1
87	13,5	Queues	99,61	0,006	3,23	0,33	0,028	0,033	0,024	0,009			
		Alimentation	10	0,072	3,34	0,46	0,353	0,333	0,032	0,013			
		R/S Conc	3,00	2,27	18,92	13,62	10,89	10,18	0,87	386,04			
		Conc	0,39	16,86	31,81	32,66	83,23	76,89	1,97	0,93	91,09	91,96	90,07

Remarque : R-S Feed $_{P80}$ = 75 µm pour tous les échantillons.

Dans les conditions de flottation optimales de chaque zone minéralisée, les taux de récupération combinés du circuit ont atteint respectivement 90,0-94,7 %, 85,8-92,0 % et 68,5-90,1 % pour le cuivre, l'or et l'argent.

Pour les quatre échantillons (J, SW1, SW2 et 87), la distribution granulométrique optimale des particules alimentant le rougher-scavenger, déterminée à partir d'essais de flottation par lots, était $_{de\ P80}$ 75 µm. De plus, la granulométrie optimale du re-broyage du cleaner était $_{de\ P80}$ 20 µm, sauf pour SW1 et SW2 où un broyage plus fin à $_{P80}$ 13,5 µm a légèrement amélioré les performances de flottation.

Le minerai SW sera mélangé à d'autres types de minerai pour l'alimentation du broyeur afin de réduire son impact sur les performances de flottation à une taille de rebroyage de $_{P80}$ 20 µm.

Pour l'échantillon de minerai de la zone J, une récupération globale par flottation avec broyeur, récupérateur et nettoyeurs a atteint 93,0 %, 90,4 % et 81,8 % pour le cuivre, l'or et l'argent, respectivement. Les teneurs finales du concentré étaient de 14,1 %, 86,9 g/t et 163,5 g/t pour le cuivre, l'or et l'argent, respectivement. Les doses globales de collecteur KAX 51, de collecteur SPRI 206 et de dépresseur Na2SO3 étaient respectivement d'environ 47 g/t, 27 g/t et 400 g/t.

Pour l'échantillon de minerai de la zone SW1, une récupération globale par flottation avec collecteur, épurateur et nettoyant ($_{P80}$ 13,5 µm) de 93,0 %, 89,9 % et 84,6 % a été obtenue pour le cuivre, l'or et l'argent, respectivement. Les teneurs finales des concentrés étaient de 15,9 %, 114,7 g/t et 211,8 g/t pour le cuivre, l'or et l'argent, respectivement. Les doses globales de collecteur KAX 51, de collecteur SPRI 206 et de dépresseur Na2SO3 étaient d'environ 48,6 g/t, 32 g/t et 250 g/t, respectivement.

Pour l'échantillon de minerai de la zone SW2, une récupération globale par flottation avec un collecteur, un récupérateur et des nettoyeurs ($_{P80}$ 13,5 µm) de 92,2 %, 85,8 % et 68,5 % a été obtenue pour le cuivre, l'or et l'argent, respectivement. Les teneurs finales des concentrés étaient de 14,5 %, 190,0 g/t et 249,7 g/t pour le cuivre, l'or et l'argent, respectivement. Les doses globales de collecteur KAX 51, de collecteur SPRI 206, de dépresseur Na2SO3 et de dépresseur d'arsénopyrite Tennaclean 163 étaient respectivement d'environ 56,1 g/t, 35,1 g/t, 350 g/t et 350 g/t.

Pour l'échantillon de minerai de la zone 87, la récupération globale du cuivre par flottation avec un collecteur, un récupérateur et des épurateurs ($_{P80}$ 20 µm) a atteint 90,2 %, 91,7 % et 90,1 % pour le cuivre, l'or et l'argent, respectivement. Les teneurs finales des concentrés étaient de 17,3 %, 86,2 g/t et 79,9 g/t pour le cuivre, l'or et l'argent, respectivement. Les doses globales de collecteur KAX 51, de collecteur SPRI 206, de dépresseur Na2SO3 et de dépresseur ZnSO4 étaient respectivement d'environ 55,1 g/t, 34,1 g/t, 400 g/t et 150 g/t.

Résultats des essais d'Eriez pour les échantillons X22-1 et X22-2 (150 kg)

Les essais préliminaires de flottation sur le X22 ont été limités à une seule alimentation du grossier-scavenger à $_{P80}$ 75 µm et à une seule alimentation du nettoyeur à $_{P80}$ 13,5 µm, en raison de la faible masse d'échantillons disponible (150 kg chacun).

Le tableau 13-17 résume les résultats des essais de flottation en cellule mécanique équilibrée avec un broyeur et un récupérateur pour les échantillons X22-1 et X22-2.

Tableau13 -17 : Résultats combinés de la flottation avec récupérateur et récupérateur plus fin

Zone	Alimentation du nettoyeur P80 µm*	Courants	Rendement massique %	Essais							Récupération (%)		
				Cu %	Fe (%)	S	Au g/t	Ag g/t	Zn %	As %	Cu	Au	Ag
X22-1 (150 kg)	13,5	Queue		0,01	2,28	0,2	0,092	0,575	0,003	0,000			
		Alimentation		0,09	2,45	0,39	0,557	3,428	0,006	0,000			
		Conc	0,56	14,45	31,8	34	83,4	510,99	0,49	0,013	89,31	83,61	83,31
X22-2	13,5	Arrière		0,004	1,85	0,4	0,094	0,23	0,008	0,001			
		Alimentation		0,025	1,89	0,46	0,41	0,589	0,01	0,001			

(150 kg)		Conc	0,16	13,51	28,82	34,47	201,81	229,22	1,79	0,032	83,33	77,21	61,05

* L'alimentation R-S est de $_{P80}$ 75 um pour tous les échantillons.

Les taux de récupération indiqués dans Tableau13 -18 , n'étaient pas optimaux, car Eriez a ajouté un dépresseur d'arsenic, estimant que le niveau d'arsenic était problématique, alors qu'il était en réalité très faible. Le dépresseur d'arsenic n'a pas été utilisé dans les échantillons de 1 500 kg pour le X22 testé ultérieurement.

Résultats des essais Eriez pour X22-1 et X22-2 (échantillons de 1 500 kg)

Deux échantillons composites représentatifs de rejets d'essais broyés provenant des zones X22-1 et X22-2, pesant chacun environ 1 500 kg, ont été envoyés à Eriez afin d'étudier la récupération de l'or, du cuivre et de l'argent.

Le tableau 13-18 résume les résultats des essais de flottation en colonne avec équilibrage de masse, avec un pré-affineur et un nettoyeur, pour les deux échantillons de minerai des zones X22-1 et X22-2.

Tableau13 -18 : Résultats combinés de la flottation par roughing-scavenger et cleaner

Zone	Alimentation du nettoyeur $_{P80}$ µm*	Courants	Rendement massique %	Essais							Récupération (%)		
				Cu %	Fe (%)	S	Au g/t	Ag g/t	Zn %	As g/t	Cu	Au	Ag
X22-1	20 (Circuit ouvert)	Queue combinée	99,54	0,004	2,19	0,27	0,028	0,158	0,005	4,45			
		Alimentation	100,0	0,069	2,34	0,44	0,327	1,11	0,011	4,79			
		R/S Con	6,00	1,131	9,33	6,91	5,016	18,065	0,136	38,3	98,05	92,07	97,65
		Conc	0,46	14,24	34,51	37,2	65,59	209,05	1,27	80,5	93,79	91,4	85,8
X22-1	20 (Circuit fermé)	Combiné arrière	99,55	0,004	2,18	0,27	0,028	0,142	0,005	4,45			
		Alimentation	100,0	0,069	2,34	0,44	0,327	1,11	0,011	4,79			
		R/S Con	6,00	1,131	9,33	6,91	5,016	18,065	0,136	38,3	98,05	92,07	97,65
		Conc	0,45	14,35	36,66	37,48	65,92	213,55	1,27	80,6	94,03	91,42	87,22
X22-2	2 (Circuit ouvert)	Combiné arrière	99,86	0,002	1,83	0,24	0,029	0,092	0,007	6,54			
		Alimentation	100,0	0,024	1,88	0,29	0,324	0,476	0,009	6,83			
		R/S Con	1,29	1,79	24,03	20,75	23,469	34,829	0,498	241,5	95,01	93,32	94,15
		Conc	0,14	16,01	34,64	36,44	214,7	279,68	1,9	220,3	90,72	91,14	80,72
X22-2	2 (Circuit fermé)	Combiné arrière	99,85	0	1,83	0,23	0,023	0,091	0,007	6,59			
		Alimentation	100,0	0,024	1,88	0,29	0,324	0,476	0,009	6,83			
		R/S Con	1,29	1,79	24,03	20,75	23,469	34,829	0,498	241,5	95,01	93,32	94,15
		Conc	0,15	15,09	34,49	36,91	205,7	263,1	1,67	174,1	91,09	93,03	80,9

* L'alimentation R-S est $_{P80}$ 75 um pour tous les échantillons.

Pour l'échantillon X22-1, une récupération globale par flottation en colonne avec un pré-séparateur et un séparateur à trois étages (circuit fermé) de 94,0 %, 91,4 % et 87,2 % a été obtenue pour le cuivre,

l'or et l'argent, respectivement. Les teneurs finales du concentré étaient de 14,35 %, 65,9 g/t et 213,6 g/t pour le cuivre, l'or et l'argent, respectivement. Les doses globales de collecteur KAX 51, de collecteur SPRI 206 et de dépresseur Na2SO3 étaient d'environ 55,1 g/t, 33 g/t et 100 g/t, respectivement.

Pour l'échantillon X22-2, une récupération globale par flottation en colonne avec un collecteur grossier et un épurateur en trois étapes (circuit fermé) de 91,1 %, 93,0 % et 80,9 % a été obtenue pour le cuivre, l'or et l'argent, respectivement. Les teneurs finales du concentré étaient de 15,1 %, 205,7 g/t et 263,1 g/t pour le cuivre, l'or et l'argent, respectivement. Les doses globales de collecteur KAX 51, de collecteur SPRI 206, de dépresseur Na2SO3 et de dépresseur ZnSO4 étaient respectivement d'environ 64,0 g/t, 38,0 g/t, 100 g/t et 60 g/t.

Dans des conditions de flottation optimales pour les minerais de chaque zone, les taux de récupération combinés du circuit ont atteint 91,1-94,0 %, 91,4-93,0 % et 80,9-87,2 % pour le cuivre, l'or et l'argent, respectivement.

Les résultats globaux des essais en usine pilote pour tous les échantillons sont présentés ci-dessous dans les tableaux 13 à 19**Erreur ! Source du renvoi introuvable.** . La campagne d'essais en usine pilote a permis d'obtenir des taux de récupération optimaux pour l'or, le cuivre et l'argent.

13 s sur la table -19 Résultats globaux des essais en usine pilote

Zone	Échantillon	Analyse de l'échantillon de			Analyse finale des résidus			Récupération globale		
		Cu, %	Au, g/t	Ag, g/t	Cu, %	Au, g/t	Ag, g/t	Cu, %	Au, %	Ag, %
J	3 000 kg	0,059	0,434	0,836	0,006	0,035	0,096	89,83	91,94	88,52
J	800 kg Composite	0,059	0,371	0,772	0,004	0,036	0,141	93,22	90,30	81,74
SW	3 000 kg	0,065	0,624	1,123	0,004	0,078	0,124	93,85	87,50	88,96
SW	800 kg Composite	0,052	0,388	0,762	0,005	0,046	0,138	90,38	88,14	81,89
87	3 000 kg	0,070	0,590	0,262	0,003	0,029	0,022	95,71	95,08	91,60
87	800 kg Composite	0,072	0,460	0,353	0,007	0,030	0,030	90,28	93,48	91,50
X22-1	1 500 kg	0,069	0,327	1,110	0,004	0,028	0,142	94,20	91,44	87,21
X22-2	1 500 kg	0,024	0,324	0,476	0,002	0,023	0,091	91,67	92,90	8

*Petits échantillons X22 exclus des résultats globaux.

13.8 Essais en laboratoire métallurgique de base (2022 et 2024)

Le programme d'essais métallurgiques mené par Base Met visait à appuyer la phase d'étude de faisabilité à partir d'échantillons provenant du programme d'essais pilotes d'Eriez. Un résumé des principaux résultats du programme est présenté dans les sous-sections suivantes. Les résultats des essais de broyage ont été résumés à la section 13.5 et ne font pas partie de la présente section.

13.8.1 Teneur chimique des échantillons d'alimentation (2022)

Plusieurs types d'analyses chimiques ont été effectués sur les trois premiers échantillons composites (provenant du programme de 3 000 kg pour J, SW et 87). Les résultats de l'analyse des échantillons sont résumés dans le tableau 13-20. La teneur en or des échantillons était comprise entre 0,49 et 0,66

g/t, tandis que la teneur en argent était comprise entre 0,9 et 1,6 g/t. La teneur en soufre était faible, comprise entre 0,46 et 0,92 %.

Tableau13 - Teneur chimique des échantillons de tête20

ID de l'échantillon	Analyses			
	Au, g/t	Ag, g/t	Fe, %	S, %
Domaine SW	0,6	1,6	6,0	0,92
Zone 87	0,49	1,1	2,7	0,46
Zone J4/J5	0,66	0,9	4,3	0,9

13.8.2 Teneur en minéraux des échantillons d'aliments pour animaux (2022)

La teneur en minéraux des échantillons d'aliments a été mesurée par QEMSCAN. Les échantillons ont été évalués à l'aide de protocoles d'analyse minérale des particules (PMA) sur des échantillons broyés et tamisés en quatre fractions. Un résumé de la teneur en minéraux ainsi que de la répartition des minéraux de cuivre est présenté dans les tableaux 13-21 et 13-22.

Les échantillons étaient principalement composés de silicates, notamment de feldspaths, de quartz et de biotite/phlogopite. Les minéraux sulfurés représentaient 1,1 % à 2,3 % de la masse totale des échantillons, principalement des sulfures de fer. Les sulfures de cuivre, dominés par la chalcopyrite, représentaient 0,2 % à 0,3 % de la masse des échantillons. Des minéraux de cuivre secondaires ont été mesurés dans tous les composites à des concentrations plus faibles. De l'arsénopyrite a également été détectée dans la zone SW. Le rapport sulfure de fer/cuivre variait entre 3,8 et 9,0. Il serait prudent de mettre en œuvre des conditions permettant de supprimer la pyrite afin d'obtenir un concentré propre.

Tableau « » - «1321 » Teneur en minéraux (échantillons de tête)

Classe	Minéral	Teneur en minéraux (%)		
		Domaine SW	Zone	Zone J4/J5
Sulfures	Chalcopyrite	0,32	0,22	0,18
	Bornite	0,02	0	<0,01
	Chalcocite / Covellite	0,01	<0,01	<0,01
	Tétraédrite / Tennantite	<0,01	0	<0,01
	Cuprite	<0,01	<0,01	<0,01
	Galène	0,01	0,02	0,05
	Sphalerite	0,04	0,04	0,05
	Pyrite	0,8	0,57	1,15
	Pyrrhotite	1,03	0,28	0,50
	Arsénopyrite	0,05	<0,01	<0,01
	Autres sulfures	<0,01	<0,01	<0,01
Silicates, oxydes, carbonates et autres	Oxydes de fer	3,41	0,44	0,65
	Ilmenite	1,65	0,05	0,08
	Quartz	21	26,0	20,1
	Plagioclase Feldspath	42	39,9	43,4
	Feldspath potassique	2,43	3,56	2,49
	Biotite / Phlogopite	11,25	10,7	16,7
	Amphibole (actinolite)	2,0	6,31	7,15
	Chlorite	2,07	2,18	2,95
	Muscovite	6,76	5,91	1,29
	Épidote	1,36	1,96	1,81
	Pyroxène (augite)	0,03	0,08	0,03
	Andradite	0,2	0,22	0,20
	Kaolinite (argile)	0,08	0,05	0,03
	Calcite	1,74	0,73	0,29
	Dolomite / Ancérite	0,1	0,01	0
	Minéraux de titane	1,08	0,47	0,41
	Apatite	0,29	0,22	0,34
	Autres	0,11	0,07	0,07
Total		**100**	**100**	**1**

13 s du tableau -22 Répartition du sulfure de cuivre (échantillons de tête)

Métal	Minéral	Répartition (%)		
		Domaine SW	Zone 87	Zone J4/J5
Cuivre	Chalcopyrite	85,1	96,5	97,5
	Bornite	9,3	0	<0,1
	Chalcocite / Covellite	5,2	3,3	2
	Tétraédrite / Tennantite	0	0	<0,1
	Cuprite	0	0	0
Total		**100**	**100**	**10**

13.8.3 Libération minérale pour échantillons d'aliments pour animaux (2022)

Le test QEMSCAN PMA a été réalisé sur des échantillons d'aliments broyés à 67-80 µm $_{K80}$ afin de mesurer la libération minérale. Quatre fractions granulométriques ont été analysées pour ces échantillons. Les données obtenues sont présentées dans le tableau 13-23.

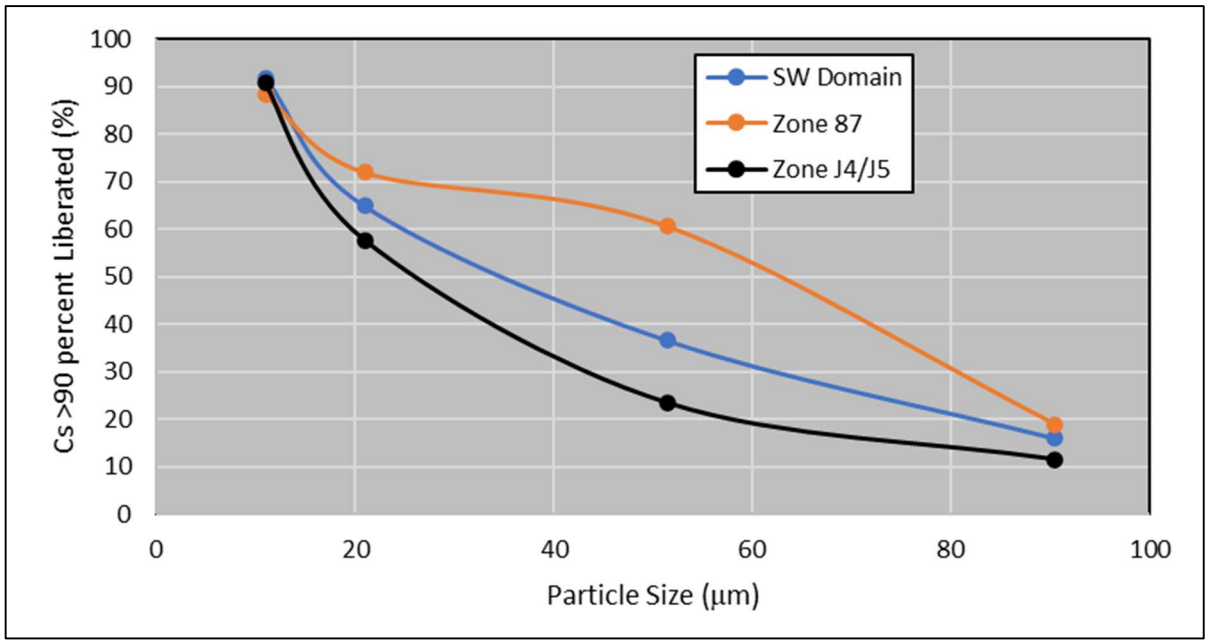
Tableau13 -23 : Données sur la libération minérale

État minéral	Libération minérale 2D - Pourcentage														
	Domaine SW – 67 µm					Zone 87 – 81 µm					Zone J4 / J5 - 80 µm				
	Cp	Ga	Sp	Py	Gn	Cp	Ga	Sp	Py	Gn	Cp	Ga	Sp	Py	Gn
Libéré	59	56	58	77	100	55	52	56	69	100	53	53	50	72	100
Binaire – Cp		0	4	2	<1		4	2	1	<1		1	1	1	<1
Binaire – Ga	0		2	<1	<1	1		2	<1	<1	<1		10	1	<1
Binaire – Sp	<1	4		1	<1	1	5		<1	<1	<1	7		1	<1
Binaire – Py	2	9	7		<1	2	12	2		<1	4	17	8		<1
Binaire – Gn	36	12	20	19		37	16	16	27		40	6	15	23	
Multiphase	2	19	9	2	<1	3	11	23	3	<1	2	16	16	2	<1
Total	**100**	**100**	**100**	**100**	**100**	**100**	**100**	**100**	**100**	**100**	**100**	**100**	**100**	**100**	**100**

Les sulfures de cuivre dans les trois échantillons ont été libérés à hauteur de 53 % à 59 % à une taille comprise entre 67 µm et 80 µm $_{K80}$. D'après les mesures effectuées dans les mines en exploitation, ce niveau de libération est suffisant pour obtenir une récupération adéquate dans un concentré plus grossier. La plupart des sulfures de cuivre non libérés étaient liés sous forme binaire à des minéraux gangueux non sulfurés.

Les figures 13 à 17 présentent les courbes de libération des minéraux pour les sulfures de cuivre. En règle générale, la taille cible de broyage est atteinte lorsque 85 % à 95 % des minéraux cibles d'une taille spécifique ont une valeur de libération minérale supérieure à 90 %. Pour ces échantillons, les valeurs de libération idéales ne sont pas atteintes tant que la taille des particules n'est pas inférieure à environ 12 µm.

Figure -1317 : Libération minérale du sulfure de cuivre



Source : Base Met (2022)

13.8.4 Analyse minéralogique des concentrés de récupération grossière (2022)

La teneur en minéraux et la libération des échantillons de concentré de récupération grossier ont été mesurées par QEMSCAN à l'aide d'une routine PMA, sur des échantillons tamisés en quatre fractions. Un résumé des résultats est présenté dans les tableaux 13-24 et 13-25 et les figures 13-18 à 13-20.

Les sulfures de cuivre dans les concentrés, dominés par la chalcopyrite, représentaient 3,3 % à 7,0 % des échantillons. La teneur en pyrite et en pyrrhotite dans ces échantillons était très élevée, en particulier dans le concentré R/S de la zone J. Les sulfures de fer dans les concentrés R/S des zones SW, 87 et J ont été mesurés à 20 %, 31 % et 54 %, respectivement. Cela correspond à des rapports sulfure de fer/sulfure de cuivre de 16, 23 et 48. À ces valeurs, la production d'un concentré de cuivre pur pourrait s'avérer difficile. Des essais et l'optimisation des conditions pourraient aider à mieux éliminer la pyrite et la pyrrhotite du circuit de concassage.

La libération du sulfure de cuivre dans ces concentrés variait entre 65 % et 71 %. Comme mentionné dans la section sur la minéralogie de l'alimentation, une libération du sulfure de cuivre d'environ 90 % est nécessaire pour produire un concentré de cuivre à haute teneur. Un rebroyage du concentré de première concentration sera nécessaire.

Les minéraux de pyrite dans ces concentrés ont été libérés à 86 % et 91 % et leur enchevêtrement avec les minéraux de sulfure de cuivre était faible, représentant 2 % à 3 % de la pyrite totale. La majorité des particules de pyrite libérées étaient plus grossières que 33 µm $_{K80}$ et, dans des conditions adéquates, devraient être rejetées des concentrés de pré-broyage.

Tableau13 -24 Teneur en minéraux (concentré R/S)

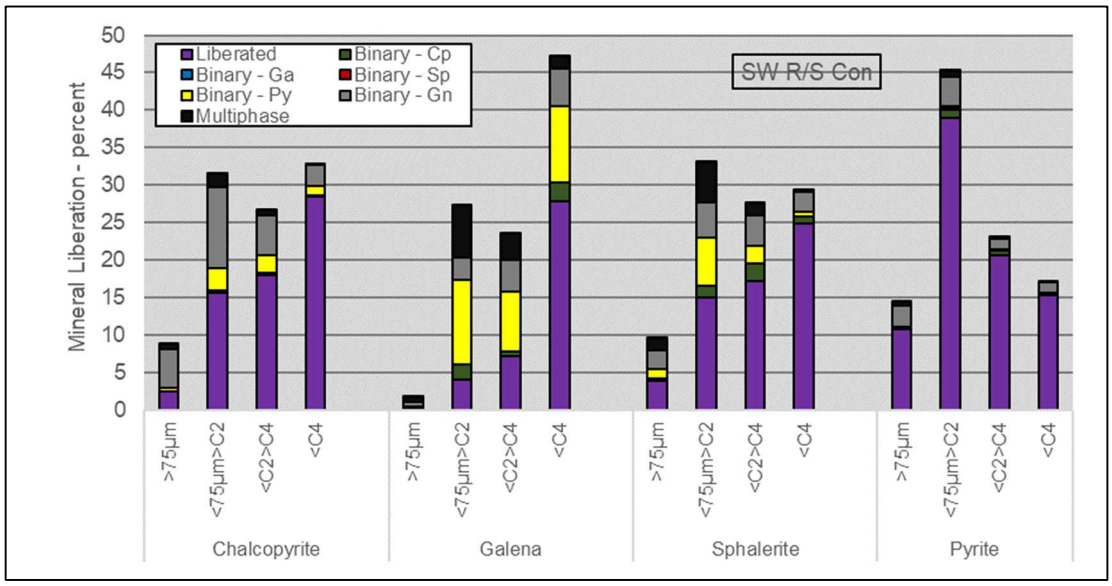
Classe	Minéral	Teneur en minéraux - Pourcentage		
		Concentré SW R/S	Concentré R/S Zone 87	Concentré J Zone R/S
Sulfures	Chalcopyrite	3,15	6,98	5,9
	Bornite	0,14	<0,01	0,00
	Chalcocite / Covellite	0,05	0,04	0,04
	Tétraédrite / Tennantite	<0,01	<0,01	0,00
	Cuprite	<0,01	0,00	0,00
	Galène	0,01	0,02	0,02
	Sphalerite	0,24	1,25	0,06
	Pyrite	10,2	11,13	42,5
	Pyrrhotite	5359	11,8	5,27
	Arsénopyrite	0,50	0,04	0
	Autres sulfures	0,03	0,04	0,05
Silicates, oxydes, carbonates et autres	Oxydes de fer	1,42	1,03	1,09
	Ilmenite	0,99	0,14	0,06
	Quartz	18,4	16,1	9,4
	Feldspath plagioclase	31	28,3	18,2
	Feldspath potassique	2,19	3,80	2,02
	Biotite / Phlogopite	9,78	4,8	5,6
	Amphibole (actinolite)	4,18	3,90	3,0
	Chlorite	2,99	2,53	2,96
	Muscovite	4,76	4,49	0,89
	Épidote	1,61	1,00	1,35
	Pyroxène (augite)	0,01	0,00	0,07
	Andradite	0,26	0,34	0,21
	Kaolinite (argile)	0,08	0,08	0,05
	Calcite	1,22	1,35	0,50
	Dolomite / Ancérite	0,03	0,05	0
	Minéraux de titane	0,7	0,36	0,36
	Apatite	0,25	0,19	0,13
	Autres	0,13	0,22	0,15
	Total	**100**	**100**	**100**

13 s du tableau -25 Libération minérale (concentré R/S)

État minéral	Libération minérale 2D - Pourcentage														
	SW R/S Con – 51 µm					Zone 87 R/S Con – 44 µm					Zone J R/S Con - 60 µm				
	Cp	Ga	Sp	Py	Gn	Cp	Ga	Sp	Py	Gn	Cp	Ga	Sp	Py	Gn
Libéré	65	39	61	86	97	71	26	73	86	95	65	37	50	91	89
Binaire – Cp		5	5	2	1		7	4	3	2		5	10	2	3
Binaire – Ga	<1		0	<1	<1	<1		<1	1	<1	<1		1	<1	<1
Binaire – Sp	<1	0		<1	2	1	2		<1	3	<1	<1		<1	7
Binaire – Py	7	30	11		<1	7	36	6		<1	10	32	13		<1

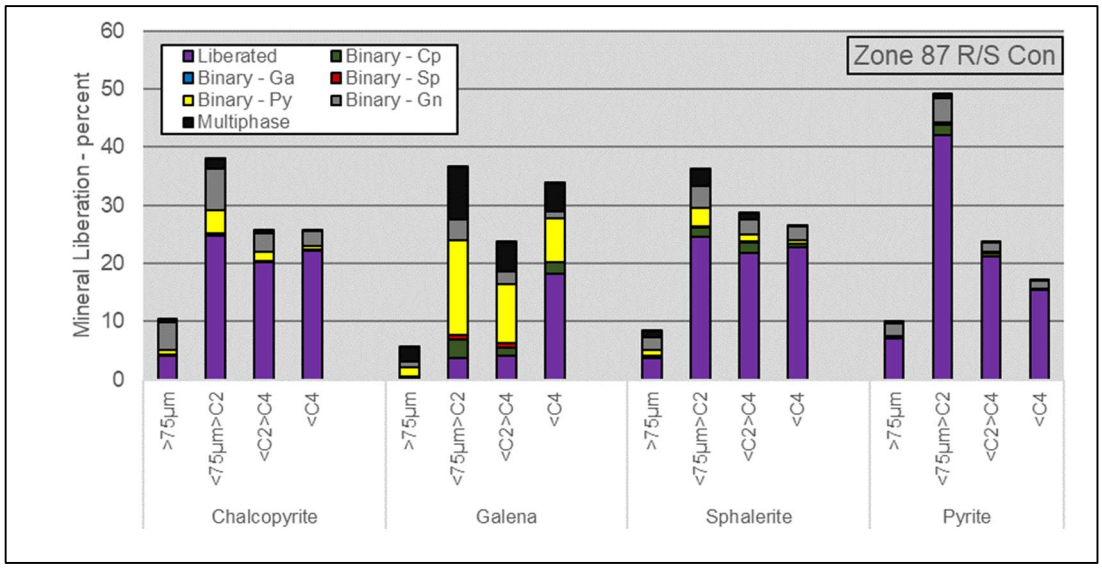
Binaire – Gn	24	13	14	10		18	8	11	9		21	9	12	6	
Multiphase	3	13	9	2	<1	3	22	6	2	<1	3	17	14	1	1
Total	**100**	**100**	**100**	**100**	**100**	**100**	**100**	**100**	**100**	**100**	**100**	**100**	**100**	**100**	**100**

Figure -1318 : Zone SW - Libération minérale par taille et classe (concentré R/S)



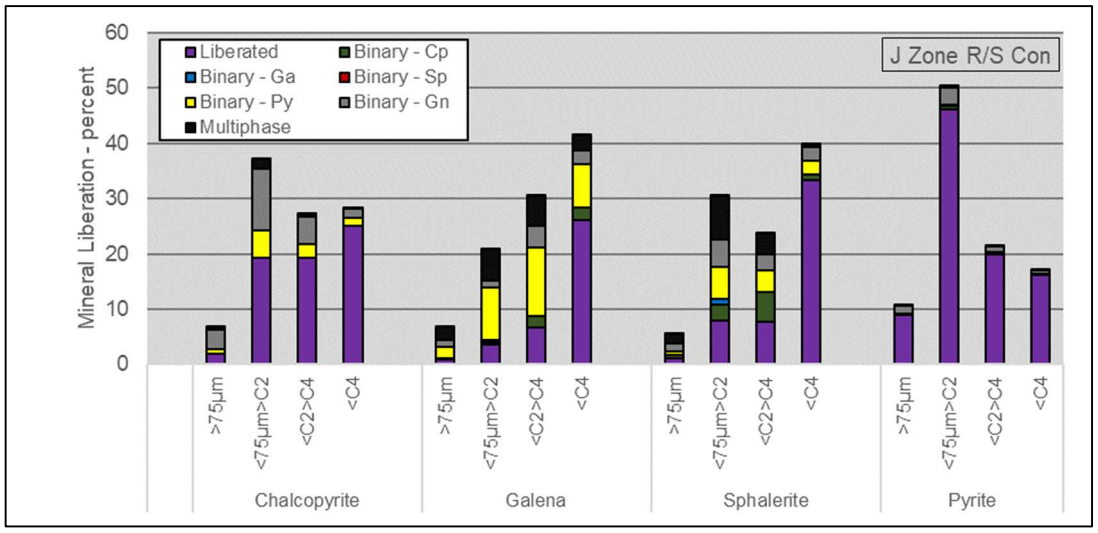
Source : Base Met (2022)

Figure -1319 : Zone 87 Libération minérale par taille et classe (concentré R/S)



Source : Base Met (2022)

Figure -1320 :: Libération minérale de la zone J par taille et classe (concentré R/S)



Source : Base Met (2022)

13.8.5 Résultats des tests de lixiviation au cyanure – résidus plus propres

Trois échantillons supplémentaires ont été fournis pour les essais de lixiviation au cyanure. Ils comprenaient les résidus plus propres de la zone J, les résidus finaux plus propres de la zone SW et les résidus combinés de la zone 87. Deux essais de lixiviation au cyanure ont été effectués sur les résidus plus propres de la zone J, afin d'évaluer l'oxygène par rapport à l'air. Les autres essais ont été effectués avec de l'oxygène. Les résultats sont résumés dans le tableau 13-26 de l'Tableau -1326 : Résultats des tests de lixiviation au cyanure .

Les essais ont été réalisés pendant 24 heures, avec des prélèvements à 2, 6, 8 et 24 heures. Les essais ont été effectués à un pH de 10,5, en utilisant 5 000 ppm de NaCN.

Tableau -1326 : Résultats des tests de lixiviation au cyanure

Composite	Test	O2/air barboté	Extraction par lixiviation de l'Au - % cum. Temps (heures)				Extraction en 24 heures %		CNT L g/t	Consommation kg/t	
			2	6	8	2	Ag	Cu	Au	NaCN	Chaux
J-Zone Nettoyant pour queues	2	Air	91,5	90,7	92,3	91,4	33,5	12,0	0,21	10,1	4,05
J-Zone Cleaner Tails	3		92,7	90,3	93,5	93,4	50,6	11,7	0,16	9,70	4,10
Queues du nettoyant final de la zone SW	6		83,3	92,0	88,1	84,0	57,2	58,6	0,05	4,80	2,05
87 Zne Queues combinées	7					94,8	64,1	65,6	0,06	21,7	2,05

Au départ, deux tests effectués sur les résidus du nettoyeur J-Zone, évaluant l'injection d'air par rapport à l'injection d'oxygène, ont donné lieu à une extraction globale plus élevée de l'or et de l'argent et à une consommation de NaCN plus faible avec l'oxygène. Avec l'injection d'oxygène, l'or des échantillons de résidus a été extrait à 84 % et 95 % dans la solution. L'argent des échantillons de résidus a été extrait à 51 % et 64 % dans la solution. La consommation de cyanure d' s était élevée pour ces échantillons, variant entre 4,8 kg/t et 21,7 kg/t. La consommation de chaux variait entre 4,1 kg/t et 2,1 kg/t. Les minéraux de cuivre secondaires peuvent contribuer en partie à la teneur élevée en cyanure.

13.8.6 Essais de déshydratation des métaux de base (2022)

Une série d'essais de déshydratation a été réalisée sur des échantillons de résidus et de concentrés fournis par Eriez. Les résultats sont présentés dans les tableaux 13-27 à 13-29.

Des résidus plus grossiers et plus propres ont été reçus pour chacun des trois composites. Les résidus plus grossiers et plus propres ont été combinés selon les proportions fournies par Eriez afin de représenter les résidus finaux. Il convient de noter que les résidus plus propres n'ont pas été soumis à la cyanuration pour ces essais.

Dans un premier temps, des essais préliminaires de floculation ont été réalisés sur les résidus de la zone J afin d'évaluer cinq floculants anioniques, non ioniques et cationiques à une dose de 20 g/t. La densité finale variait entre 18 % et 58 % de solides. Les vitesses de sédimentation variaient entre 0,3 et 4,4 mm/s. Le Magnafloc 10 a été choisi comme floculant préféré et les autres essais de déshydratation ont été réalisés avec le MF10.

Des essais de sédimentation statique ont ensuite été réalisés. Ils ont été effectués dans des cylindres de 1 L, en utilisant MF10 comme floculant, afin d'évaluer le dosage du floculant à différents niveaux de pH. Dans l'ensemble, un pH plus élevé a entraîné une amélioration des vitesses de sédimentation, mais une densité finale plus faible. Les essais statiques ont été suivis d'essais de sédimentation dynamique, qui ont permis d'étudier différents taux de charge à des dosages variables de floculant.

Les paramètres de viscosité cisaillée des échantillons de résidus ont été déterminés à l'aide d'un viscosimètre Brookfield DV2T. Une viscosité de boue inférieure à 100 cps, à un taux de cisaillement de 120,5 sec-1, est considérée comme acceptable pour les applications de pompage. La limite d'écoulement a été mesurée entre 18 et 89 Pa.

Tableau13 -27 : Tests de portée des floculants

Identifiant de l'échantillon	Test	pH	Densité initiale % de solides	Floc	Floc Type	Dosage g/t	Densité finale % solides	Vitesse de sédimentation mm/s
Tails combinés	F1	8,4	15	MF10	Anionique	20	54,7	3,79
		8,4	15	MF380	Cationique	20	17,6	0,30
		8,4	15	MF351	Non ionique	2	58,4	2,11
		8,4	15	MF156	Anionique	20	54,7	4,08
		8,4	15	AN913SH	Anionique	2	51,2	4,38

13 s du tableau -28 Tests de sédimentation statique

Composite	Test	Floculant		pH	Vitesse de sédimentation mm/s	Densité finale % de solides
Zone J R/S Queue + Queue plus propre	S1	MF10	2	9,0	2,78	66,6
	S2	MF10	20	10,0	3,25	64,6
	S3	MF10	20	11,0	3,45	61,2
	S4	MF10	30	11,0	4,03	57,7
	S5	MF10	40	11,0	5,64	53,8
	S6	MF10	40	8,4	6,38	66,6
	S7	MF10	40	10,0	9,23	63,1
SW Nettoyant pour collecteur/ Mélange arrière	S8	MF10	30	9,0	5,9	67,2
	S9	MF10	30	10,0	5,5	66,4
	S10	MF10	30	11,0	5,7	67,0
	S11	MF10	20	11,0	4,3	64,3
	S12	MF10	40	11,0	5,2	63,6
87 Nettoyeur / Épurateur Mélange arrière	S13	MF10	3	9,0	5,4	65,1
	S14	MF10	30	10,0	8,2	62,1
	S15	MF10	30	11,0	8,3	60,1
	S16	MF10	20	11,0	7,8	62,7
	S17	MF10	40	11,0	7,6	6

Tableau « » (1329) Tests de sédimentation dynamique

Test	Composite	Test	Taux de chargement t/m2/h	Dosage de floculant g/t	Densité U/F % de solides	Non cisaillé Limite d'écoulement Pa	pH	Turbidité FAU
D	Zone J R/S Queue + Queue plus propre	D1-A	0,50	30	57,2	81	11	58
		D1-B	0,70	30	59,4	63	11	63
		D1-C	1,00	30	56,7	44	11	48
		D1-D	1,00	40	54,1	30	11	52
		D1-E	1,00	20	58,7	46	11	123
		D1-F	1,20	30	53,9	32	11	73
D2	SW Nettoyant / Mélange de queue	D2-A	0,30	30	61,3	62	11	2
		D2-B	0,50	30	61,1	61	11	15
		D2-C	0,70	30	60,5	72	11	22
		D2-D	0,70	20	61,4	61	11	25
		D2-E	0,70	40	56,9	89	11	38
D3	87 Nettoyant / Mélange pour échappement	D3-A	0,70	30	60,2	1	9	342
		D3-B	0,50	30	65,3	45	11	44
		D3-C	0,70	30	59,8	40	11	47
		D3-D	1,00	30	57,5	45	11	16
		D3-E	0,70	20	61,7	35	11	6

13.8.7 Filtration sous pression – Concentrés

Des essais de filtration sous pression ont été réalisés dans un cylindre de 45 mm de diamètre avec des échantillons de concentrés J, SW et 87. Des temps de soufflage de 30, 60 et, dans certains cas, 85 secondes ont été évalués. Une teneur en humidité de 9 à 10 % a été obtenue, mais avec le temps de soufflage le plus long et le gâteau de filtration le plus fin, ce qui a entraîné de faibles taux de filtration. Une teneur en humidité d'environ 15 % a été obtenue à des taux de filtration plus rapides. En raison de l'évaluation préliminaire et de la faible quantité fournie, des tests supplémentaires et une optimisation peuvent être nécessaires. Les résultats sont présentés dans le tableau 13-30.

Tableau13 - Essais de filtration sous pression de l'30 pour les concentrés J, SW et 87

ID de l'échantillon	Test	pH	Masse de l'échantillon	Pression d'alimentation	Temps de soufflage – Sec		Épaisseur du gâteau	Humidité du gâteau	Taux de filtration
			Grammes	Psi	Total	Temps de filtration	Mm		Kg/m2/h
Zone J 3e nettoyant Conc.	PF-1	7,8	30	80	60	10	9	17,1	822
			30	80	180	11	9	13,4	284
			30	80	300	10	8	9,2	187
			60	80	60	28	16	16,3	1939
			60	80	180	28	18	13,3	674
			60	80	300	25	19	12,4	395
			85	80	180	49	27	15,0	943
Nettoyant Southwest Conc.	PF-2	7	30	8	6	2	8	12,4	796
			30	80	180	2	8	13,9	250
			30	80	300	2	7	10	163
			60	80	60	5	15	15,3	1841
			60	80	180	6	15	10,0	590
			60	80	300	6	15	11,5	361
87 Zone Nettoyant Conc.	PF-3	5,9	30	80	6	2	8	11,4	819
			30	80	180	2	8	9,7	270
			30	80	300	2	8	9,1	165
			60	80	300	15	19	10,1	384
			85	80	300	21	25	11,6	542
			60	80	60	9	18	14,1	1913
			60	80	180	9	19	10,3	6

13.8.8 Éléments mineurs pour les concentrés

La teneur en éléments mineurs des concentrés a été déterminée à l'aide de plusieurs techniques de digestion et d'analyse différentes. Pour les trois composites, cette analyse a été effectuée sur le concentré de cuivre fourni. Un résumé des résultats est présenté dans le tableau 13-31. L'examen des données a révélé les points saillants suivants :

Les teneurs en or mesurées dans les échantillons SW Zone Cleaner Con, Z87 Zone Cleaner Con et J-Zone 3rd Cleaner Con étaient respectivement de 104, 131 et 111 g/t. L'argent a été mesuré à 309, 140 et 340 g/t, respectivement, dans ces concentrés. Le cuivre variait de 14,9 % à 18,1 % et est généralement inférieur aux teneurs habituelles des concentrés de cuivre commercialisables.

Cependant, la teneur en or pourrait réduire le besoin de concentrés à haute teneur pour maintenir la qualité.

Les teneurs en platine et en palladium mesurées dans les concentrés étaient faibles, comprises entre 0,03 g/t et 0,07 g/t.

Le mercure a été mesuré entre 0,2 g/t et 13,7 g/t. Les niveaux d'arsenic mesurés variaient entre 86 et 4 200 g/t et pourraient approcher les pénalités imposées par les fonderies dans certains cas. Il est recommandé de consulter un spécialiste de la commercialisation des concentrés afin d'obtenir des conseils sur les pénalités actuelles et les conditions de paiement pour les éléments mineurs.

Tableau « » - «1331 » Éléments mineurs (concentrés)

Élément	Unités	Méthode	Zone J 3e nettoyage Con	SW Zone Cleaner Con	87 Zone Cleaner Con
Ag	g/t	AR-AA	30	309	140
As	ppm	FUS-MS-Na2O2	86	4200	544
Au	g/t	FA-AA	111	104	131
Ba	ppm	FUS-MS-Na2O2	31	37	35
Bi	ppm	FUS-MS-Na2O2	96	25	34
Ca	%	FUS-Na2O2	2	0,5	0
Cd	ppm	FUS-MS-Na2O2	64	138	158
Co	ppm	FUS-MS-Na2O2	462	1280	608
Cr	ppm	FUS-MS-Na2O2	220	190	210
Cu		AR-AA	14,9	18,1	16,3
F		FUS-ISE	0,01	<0,01	<0,01
Fe	%	AR-AA	31,5	33,8	33,5
Hg	ppm	Vapeur froide	8,7	13,7	0
Mg		FUS-Na2O2	1,38	0,14	0
Mn	ppm	FUS-MS-Na_2O_2	89	103	143
Mo	ppm	FUS-MS-Na2O2	1680	1380	775
Ni	ppm	FUS-MS-Na2O2	600	720	710
Pb	ppm	FUS-MS-Na2O2	719	1560	1560
Pd	g/t	FA-ICP	0,07	0,03	0,07
Pt	g/t	FA-ICP	0,07	0,04	0,04
S		LECO	38,3	39,8	39,9
Sb	ppm	AR-ICP	13	104	14
Se	ppm	FUS-MS-Na2O2	45	67	88
Si	%	FUS-Na2O2	1,49	1,00	1,28
Sr	ppm	FUS-MS-Na2O2	103	30	25
U	ppm	FUS-MS-Na2O2	1,4	1,3	1
Zn	ppm	FUS-MS-Na2O2	9120	>10000	>10000
Zn	%	AR-AA		1,37	3,1

13.8.9 Essais de déshydratation de la teneur en métal de base (2024)

Une série d'essais de déshydratation a été réalisée sur des échantillons de résidus X22-1 et 2 fournis par Eriez. Les résultats sont présentés dans les tableaux 13-32 à 13-34.

Tableau -1332 Essais préliminaires sur les floculants

ID de l'échantillon	Test	pH	Densité initiale % de solides	Floc	Floc Type	Dosage g/t	Densité finale % solides	Vitesse de sédimentation mm/s
X22-1 Talis final	F1	-	1	MF10	Anionique	10	55,9	3,89
		-	15	MF380	Cationique	10	60,4	0,66
		-	15	MF351	Non ionique	10	56,7	3,66
		-	15	MF156	Anionique	10	56,7	3,49
		-	15	AN913	Anionique	10	62,4	3,64

Dans un premier temps, des essais préliminaires de floculation ont été réalisés sur les résidus de la zone X22-1 afin d'évaluer cinq floculants anioniques, non ioniques et cationiques à une dose de 10 g/t. La densité finale variait entre 55,9 % et 62,4 % de solides. Les vitesses de sédimentation variaient entre 0,66 et 3,89 mm/s. Le Magnafloc 10 a été choisi comme floculant préféré et les tests de déshydratation restants ont été effectués à l'aide du MF10.

Tableau13 -33 Essais de décantation statique

Composite	Test	Floculant			Vitesse de sédimentation mm/s	Densité finale % de solides
X22-1 Résidus finaux	S1	MF10		8,0	4,1	66,8
	S2	MF10	40	8,0	6,2	65,5
	S3	MF10	30	8,0	4,8	66,9
	S4	MF10	30	9,0	6,4	60,2
	S5	MF10	30	10,0	11,5	60,1
	S6	MF10	30	11,0	7,2	5

Des essais de sédimentation statique ont été réalisés dans des cylindres de 1 L, en utilisant MF10 comme floculant, afin d'évaluer le dosage du floculant à différents niveaux de pH. Dans l'ensemble, un pH plus élevé a entraîné une amélioration des taux de sédimentation, mais une densité finale plus faible.

Tableau -1334 Résultats des essais de sédimentation dynamique

Test	Composite	Test	Taux de charge t/m2/h	Dosage de floculant g/t	Densité U/F % de solides	Non cisaillé Limite d'écoulement Pa	pH	Turbidité FAU
D1	X22-1 Final Tails	D1-A	0,50	30	62,5	26	8	951
		D1-B	0,50	40	60,8	31	8	760
		D1-C	0,70	40	56,2	95	8	403
		D1-D	1,00	40	59,5	25	8	505
		D1-E	0,50	40	60,4	34	8	784
		D1-F	0,70	60	59,9	38	8	364
D2	X22-1 Final Tails	D2-A	0,50	40	60,5	40	10	300
		D2-B	0,50	60	59,5	44	10	430
		D2-C	0,50	40	60,6	48	10	42

		D2-D	1,00	40	58,3	38	10	45
		-	-	-	-	-	-	-
D3	X22-2 Final Tails	D3-A	0,50	40	62,2	35	11	29
		D3-B	0,70	40	61,4	38	11	32
		D3-C	1,00	40	60,3	38	11	54
		D3-D	0,70	60	61,4	51	11	37
		D3-E	0,70	20	62,4	47	11	30

Les essais de sédimentation dynamique ont porté sur différentes vitesses de chargement à des doses variables de floculant. Les résultats obtenus pour les échantillons X22 sont similaires à ceux des essais de déshydratation 2022 pour les zones J, SW et 87.

Les paramètres de viscosité de cisaillement des échantillons de résidus ont été déterminés à l'aide d'un viscosimètre Brookfield DV2T. Une viscosité de boue inférieure à 100 cps, à un taux de cisaillement de 120,5 $^{sec-1}$, est considérée comme acceptable pour les applications de pompage. La limite d'écoulement a été mesurée entre 25 et 95 Pa.

13.9 Essais de séparation solide-liquide Pocock (2020)

KCA a envoyé un échantillon de résidus de lixiviation à Pocock pour des tests de décantation et de viscosité. L'échantillon tel que reçu, un composite de poids égaux provenant des zones J, Z87 et SW, avait un $_{P80}$ de 58 µm et un pH de boue de 8,6.

Un floculant anionique polyacrylamide de densité de charge de 5 % et de poids moléculaire moyen à élevé a été sélectionné à l'issue d'essais préliminaires. Le tableau 13-35 présente les résultats des essais de décantation réalisés pour différentes combinaisons de densités d'alimentation et d'ajouts de floculant.

Tableau13 - Résultats des essais de sédimentation en bécher «35 » (Pocock, 2020)

Alimentation % de solides	Floc. g/t	Taux d'augmentation m^3 / m^2 / h	U/débit % w/w solides	Surface unitaire m^2 / t/j
15	10	7,81	63	0,183
20	10	4,21	63	0,192
25	5	2,36	63	0,204
25	10	3,64	63	0,179
25	15	2,71	63	0,203

Il convient de noter que la surface unitaire comprend un facteur d'augmentation de 25 % et que le taux d'élévation comprend un facteur de 0,5 pour le dimensionnement de l'épaississeur. Pocock recommande d'utiliser une surface unitaire de 0,196 m2/tpd à des fins de conception.

Le tableau 13-36 présente les résultats des essais de sédimentation réalisés pour différentes combinaisons de densités d'alimentation et de vitesses de cisaillement.

Tableau -1336 Résultats rhéologiques (Pocock, 2020)

			Viscosité apparente Pa. s @ vitesses de cisaillement

Solides % p/p	Coefficient de rigidité Pa.s	Valeur de rendement Pa	5 / sec	25 / sec	50 / sec	10	200 / sec	400 / sec	600 / sec	1 000 / sec
65,7	0,279	35,9	5,83	2,85	2,10	1,54	1,13	0,83	0,69	0,55
64,5	0,178	21,8	3,43	1,76	1,33	1,00	0,75	0,56	0,48	0,39
63,2	0,116	14,6	2,33	1,78	0,88	0,65	0,49	0,36	0,31	0,25
60,6	0,048	7,0	1,16	0,51	0,36	0,26	0,18	0,13	0,10	0,08

Une viscosité apparente décroissante avec l'augmentation du taux de cisaillement (également appelée « fluidification par cisaillement ») est typique des fluides pseudo-plastiques non newtoniens. Pocock recommande de maintenir la densité de la boue en dessous de 65 % (<30 Pa de contrainte d'écoulement) pour les applications de pompage centrifuge.

13.10 Essais de comptabilisation acide-base (ABA)

Les derniers essais de caractérisation des résidus ont été réalisés par Troilus en 2023. Le tableau 13-37 indique que les échantillons testés ont été jugés non PAG (potentiellement générateurs d'acide). La confirmation que les résidus ne sont pas PAG élimine les dépenses d'investissement liées aux mesures de confinement du drainage minier acide (DMA).

Tableau13 - Résumé des résultats des essais ABA de37

Paramètre		Échantillon	Zone J-1	Zone J-2	J-Zone 3	Zone J 4	Zone J 5	Zone SW 1	Zone SW 2	Zone SW 3	Zone SW 4	Zone SW 5	87-Zone 1	87-Zone 2	87-Zone 3	87-Zone 4	87-Zone 5
		Zone	J4	J4	J4	J4	J4	SW	SW	SW	SW	SW	Z87	Z87	Z87	Z87	Z87
		Lithologie	Résidus	Résidus	Résidus	Résidus	Résidus	Résidus	Résidus	Résidus	Résidus	Résidus	Résidus	Résidus	Résidus	Résidus	Résidus
		Niveau %S	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Carbone total	*Ctotal*	%	0,06	0,07	0,05	0,05	0,06	0,20	0,17	0,17	0,16	0,16	0,10	0,09	0,10	0,10	0,10
Soufre total	*Stotal*	%	0,11	0,13	0,07	0,07	0,12	0,09	0,09	0,07	0,07	0,08	0,03	0,02	0,03	0,02	0,03
Sulfates de soufre (S-GRA06)	*Sulfates*		<0,01	<0,01	<0,01	<0,01	<0,01	<0,01	<0,01	<0,01	<0,01	<0,01	<0,01	<0,01	<0,01	<0,01	<0,01
Sulfates de soufre (S-GRA06a)	*Sulfates*		<0,01	0	0,01	<0,01	<0,01	0,01	0,01	0,01	0,01	0,01	<0,01	0,01	0,01	0,01	0,01
Sulfures de soufre (S-IR07)	*Sulfures*	%	0,10	0,10	0,06	0,07	0,12	0,08	0,09	0,07	0,07	0,07	0,03	0,03	0,03	0,02	0,02
Sulfures de soufre (calcul)	*Sulfures*	%	0,11	0,11	0,06	0,07	0,12	0,08	0,08	0,06	0,06	0,07	0,03	0,01	0,02	0,01	0,02
pH en pâte	-	-	7,8	7,8	7,9	8	7,9	8,3	8,4	8,5	8,5	8,4	8,8	8,6	8,5	8,5	8,9
Potentiel de neutralisation	PN	kg CaCO3/t	14	13	14	14	14	23	22	21	21	21	17	16	16	16	20
Potentiel d'acidité maximal	MPA	kg CaCO3/t	3,4	4,1	2	2,2	3,8	2,8	2,8	2,2	2,2	2,5	0,9	0,6	0,9	0,6	0,9
Potentiel net de neutralisation	PNN	kg CaCO3/t	11	9	12	12	10	20	19	19	19	19	16	15	15	15	19
Ratio PN/PA	RPN	-	4,1	3,2	6,4	6,4	3,7	8,2	7,8	9,6	9,6	8,4	18,1	25,6	17,1	25,6	21,3
Potentiellement générateur d'acide (selon le critère Price 2009)	-	-	**NPGA**	**NPGA**	**NPGA**	**NPGA**	**NPGA**	**NPGA**	**NPGA**	**NPGA**	**NPGA**	**NPGA**	**NPGA**	**NPGA**	**NPGA**	**NPGA**	**NPGA**

13.11 Interprétation des résultats

Les principaux résultats qui ont contribué à l'élaboration des critères de conception du procédé pour le projet aurifère Troilus sont décrits ci-dessous :

- Les résultats des essais de broyage sur SMC, abrasion, BWi et PILOTWAL réalisés par JKTech, Base Met, KCA, FLSmidth et Hazen Research Inc. ont été utilisés pour la conception de l'OMC pour le concassage primaire et secondaire, ainsi que pour le circuit HPGR et le circuit de broyage. La valeur de l'indice d'abrasion de conception a été basée sur la moyenne de tous les résultats antérieurs disponibles.
- Les taux de récupération par gravité (futurs) pour les différentes zones minéralisées ont été basés sur la dernière modélisation de la récupération par gravité de FLSmidth dans le circuit de broyage primaire et dans le circuit de rebroyage.

Les tailles de broyage optimales pour le circuit de broyage primaire et de rebroyage ont été sélectionnées sur la base d'essais de flottation à petite échelle réalisés par Eriez à différents P80. Le broyage du récupérateur de grossier est de P80 75 µm et le rebroyage du concentré est de P80 20 µm.

- La consommation de réactifs de flottation a été basée sur les derniers essais en usine pilote pour chaque zone minéralisée.
- Le modèle de récupération pour Troilus a été déterminé sur la base d'une teneur constante des résidus provenant des essais en usine pilote réalisés chez Eriez. Les équations de récupération ont été déterminées comme suit :
- Récupération par flottation % = (HG – TG) / HG x 100

Où :

- HG = teneur de départ en g/t ou % (valeur selon le plan minier)
- TG = teneur des résidus en g/t ou % (valeur par essai pilote pour chaque zone minéralisée)
- Les résultats des essais en laboratoire sur les métaux de base ont été utilisés comme référence pour le dimensionnement des équipements de déshydratation des concentrés et des résidus.
- Les résultats des essais de séparation solide-liquide de Pocock ont été utilisés pour dimensionner les conduites de résidus.
- Les données sur la qualité de l'eau fournies par Troilus ont été utilisées pour établir les critères de conception.

13.12 Conclusions et recommandations

13.12.1 Conclusions

Les conclusions suivantes peuvent être tirées des essais métallurgiques effectués sur les échantillons récents des zones J, SW, 87 et X22 :

- Les résultats des essais de dureté ont classé le minerai de Troilus comme compétent avec une valeur A x b de 26,0 au 15e centile et de 29,8 au 50e centile.
- L'indice d'abrasion de liaison, compris entre 0,2 et 0,4, indique que le minerai est modérément abrasif.
- L'indice de travail de concassage, calculé à partir des données A x b, est de 22,5 kWh/t.
- L'indice de travail du broyeur à boulets est de 13,8 kWh/t au 85e percentile et de 12,1 kWh/t au 50e percentile.
- Les essais PILOTWAL HPGR en cycle fermé ont donné une valeur moyenne de m· dot de 270 t· s/m3· h à une force de pression nette de 3,33 $^{N/mm2}$.
- Tous les échantillons provenant des différentes zones présentaient de bonnes valeurs GRG, avec un GRG grossier conforme aux prévisions du modèle de récupération par gravité FLSmidth pour les zones J, SW et 87. La modélisation par gravité X22 est toujours en cours, mais d'après les résultats X22 E-GRG, la récupération par gravité devrait être similaire à celle des zones J et 87. Les récupérations par gravité combinées pour les circuits primaire et secondaire devraient être les suivantes :
  - Récupération gravimétrique de l'or dans la zone J – 28,2 %
  - Récupération de l'or dans la zone SW – 14,9 %
  - Récupération de l'or dans la zone 87 – 26,2 %

- Récupération de l'or dans la zone X22 – 28,2 %
- Les zones J, SW, 87 et X22 ont toutes obtenu de bons résultats lors des essais de flottation réalisés par Eriez.

La taille de broyage optimale sélectionnée était de P80 75 µm pour le broyeur primaire et de P80 20 µm pour le broyeur de rebroyage.

- Un traitement supplémentaire (lixiviation) des résidus de flottation n'est pas nécessaire ni justifiable sur le plan économique en raison de la faible teneur des résidus de flottation. Aucun cyanure ne sera utilisé à aucun stade du processus.
- La zone J devrait avoir un taux de récupération global de 91,6 % pour le cuivre, 91,9 % pour l'or et 86,6 % pour l'argent, sur la base d'une teneur en tête de 0,49 g d'or/t, 1,00 g d'argent/t et 0,06 % de cuivre, respectivement.
- La zone SW devrait afficher un taux de récupération global de 89,9 % pour le cuivre, 87,4 % pour l'or et 82,7 % pour l'argent, sur la base d'une teneur en tête de LOM de 0,49 g Au/t, 1,00 g Ag/t et 0,06 % Cu, respectivement.
- La zone 87 devrait présenter un taux de récupération global de 91,8 % pour le cuivre, 94,7 % pour l'or et 97,6 % pour l'argent, sur la base d'une teneur en tête de LOM de 0,49 g Au/t, 1,00 g Ag/t et 0,06 % Cu, respectivement.
- La zone X22 devrait afficher un taux de récupération global de 94,5 % pour le cuivre, 93,1 % pour l'or et 89,9 % pour l'argent, sur la base d'une teneur moyenne sur la durée de vie du gisement de 0,49 g d'or/t, 1,00 g d'argent/t et 0,06 % de cuivre, respectivement.

La consommation de réactifs de flottation pour l'ensemble des zones est d'environ 56 g/t de KAX, 32 g/t de SPRI 206, 29 g/t d'émulsifiant et entre 100 et 400 g/t de Na2SO3 comme dépresseur.

13.12.2 Recommandations

Des essais supplémentaires sont recommandés afin de renforcer la confiance dans le schéma de traitement et la conception du procédé sélectionnés à ce jour. Ces essais devraient inclure :

- Des essais de sédimentation et de rhéologie sur les concentrés de flottation.
- La conception du circuit de rebroyage doit être confirmée par des essais de broyage (c'est-à-dire des essais en broyeur à jarres).

Il convient de noter que la masse finale de concentré extraite n'est que d'environ 0,4 %, ce qui donne une masse d'échantillon très faible à envoyer à un laboratoire pour des essais de déshydratation ou de broyage sur le concentré. Troilus est pleinement conscient de ces défis et les a inclus dans le registre des risques du projet.

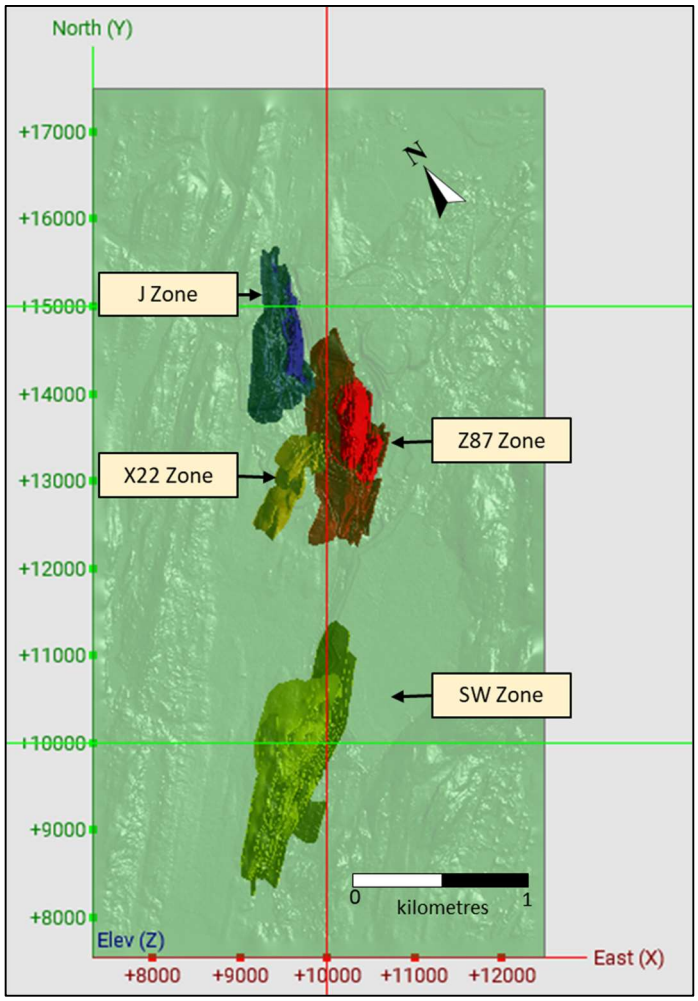
14 ESTIMATIONS DES RESSOURCES MINÉRALES

14.1 Résumé

Cette section présente les ressources minérales du projet, préparées et divulguées conformément aux normes et définitions de l'Institut des minéraux, de l'exploitation minière et de la géologie du Canada (IMEC) pour les ressources minérales et les réserves minérales (2014). Le personne qualifiée responsable de ces estimations des ressources est M. Paul Daigle, géologue professionnel, géologue principal chargé des ressources chez AGP. La date d'entrée en vigueur de ces ressources minérales est le 2 octobre 2023. Les ressources minérales actuelles du projet Troilus comprennent les zones Z87, J, X22 et SW. Les estimations des ressources ont été préparées à partir de domaines minéralisés interprétés dans chacun des quatre gisements qui composent le projet.

La figure 14-1 présente les quatre zones principales du projet.

Figure14 -1 : zones Z87, J, SW et X22 ; vue en plan



Source : AGP (2023)

Les quatre zones principales ont été estimées séparément à l'aide d'un système de coordonnées de grille minière, pivoté d'environ 55° Az par rapport au système de coordonnées UTM NAD83. Les estimations des ressources minérales ont utilisé des matrices de blocs de 5 m x 5 m x 5 m. Les teneurs du modèle de blocs ont été estimées à l'aide de la méthode d'interpolation par krigeage ordinaire utilisant des valeurs composites plafonnées à 2 m (toutes les zones). Les teneurs en métaux ont été plafonnées avant la composition. Les niveaux de plafonnement varient en fonction du domaine minéralisé, le cas échéant. La densité a été attribuée sur la base de modèles lithologiques.

Les ressources minérales pouvant être extraites à ciel ouvert sont déclarées dans des coques de contrainte optimisées pour chaque zone minéralisée à une teneur de coupure de 0,3 g/t AuEQ. Les ressources minérales pouvant être extraites par excavation souterraine sont déclarées sur la base d'une teneur de coupure de 0,9 g/t AuEQ dans des coques de teneur consolidant les blocs contigus sous les coques de contrainte.

Les coques contraignantes optimisées ont été développées par AGP à l'aide du logiciel MineSight et intègrent la récupération des métaux, les paramètres géotechniques et les coûts estimés pour chaque zone minéralisée. Les ressources minérales sont classées comme ressources indiquées ou ressources présumées conformément aux définitions de l'Institut des minéraux, de la mine et des métallurgie (IMM) des ressources minérales et des réserves minérales (2014).

Le tableau 14-1 présente les ressources minérales combinées, exploitables à ciel ouvert et souterraines, pour le projet Troilus pour les ressources minérales exploitables à ciel ouvert et souterraines.

Tableau14 -1 : Ressources combinées à ciel ouvert et souterraines

		Teneur				Métal contenu		
	Tonnes (Mt)	Au (g/t)	Cu (%)	Ag (g/t)	AuEQ (g/t	Au (Moz)	Cu (Mlbs)	Ag (Moz)
Toutes les zones								
Indiqué	508,3	0,57	0,07	1,09	0,69	9,32	729,50	17,79
Inferé	80,5	0,58	0,07	1,47	0,69	1,49	115,41	3,81

Remarques :

Les ressources minérales qui ne sont pas des réserves minérales n'ont pas démontré leur viabilité économique.

Des erreurs d'addition peuvent survenir en raison de l'arrondi.

AGP n'a connaissance d'aucune information non mentionnée dans le présent rapport qui pourrait avoir une incidence sur son interprétation ou ses conclusions concernant la propriété visée. AGP est tenue d'informer le public que la quantité et la teneur des ressources présumées déclarées dans la présente estimation doivent être considérées comme conceptuelles et sont fondées sur des preuves géologiques et un échantillonnage limités. Les preuves géologiques sont suffisantes pour suggérer, mais non pour vérifier, la teneur géologique ou la qualité de la continuité. Pour ces raisons, une ressource présumée présente un niveau de confiance inférieur à celui d'une ressource indiquée. On peut raisonnablement s'attendre à ce que la plupart des ressources minérales présumées puissent être reclassées en ressources minérales indiquées grâce à la poursuite de l'exploration. L'arrondi des valeurs, tel que requis par les lignes directrices en matière de déclaration, peut entraîner des différences apparentes entre les tonnes, la teneur et la teneur en métal.

Les ressources minérales qui ne sont pas des réserves minérales n'ont pas démontré leur viabilité économique.

14.1.1 Ressources à ciel ouvert

Les ressources minérales du gisement du projet Troilus pouvant être extraites à ciel ouvert à une teneur de coupure de 0,3 g/t AuEQ sont les suivantes : Ressources indiquées de 5062 Mt à 0,57 g/t Au, 0,07 % Cu, 1,09 g/t Ag et 0,68 g/t AuEQ ; et une ressource présumée de 76,5 Mt à 0,53 g/t Au, 0,06 % Cu, 1,12 g/t Ag et 0,65 g/t AuEQ. Le tableau 14-2 présente les ressources minérales susceptibles d'être extraites à ciel ouvert.

Tableau14 -2 : Ressources minérales à ciel ouvert pour le projet Troilus à une teneur de coupure de 0,3 g/t AuEQ – Toutes les zones

		Teneur				Métal contenu			
Catégorie	**Tonnes (Mt)**	**Au (g/t)**	**Cu (%)**	**Ag (g/t)**	**AuEQ (g/t)**	**Au (Moz)**	**Cu (Mlb)**	**Ag (g/t)**	**AuEQ (Moz)**
Z87									
Indiqué	197,1	0,67	0,07	1,21	0,80	4,21	320,69	7,67	5,04
Inferé	37,1	0,59	0,06	1,11	0,70	0,71	50,17	1,33	0,84
JZ									
Indiqué	151,9	0,50	0,06	0,96	0,61	2,45	215,71	4,71	2,98
Inferé	24,2	0,46	0,07	0,94	0,57	0,35	35,37	0,73	0,44
X22									
Indiqué	59,2	0,51	0,06	1,24	0,62	0,98	79,34	2,35	1,19
Déduit	13,6	0,53	0,07	1,48	0,67	0,23	21,76	0,65	0,29
SW									
Indiqué	98,0	0,50	0,05	0,94	0,60	1,59	109,91	2,94	1,89
Inferé	1,6	0,37	0,04	0,96	0,45	0,02	1,36	0,05	0,02
TOTAUX – TOUTES ZONES									
Indiqué	506,2	0,57	0,07	1,09	0,68	9,23	725,66	17,67	11,11
Inferé	76,5	0,53	0,06	1,12	0,65	1,31	108,66	2,75	1,59

Remarques :

Les ressources minérales qui ne sont pas des réserves minérales n'ont pas démontré leur viabilité économique.

Des erreurs d'addition peuvent survenir en raison de l'arrondi.

Les ressources minérales à ciel ouvert sont déclarées dans des enveloppes optimisées.

La teneur de coupure à ciel ouvert est de 0,3 g/t AuEQ.

Les équivalents AuEQ ont été calculés comme suit :

- Zone Z87 AuEQ = teneur en Au + 1,5628 * teneur en Cu + 0,0128 * teneur en Ag
- Zone J AuEQ = teneur en Au + 1,5107 * teneur en Cu + 0,0119 * teneur en Ag
- Zone X22 AuEQ = teneur en Au + 1,5628 * teneur en Cu + 0,0128 * teneur en Ag
- Zone SW AuEQ = teneur en Au + 1,6823 * teneur en Cu + 0,0124 * teneur en Ag

Les prix des métaux utilisés dans les formules AuEQ sont les suivants : 1 850 $ US/oz d'or, 4,25 $ US/lb de cuivre et 23,00 $ US/oz d'argent, avec un taux de change de 1,00 $ US = 1,$ 1,30 CAD.

Les taux de récupération des métaux pour les formules AuEQ sont les suivants :

- Zone Z87 95,5 % pour l'or, 94,7 % pour le cuivre et 98,2 % pour l'argent
- Zone J 93,1 % pour la récupération de l'or, 89,3 % pour la récupération du cuivre et 88,9 % pour la récupération de l'argent
- Zone X22 95,5 % pour la récupération de l'or, 94,7 % pour la récupération du cuivre et 98,2 % pour la récupération de l'argent

Zone SW 85,7 % pour la récupération de l'or, 91,5 % pour la récupération du cuivre et 85,6 % pour la récupération de l'argent

Le plafonnement des teneurs variait entre 2,30 g/t Au et 21,00 g/t Au ; entre 0,06 % Cu et 4,36 % Cu, et entre 3,20 g/t Ag et 55,00 g/t Ag ; sur les analyses brutes

La densité (hors morts-terrains et remblais) varie entre 2,64 g/cm^3 et 2,93 g/cm^3 selon la lithologie

14.2 Ressources souterraines

Les ressources minérales du gisement du projet Troilus pouvant être extraites par voie souterraine à une teneur de coupure de 0,9 g/t AuEQ sont les suivantes : une ressource indiquée de 2,1 Mt à 1,35 g/t Au, 0,09 % Cu, 1,90 g/t Ag et 1,51 g/t AuEQ ; et une ressource présumée de 4,0 Mt à 1,36 g/t Au, 0,08 % Cu, 8,21 g/t Ag et 1,58 g/t AuEQ. Le tableau 14-3 présente les ressources minérales pouvant être extraites par voie souterraine.

Tableau -143 : Ressources minérales souterraines du projet Troilus à une teneur de coupure de 0,9 g/t AuEQ – Toutes les zones

		Teneur				Métal contenu			
	Tonnes (Mt)	Au (g/t)	Cu (%)	Ag (g/t)	AuEQ (g/t)	Au (Moz)	Cu (Mlb)	Ag (Moz)	AuEQ (Moz)
Z87									
Indiqué	0,5	1,59	0,15	0,54	1,83	0,02	1,55	0,01	0,03
Déduit	1,1	1,99	0,12	0,46	2,19	0,07	2,96	0,02	0,08
JZ									
Indiqué	0,2	1,21	0,07	1,46	1,33	0,01	0,29	0,01	0,01
Inferé	1,0	1,25	0,05	0,99	1,34	0,04	1,13	0,03	0,04
X22									
-aucun-									
-aucun-									
SW									
Indiqué	1,4	1,28	0,07	2,44	1,42	0,06	2,00	0,11	0,06
Inferé	1,9	1,05	0,06	16,62	1,37	0,06	2,66	1,01	0,08
TOTAUX – TOUTES ZONES									
Indiqué	2,1	1,35	0,09	1,9	1,51	0,09	3,84	0,13	0,10
Inferé	4,0	1,36	0,08	8,21	1,58	0,18	6,75	1,06	0,20

Remarques :

Les ressources minérales qui ne sont pas des réserves minérales n'ont pas démontré leur viabilité économique.

Des erreurs d'addition peuvent survenir en raison de l'arrondi

Les ressources souterraines sont déclarées dans des couches de teneur de 0,9 g/t AuEQ

La teneur limite souterraine est de 0,9 g/t AuEQ.

Les équivalents AuEQ ont été calculés comme suit :

Zone Z87 AuEQ = teneur en or + 1,5628 * teneur en cuivre + 0,0128 * teneur en argent

Zone J4/J5 AuEQ = teneur en Au + 1,5107 * teneur en Cu + 0,0119 * teneur en Ag

Zone X22 AuEQ = teneur en Au + 1,5628 * teneur en Cu + 0,0128 * teneur en Ag

Zone SW AuEQ = teneur en Au + 1,6823 * teneur en Cu + 0,0124 * teneur en Ag

Les prix des métaux utilisés dans les formules AuEQ sont les suivants : 1 700 $ US/oz d'or, 4,25 $ US/lb de cuivre et 23,00 $ US/oz d'argent, avec un taux de change de 1,00 $ US = 1,30 $ CA.

Les taux de récupération des métaux pour les formules AuEQ sont les suivants :

Zone Z87 95,5 % pour l'or, 94,7 % pour le cuivre et 98,2 % pour l'argent.

Zone J 93,1 % pour la récupération de l'or, 89,3 % pour la récupération du cuivre et 88,9 % pour la récupération de l'argent

Zone X22 95,5 % pour la récupération de l'or, 94,7 % pour la récupération du cuivre et 98,2 % pour la récupération de l'argent

Zone SW 85,7 % pour la récupération de l'or, 91,5 % pour la récupération du cuivre et 85,6 % pour la récupération de l'argent

Les teneurs maximales variaient entre 2,30 g/t Au et 21,00 g/t Au, entre 0,06 % Cu et 4,36 % Cu, et entre 3,20 g/t Ag et 55,00 g/t Ag dans les analyses brutes.

La densité (hors morts-terrains et remblais) varie entre 2,64 g/cm3 et 2,93 g/cm3 selon la lithologie.

14.3 Base

La base de données du projet Troilus contient tous les forages effectués sur la propriété. Au 31 août 2023, la base de données des forages Troilus pour les zones Z87, J et X22 contient 1 492 trous de forage diamantés en surface d'une longueur totale de 449 168 m. La base de données comprend les trous régionaux et d'exploration considérés comme étant situés en dehors des quatre gisements principaux. En raison de l'avancement des programmes de forage dans les zones Z87, J et X22, plusieurs trous de forage d' sont communs à plusieurs zones. Le tableau 14-4 présente un résumé des trous de forage figurant dans la base de données et des trous de forage utilisés dans l'estimation des ressources minérales pour chaque zone minéralisée.

Tableau -144 : Résumé de la base de données des trous de forage – Projet Troilus

Zone minéralisée	Nombre de forets	Longueur (m)	Remarques
Zone Z87	51	159,735	
Zone J	382	104 592	
Zone Z87 / Zone J			11 trous de forage sont partagés
Zone X22	174	66 634	
Zone X22 / Zone Z87			61 trous de forage sont partagés
Zone SW	320	130 597	

14.4 Modèle lithologique

14.4.1 Modèle lithologique

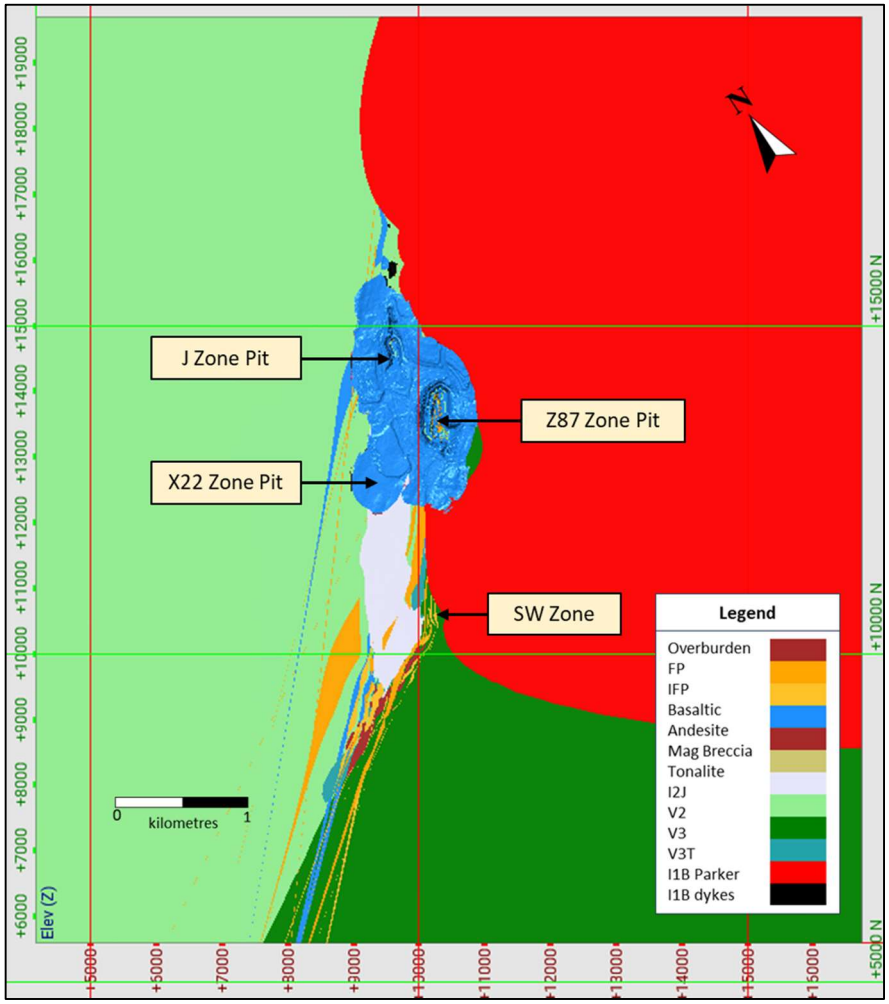
Le modèle filaire tridimensionnel du modèle lithologique a été interprété par le personnel de Troilus à l'aide du logiciel Leapfrog. Le modèle lithologique est basé sur les diagraphies de tous les trous de forage réalisés dans la zone du projet Troilus. AGP a examiné ce modèle et en a accepté l'interprétation. Le modèle lithologique a été utilisé pour coder les codes lithologiques dans le modèle en blocs des quatre zones minéralisées et pour étayer le modèle de densité.

Le tableau 14-5 présente les codes lithologiques utilisés pour le projet. La figure 14-2 présente une vue en plan du modèle lithologique, à une altitude de 5 200 m, pour les quatre zones minéralisées, par rapport à la contrainte de fosse optimisée pour les zones nord.

Tableau14 -5 : Codes lithologiques – Projet aurifère Troilus

Lithologie	Lithologie	Lithocode
Porphyre feldspathique	FP	61
Intrusif porphyrique	IFP	62
Andésite basaltique	Andésite basaltique	63
Breccia magnétitique	Breccia magnétique (uniquement dans le sud-ouest)	64
Tonalite	Tonalite	65
Roches volcaniques intermédiaires	I2J	66
Roches volcaniques mafiques (est)	V2	67
Roches volcaniques mafiques (ouest)	V3	68
Roches volcaniques mafiques (ouest)	V3	69
Granite Parker	I1B Parker	70
Dykes granitiques	I1B_dykes	71
Matière encaissante	OB	9

Figure -142 : Modèle lithologique (vue en plan à 5 200 m d'altitude) ; montrant les contraintes liées à la fosse des gisements nord.

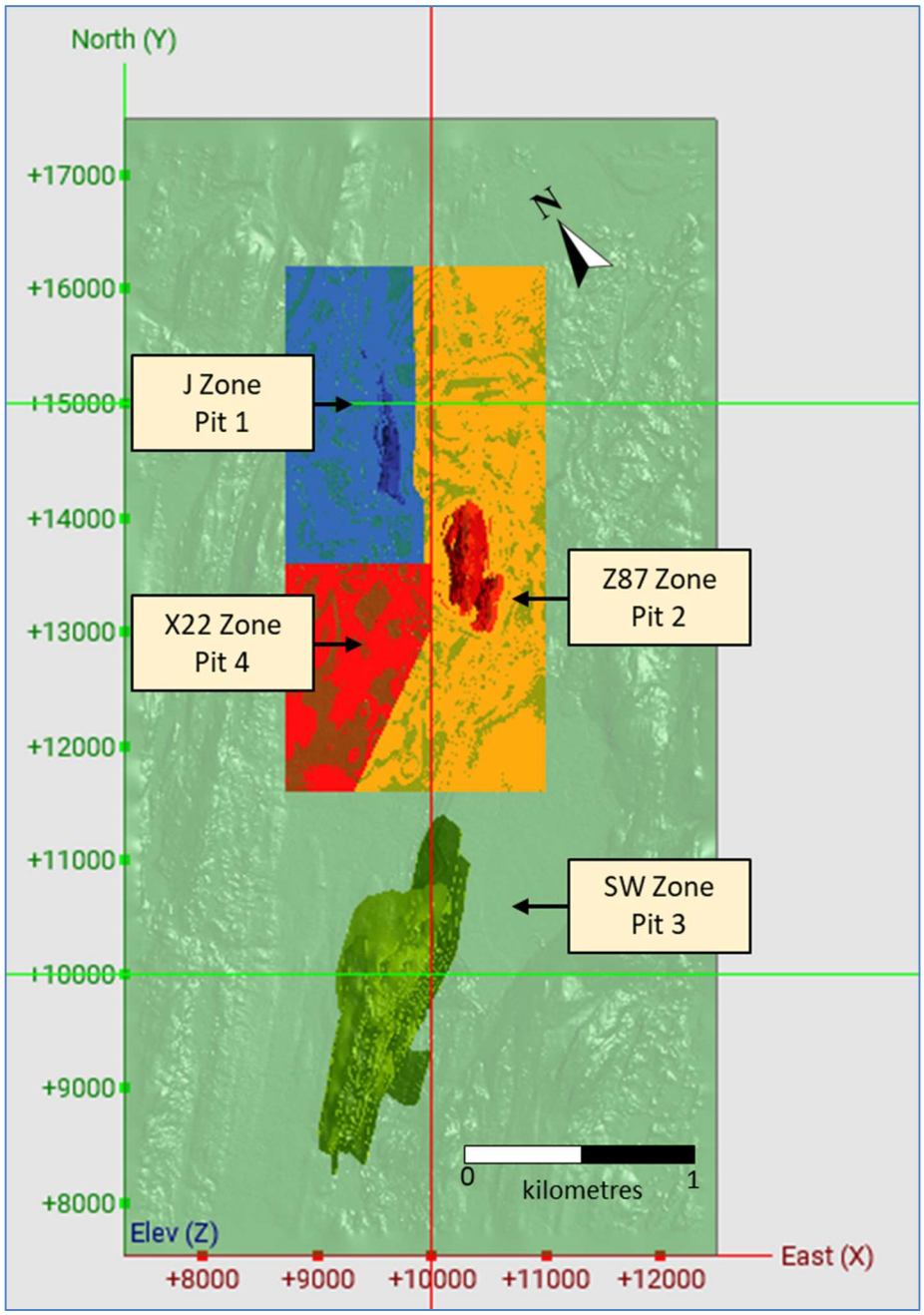


Source : AGP (2023)

14.4.2 Zones de fosse

Afin de différencier les trois zones minéralisées nord et d'éviter le chevauchement des blocs de teneur dans les domaines à faible teneur respectifs, un code de fosse a été attribué dans les modèles afin de séparer les zones minéralisées. La « zone de fosse » a été codée dans le modèle de blocs comme suit : Zone J = 1, Zone Z87 = 2, Zone SW = 3 et Zone X22 = 4. La figure 14-3 montre les zones de fosse codées dans les modèles de blocs.

Figure -143 : Zones de la fosse – Projet Troilus ; vue en plan



Source : AGP (2023)

14.4.3 Densité apparente

<u>Zones Z87, J et X22</u>

Au total, 132 983 mesures de densité ont été recueillies par Troilus à partir de carottes de forage au cours des programmes de forage 2019-2023. L'attribution de la densité pour les trois zones

minéralisées nord est basée sur les valeurs moyennes de densité de l' dans chaque lithologie. La densité des morts-terrains a été attribuée à la valeur de 2,20 $^{g/cm3}$.

Le tableau 14-6 présente les densités attribuées à chaque domaine lithologique dans la zone SW. Le tableau 14-7 présente les statistiques descriptives pour la zone SW par domaine.

Tableau14 -6 : Densités attribuées par domaine – Zones Z87, J et X22

Lithologie	Domaine	Densité
FP	61	2,7
IFP	62	2,82
Andésite basaltique	63	2,8
Breccia magmatique (dans la zone sud-ouest uniquement)	64	-
Tonalite	65	2,72
I2J	66	2,79
V2	67	2,76
V3	68	2,93
V3T	69	2,87
I1B Parker	70	2,72
I1B_dykes	71	2,6
Surcharge	9	2,2

14 s du tableau -7 : Statistiques descriptives de la densité par lithologie – Zones Z87, J et X22

Lithologie	Nombre	Min		Moy	Médiane	Écart	CV
FP	16386	1,97	3,50	2,73	2,71	0,08	0,03
IFP	114	2,64	3,04	2,82	2,75	0,11	0,04
Andésite basaltique	15597	2,19	3,47	2,80	2,79	0,08	0,03
Breccia magmatique (uniquement dans le sud-ouest)							
Tonalite	11619	2,2	3,6	2,72	2,72	0,05	0,02
I2J	22252	2,02	3,79	2,79	2,79	0,05	0,02
V2	61833	2,06	3,67	2,76	2,75	0,06	0,02
V3	996	2,61	3,13	2,93	2,94	0,09	0,03
V3T	1074	2,22	3,25	2,87	2,88	0,11	0,04
I1B Parker	967	2,53	3,11	2,72	2,65	0,14	0,05
I1B_digues	2145	2,07	3,42	2,64	2,62	0,06	0,02

Zone SW

Au total, 112 878 mesures de densité ont été recueillies par Troilus à partir de carottes de forage au cours des programmes de forage 2019-2023 dans la zone SW. L'attribution de la densité pour la zone SW est basée sur les valeurs moyennes de densité au sein de chaque lithologie. La densité des morts-terrains a été attribuée à la valeur de 2,20.

Le tableau 14-8 présente les densités attribuées à chaque domaine lithologique dans la zone SW. Le tableau 14-9 présente les statistiques descriptives pour la zone SW par domaine.

Tableau14 -8 : Densités attribuées par domaine – Zone SW

Lithologie	Lithocode	Densité

FP		2,7
IFP	62	2,76
Andésite basaltique	63	2,75
Breccia magmatique	64	2,8
Tonalite (pas dans la zone SW)	65	-
I2J	66	2,80
V2	67	2,75
V3	68	2,92
V3T	69	2,82
I1B Parker	70	2,76
I1B_dykes (hors zone SW)	71	-
Matière encaissante	9	2,2

Tableau14 9 : Statistiques descriptives de la densité par lithologie – Zone SW

Lithologie	Nombre	Min		Moy	Médiane	Écart	CV
FP	15336	2,14	3,41	2,72	2,7	0,08	0,03
IFP	13716	2,15	4,63	2,76	2,74	0,09	0,03
Andésite basaltique	1898	2,51	3,12	2,75	2,75	0,06	0,02
Mag Breccia	13305	2,08	3,59	2,87	2,87	0,10	0,03
Tonalite (hors zone SW)							
I2J	26858	2,2	3,71	2,8	2,8	0,06	0,02
V2	3129	2,43	3,26	2,75	2,75	0,07	0,02
V3	36157	1,81	3,93	2,92	2,94	0,10	0,03
V3T	2069	2,54	3,85	2,82	2,81	0,10	0,03
I1B Parker	410	2,43	3,24	2,76	2,75	0,12	0,04
I1B_digues (hors zone SW)							

14.5 Zone Z87

14.5.1 Interprétation

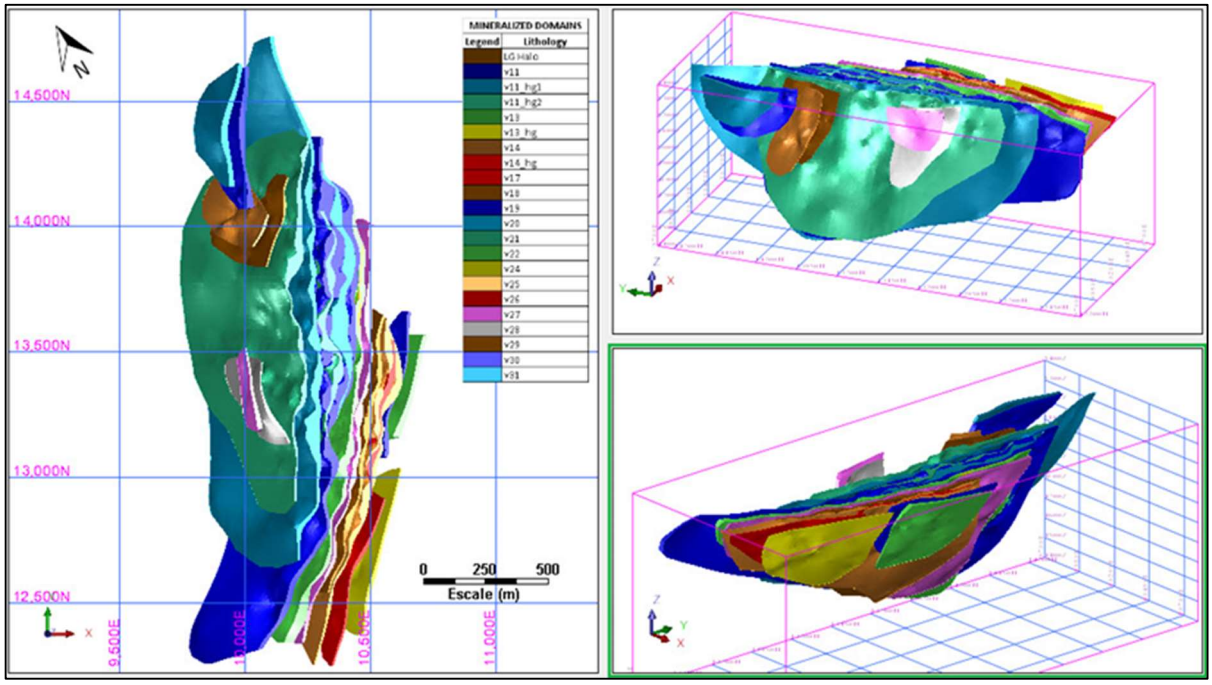
Les modèles filaires tridimensionnels (3D) de la zone Z87 ont été interprétés par le personnel de Troilus à l'aide du logiciel Leapfrog™ Geo, où les teneurs ont été saisies en utilisant une teneur minimale de 0,3 g/t AuEQ, avec une épaisseur minimale de 5 m appliquée à toutes les zones. Plusieurs domaines à plus forte teneur ont été capturés en utilisant une teneur minimale de 1,0 g/t AuEQ. La formule AuEQ utilisée pour la formule équivalente en or du rapport PEA (AGP, 2020a) est la suivante :

$$AuEQ = teneur\ en\ Au + (1{,}2566 * teneur\ en\ Cu) + (0{,}0103 * teneur\ en\ Ag)$$

Toutes les enveloppes des domaines minéralisés ont été créées au-dessus de la topographie pré-exploitation, puis découpées à la surface inférieure des morts-terrains, puis à la topographie de la fosse. Au total, 22 filigranes 3D décrivent les domaines minéralisés dans la zone Z87. Cela comprend un domaine à faible teneur environnant (ou halo), créé sur la base d'une teneur supérieure à 0,07 g/t Au. La minéralisation est disséminée et présente un enrichissement dans ce qui pourrait être décrit comme des couloirs minéralisés sans limites nettes. AGP considère que les filaments sont adaptés à l'estimation des ressources. Tous les filaments ont été importés et validés dans le logiciel d'™ s Surpac.

La figure 14-4 montre les filaments des domaines minéralisés de la zone Z87. Le tableau 14-10 résume les domaines minéralisés et les codes des domaines.

Figure -144 : Zones minéralisées – Zone Z87



Source : AGP (2023)

Tableau14 -10 : Zones minéralisées et codes de domaine – Zone Z87

Zone minéralisée	Code de domaine	Zone minéralisée	Code du domaine
HG Halo	3100	v20	3200
v11	3110	v21	3210
v11_hg1	3115	v22	3220
v11_hg2	3120	v24	3240
v13	3130	v25	3250
v13_hg	3135	v26	3260
v14	3140	v27	3270
v14_hg	3145	v28	3280
v17	3170	v29	3290
v18	3180	v30	3300
v19	3190	v31	3310

14.5.2 Analyse exploratoire des données

Analyses brutes

La base de données des trous de forage pour les domaines minéralisés dans la zone Z87 comprend 95 644 valeurs d'analyse brutes pour chaque métal : or, cuivre et argent. Les valeurs d'analyse inférieures à la limite de détection ont été attribuées à la moitié de la limite de détection aux fins de l'analyse

statistique et de l'estimation de la teneur. Toutes les valeurs manquantes ont été attribuées à la moitié de la limite de détection.

Les tableaux 14-11 à 14-13 présentent les statistiques descriptives pour l'or, le cuivre et l'argent, respectivement, par domaine minéralisé dans la zone Z87.

Tableau14 -11 : Statistiques descriptives pour les analyses de l'or (g/t) par domaine minéralisé – Zone Z87

Zone minéralisée	Nombre	Min	Max	Moy	Médiane	Écart	CV
LG Halo	54 773	0,001	67,40	0,15	0,05	0,68	4,45
v11	10 439	0,001	154,00	0,43	0,21	1,72	4,05
v11 HG-1	6 843	0,001	103,01	1,48	0,82	3,17	2,14
v11 HG-2	2 834	0,001	23,51	1,00	0,67	1,26	1,26
v13	3 411	0,001	133,70	0,54	0,21	2,73	5,07
v13 HG	737	0,001	108,16	1,36	0,37	5,55	4,07
v14	2 878	0,001	25,94	0,46	0,22	1,13	2,46
v14 HG	1 132	0,001	87,40	1,18	0,53	3,51	2,99
v17	2 949	0,001	24,80	0,51	0,24	1,16	2,28
v18	1 750	0,001	29,07	0,47	0,19	1,25	2,68
v19	479	0,001	17,68	0,37	0,14	0,97	2,62
v20	3 537	0,001	26,00	0,42	0,22	0,85	2,02
v21	1 978	0,001	10,96	0,31	0,15	0,57	1,82
v22	185	0,002	11,45	0,47	0,17	1,11	2,38
v24	200	0,003	13,15	0,41	0,16	1,11	2,74
v25	235	0,003	5,39	0,32	0,17	0,56	1,74
v26	242	0,003	7,08	0,31	0,14	0,64	2,07
v27	123	0,003	15,35	0,57	0,19	1,51	2,66
v28	214	0,003	17,55	0,46	0,19	1,30	2,85
v29	239	0,003	3,81	0,26	0,14	0,42	1,64
v30	316	0,001	61,98	0,57	0,13	3,57	6,33
v31	150	0,001	5,24	0,34	0,19	0,62	1,82

Tableau14 -12 : Statistiques descriptives pour les analyses de Cu (%) par domaine minéralisé – Zone Z87

Zone minéralisée	Nombre	Min		Moy	Médiane	Écart	CV
LG Halo	54 773	-	30,00	0,02	0,01	0,13	6,31
v11	10 439	-	3,33	0,05	0,03	0,09	1,59
v11 HG-1	6 843	-	10,00	0,17	0,10	0,30	1,72
v11 HG-2	2 834	-	1,02	0,09	0,05	0,10	1,18
v13	3 411	-	11,27	0,07	0,03	0,24	3,47
v13 HG	737	0,001	1,74	0,11	0	0,18	1,71
v14	2 878	-	1,17	0,05	0,02	0,08	1,71
v14 HG	1 132	0,001	0,54	0,06	0,04	0,06	1,13
v17	2 949	-	2,926	0,06	0,02	0,14	2,33
v18	1 750	-	0,538	0,03	0,02	0,04	1,37
v19	479	0,001	2,00	0,02	0,01	0,10	3,94
v20	3 537	-	0,78	0,04	0,02	0,07	1,51
v21	1 978	-	1,26	0,04	0,02	0,07	1,86

v22	185	0,001	0,23	0,02	0,01	0,03	1,59
v24	200	0,001	0,43	0,04	0,03	0,04	1,14
v25	235	0,001	1,12	0,08	0,06	0,10	1,27
v26	242	0,001	0,88	0,05	0,03	0,08	1,59
v27	123	0,001	0,39	0,02	0,01	0,05	2,43
v28	214	-	0,33	0,03	0,01	0,05	1,64
v29	239	-	0,70	0,06	0,03	0,08	1,43
v30	316	0,001	2,12	0,10	0,05	0,19	1,79
v31	150	-	1,96	0,05	0,02	0,17	3,28

Tableau -1413 : Statistiques descriptives pour les analyses Ag (g/t) par domaine minéralisé – Zone Z87

Zone minéralisée	Nombre	Min		Moy	Médiane	Écart	CV
LG Halo	54 773	-	720,00	0,54	0,25	3,30	6,07
v11	10 439	-	48,00	0,86	0,30	1,48	1,72
v11 HG-1	6 843	-	145,00	1,86	1,00	4,73	2,55
v11 HG-2	2 834	-	41,00	0,96	0,40	1,98	2,06
v13	3 411	-	91,90	0,99	0,25	3,19	3,23
v13 HG	737	-	34,60	1,33	0,30	3,04	2,28
v14	2 878	-	95,11	1,11	0,50	2,69	2,43
v14 HG	1 132	-	159,5	1,76	0,90	5,33	3,03
v17	2 949	-	54,00	0,98	0,40	2,06	2,11
v18	1 750	-	23,45	0,73	0,30	1,25	1,71
v19	479	-	39,20	0,97	0,50	2,52	2,61
v20	3 537	-	259,90	1,07	0,30	6,39	6,00
v21	1 978	-	32,80	0,71	0,25	1,67	2,35
v22	185	0,10	6,20	0,78	0,40	1,05	1,33
v24	200	0,10	51,20	2,09	1,10	4,37	2,09
v25	235	0,10	6,60	0,83	0,50	0,91	1,10
v26	242	0,10	471,00	3,42	0,70	30,31	8,87
v27	123	0,10	15,66	0,82	0,25	2,19	2,67
v28	214	0,10	5,80	0,61	0,25	0,72	1,19
v29	239	-	11,90	0,87	0,50	1,21	1,39
v30	316	0,10	67,90	1,65	0,70	4,60	2,78
v31	150	0,10	29,60	0,93	0,30	2,62	2,81

Dans la base de données, pour la zone Z87, environ 0,83 % des analyses aurifères ne comportent pas d'analyse argentifère. Celles-ci sont principalement associées aux forages antérieurs à 2018 (forages « KN- »). Les autres intervalles manquants ont été comblés avec la moitié de la limite de détection.

La corrélation matricielle pour les zones minéralisées à faible et à haute teneur combinées indique que l'or est mieux corrélé avec le cuivre qu'avec l'argent, bien que le coefficient de corrélation (R) soit faible (0,29 contre 0,24). L'argent et le cuivre présentent la meilleure corrélation avec un R de 0,46. Malgré le faible coefficient de corrélation, AGP a tenté une régression simple entre les analyses de cuivre et d'argent et, comme prévu, la régression s'est avérée très médiocre, empêchant le calcul des analyses d'argent manquantes. Il a donc été décidé que toutes les analyses manquantes et les résultats nuls

seraient fixés à zéro pendant le processus de composition. Le tableau 14-14 présente la matrice de corrélation entre l'or, le cuivre et l'argent.

Tableau14 -14 : Matrice de corrélation – Zone Z87

Colonne	Au (g/t)	Ag (g/t)	Cu (%)
Au (g/t)	1	0,24	0,29
Ag (g/t)	0,24	1	0,46
Cu (%)	0,29	0,46	1

Analyse de plafonnement

Les zones minéralisées individuelles ont été regroupées en six domaines (domaines groupés) afin de réaliser l'analyse de plafonnement. Les tableaux 14-15 présentent les domaines et les zones minéralisées associées.

Tableau14 -15 : Domaines groupés et zones minéralisées au sein des domaines groupés – Zone Z87

Domaine 1	Domaine 2	Domaine 3	Domaine 4	Domaine 5	Domaine 6
LG Halo	v11	v14	v27	v25	v30
	v11 HG-1	v14 HG	v28	v29	v31
	v11 HG-2	v17			
	v13	v18			
	v13 HG	v19			
	v20	v22			
	v21	v24			
		v26			

Le coefficient de variation est considéré comme faible pour un système aurifère et il n'a donc pas été jugé nécessaire de procéder à un contrôle rigoureux des valeurs aberrantes. Les niveaux de plafonnement ont été déterminés à l'aide de graphiques de probabilité et d'une analyse décile (Parish, 1997). Le plafonnement des analyses brutes a généralement touché les 99,3 % supérieurs (ou plus) de la population. Les tableaux 14 à 16 présentent les niveaux de plafonnement sélectionnés pour l'or, l'argent et le cuivre par domaine.

Tableau14 -16 : Niveaux de plafonnement par domaine groupé – Zone Z87

Domaine	Au (g/t)	Perte (	Cu (%)	Perte (	Ag (g/t)	Perte (
Domaine 01	2,90 (236)	0,01	1,23 (4)	0,03	31,13 (11)	0,03
Domaine 02	21,00 (49)	0,04	4,36 (4)	0,01	32,00 (42)	0,04
Domaine 03	12,00 (23)	0,05	2,00 (2)	0,003	39,20 (6)	0,06
Domaine 04	4,10 (2)	0,15	0,24 (3)	0,04	11,5 (2)	0,03
Domaine 05	3,91 (1)	0,01	0,70 (1)	0,01	6,60 (1)	0,01
Domaine 06	5,24 (2)	0,28	1,36 (2)	0,03	25. (2)	0,07

(x) – nombre de valeurs plafonnées

Les tableaux 14-17 à 14-19 présentent les statistiques descriptives des valeurs d'analyse plafonnées pour l'or, le cuivre et l'argent, respectivement, par domaine groupé.

14 s du tableau -17 : Statistiques descriptives pour les analyses aurifères plafonnées (g/t) par zone minéralisée – Zone Z87

Zone minéralisée	Nombre	Min		Moy	Médiane	Écart	CV
LG Halo	54 773	0	2,90	0,13	0	0,09	0,30
v11	10 439	0	21,00	0,41	0,21	0,70	0,84
v11 HG-1	6 843	0	21,00	1,41	0,82	4,81	2,19
v11 HG-2	2 834	0,001	21,00	1,00	0,67	1,55	1,25
v13	3 411	0	21,00	0,49	0,21	1,65	1,28
v13 HG	737	0,001	21,00	1,10	0,37	6,80	2,61
v14	2 878	0	12,00	0,45	0,22	0,83	0,91
v14 HG	1 132	0	12,00	1,05	0,53	2,57	1,60
v17	2 949	0	12,00	0,49	0,24	0,95	0,97
v18	1 750	0	12,00	0,45	0,19	0,93	0,97
v19	479	0,001	12,00	0,36	0,14	0,59	0,77
v20	3 537	0	21,00	0,42	0,22	0,66	0,81
v21	1 978	0,001	10,96	0,31	0,15	0,32	0,57
v22	185	0,002	11,45	0,47	0,17	1,23	1,11
v24	201	0	12,00	0,40	0,16	1,09	1,04
v25	235	0,003	3,91	0,31	0,17	0,26	0,51
v26	242	0,003	7,08	0,31	0,14	0,41	0,64
v27	123	0,003	4,10	0,48	0,19	0,59	0,77
v28	214	0,003	4,10	0,39	0,19	0,39	0,62
v29	239	0	3,81	0,25	0,14	0,18	0,42
v30	316	0,001	5,24	0,36	0,13	0,49	0,70
v31	150	0,001	5,24	0,34	0,19	0,39	0,62

Tableau14 18 : Statistiques descriptives des analyses de cuivre plafonné (%) par zone minéralisée – Zone Z87

Zone minéralisée	Nombre	Min		Moy	Médiane	Écart	CV
LG Halo	54 773	0	1,23	0,02	0,01	0	0,04
v11	10 439	0	3,33	0,05	0,03	0,01	0,09
v11 HG-1	6 843	0	4,36	0,17	0,10	0,06	0,24
v11 HG-2	2 834	0	1,02	0,09	0,05	0,01	0,10
v13	3 411	0	4,36	0,07	0,03	0,03	0,17
v13 HG	737	0	1,74	0,11	0,04	0,03	0,18
v14	2 878	0	1,17	0,04	0,02	0,01	0,08
v14 HG	1 132	0	0,54	0,06	0,04	0	0,06
v17	2 949	0	2,00	0,06	0,02	0,02	0,13
v18	1 750	0	0,54	0,03	0,02	0	0,04
v19	479	0	2,00	0,02	0,01	0,01	0,09
v20	3 537	0	0,78	0,04	0,02	0	0,07
v21	1 978	0	1,26	0,04	0,02	0,01	0,07
v22	185	0	0,23	0,02	0,01	0	0,03
v24	201	0	0,43	0,04	0,03	0	0,04
v25	235	0	0,70	0,08	0,06	0,01	0,09
v26	242	0	0,88	0,05	0,03	0,01	0,08

v27	123	0	0,24	0,02	0,01	0	0,04
v28	214	0	0,24	0,03	0,01	0,00	0,04
v29	239	0	0,70	0,06	0,03	0,01	0,08
v30	316	0	1,36	0,10	0,05	0,03	0,16
v31	150	0	1,36	0,05	0,02	0,02	0

Tableau14 19 : Statistiques descriptives pour les analyses Ag (g/t) plafonnées par zone minéralisée – Zone Z87

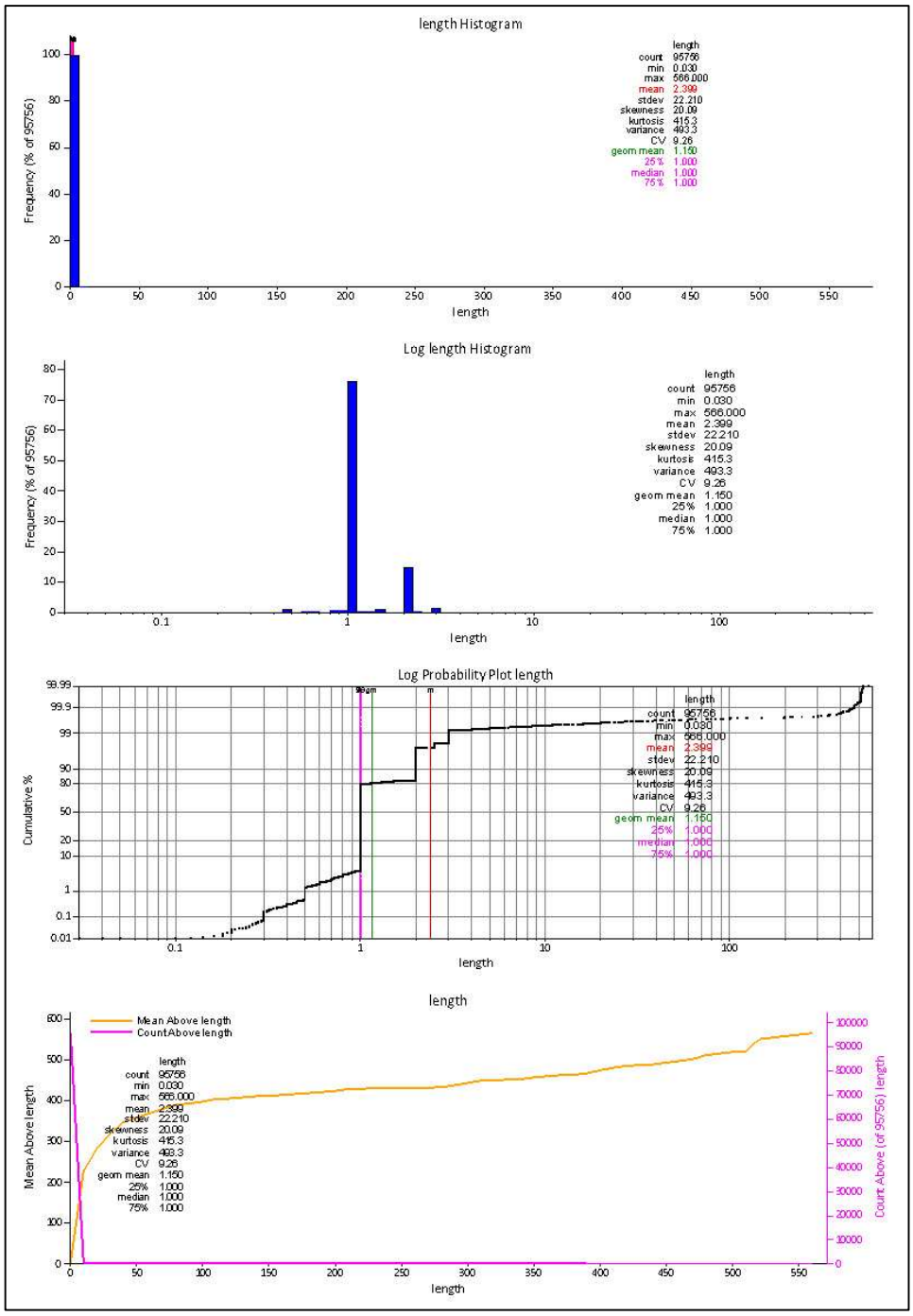
Zone minéralisée	Nombre	Min		Moy	Médiane	Écart	CV
LG Halo	54 773	0	31,13	0,53	0	1,07	1,03
v11	10 439	0	32,00	0,86	0	2,08	1,44
v11 HG-1	6 843	0	32,00	1,75	1,00	8,80	2,97
v11 HG-2	2 834	0	32,00	0,96	0,40	3,48	1,87
v13	3 411	0	32,00	0,94	0,25	4,75	2,18
v13 HG	737	0	32,00	1,33	0,30	8,91	2,99
v14	2 878	0	39,20	1,08	0,50	4,27	2,07
v14 HG	1 132	0	39,20	1,65	0,90	7,59	2,75
v17	2 949	0	39,20	0,97	0,40	3,78	1,94
v18	1 750	0	23,45	0,73	0,30	1,55	1,25
v19	479	0	39,20	0,97	0,50	6,34	2,52
v20	3 537	0	32,00	0,93	0,30	4,12	2,03
v21	1 978	0	32,00	0,71	0,25	2,77	1,66
v22	185	0,10	6,20	0,78	0,40	1,09	1,05
v24	200	0	39,20	2,02	1,10	13,82	3,72
v25	235	0,10	6,60	0,83	0,50	0,83	0,91
v26	242	0,10	39,20	1,63	0,70	13,87	3,72
v27	123	0,10	11,50	0,76	0,25	3,32	1,82
v28	214	0,10	5,80	0,61	0,25	0,52	0,72
v29	239	0	6,60	0,84	0,50	1,09	1,04
v30	316	0,10	25,70	1,52	0,70	9,03	3,00
v31	150	0,10	25,70	0,91	0,30	5,46	2,34

Composites

Les carottes ont été échantillonnées principalement à intervalles de 1 m ou 2 m, la longueur médiane des échantillons étant de 1,0 m. AGP a choisi de regrouper les données à intervalles de 2,0 m. Les composites ont été créés dans les domaines minéralisés, à partir de l'intersection des domaines. Les longueurs des composites ont été ajustées de manière égale à travers l'intersection des domaines.

La figure 14-5 présente les statistiques des longueurs brutes des échantillons utilisées pour déterminer l'intervalle composite.

Figure14 -5 : Graphiques d'analyse statistique pour déterminer l'intervalle composite – Zone Z87



Source : AGP (2023)

Les tableaux 14-20 à 14-22 présentent les statistiques descriptives des valeurs composites plafonnées à 2 m pour l'or, le cuivre et l'argent par domaine, respectivement, dans la zone Z87.

Tableau -1420 : Statistiques descriptives pour les valeurs composites plafonnées (g/t) pour l'or par domaine minéralisé – Zone Z87

Zone	Nombre	Min	Max	Moy	Médiane	Écart	CV
Total	64 802	0	23,65	0,32	0,09	0,75	2,34
LG Halo	38 706	0	2,895	0,11	0	0,23	2,03
v11	6 452	0	23,65	0,41	0,26	0,66	1,63
v11 HG-1	4 240	0	21,00	1,39	0,94	1,68	1,21
v11 HG -2	1 759	0,003	15,05	0,98	0,75	1,02	1,04
v13	2,237	0	21,00	0,49	0,25	1,15	2,34
v13 HG	450	0,001	21,00	1,0949	0,49	1,97	1,80
v14	1 823	0	7,85	0,4279	0,25	0,67	1,56
v14 HG	662	0	12,00	1,03	0,67	1,24	1,20
v17	1 949	0	12,00	0,4929	0,28	0,82	1,66
v18	1 173	0	12,00	0,4264	0,23	0,75	1,76
v19	294	0,001	6,11	0,3572	0,20	0,59	1,65
v20	2,284	0	10,52	0,39	0,24	0,62	1,57
v21	1 428	0,003	3,90	0,26	0,14	0,40	1,50
v22	121	0,003	5,78	0,44	0,19	0,80	1,80
v24	157	0	6,07	0,38	0,17	0,76	1,99
v25	161	0,003	2,90	0,24	0,14	0,38	1,57
v26	172	0,005	3,83	0,290	0,17	0,42	1,44
v27	87	0,003	4,10	0,44	0,16	0,75	1,69
v28	193	0,003	4,10	0,27	0,09	0,49	1,82
v29	202	0	1,97	0,17	0,08	0,29	1,72
v30	174	0,007	3,39	0,36	0,16	0,56	1,55
v31	78	0,012	2,77	0,33	0,21	0,44	1,34

Tableau -1421 : Statistiques descriptives pour les valeurs composites de cuivre plafonnées (%) par domaine minéralisé – Zone Z87

Domaine	Nombre	Min		Moy	Médiane	Écart	CV
	64 802	0	3,72	0,04	0,01	0,08	2,07
lg_halo	38 706	0	0,7294	0,02	0	0,03	1,83
v11	6 452	0	1,23	0,05	0,03	0,07	1,27
v11_hg1	4 240	0	2,86	0,17	0,11	0,18	1,08
v11_hg2	1 759	0,0005	0,70	0,08	0,06	0,09	1,05
v13	2 237	0	3,72	0,06	0,03	0,13	2,09
v13_hg	450	0,0005	1,11	0,10	0,04	0,15	1,44
v14	1 823	0	0,71	0,04	0,03	0,06	1,43
v14_hg	662	0	0,46	0,06	0,04	0,06	0,98
v17	1 949	0	2,00	0,06	0,03	0,11	1,95
v18	1 173	0	0,54	0,03	0,02	0,04	1,29
v19	294	0,0005	0,33	0,02	0,01	0,03	1,48
v20	2 284	0	0,45	0,04	0,02	0,05	1,36
v21	1 428	0,0001	0,60	0,03	0,01	0,05	1,67
v22	121	0,0005	0,23	0,02	0,01	0,03	1,56

v24	157	0	0,22	0,04	0,03	0,03	0,87
v25	161	0,0005	0,42	0,06	0,04	0,07	1,18
v26	172	0,0023	0,88	0,06	0,03	0,08	1,50
v27	87	0,0005	0,24	0,02	0,01	0,04	2,21
v28	193	0,0005	0,14	0,02	0,01	0,03	1,64
v29	202	0	0,60	0,04	0,02	0,07	1,74
v30	174	0,0025	0,96	0,10	0,06	0,13	1,29
v31	78	0,0010	0,33	0,04	0,02	0,06	1,44

Tableau14 -22 : Statistiques descriptives pour les valeurs composites plafonnées d'argent (g/t) par domaine minéralisé – Zone Z87

Zone	Nombre	Min	Max	Moyenne	Médiane	Écart	CV
Total	103 508	0	39,20	0,49	0,25	1,09	2,21
lg_halo	77 412	0	31,13	0,29	0,13	0,58	1,96
v11	6 452	0	18,50	0,88	0,50	1,13	1,29
v11_hg1	4 240	0	32,00	1,71	1,18	2,17	1,27
v11_hg2	1 759	0	32,00	1,01	0,56	1,68	1,65
v13	2 237	0	32,00	0,95	0,45	1,88	1,97
v13_hg	450	0	28,70	1,29	0,50	2,29	1,78
v14	1 823	0	39,20	1,24	0,70	2,42	1,95
v14_hg	662	0	39,20	1,92	1,05	3,30	1,72
v17	1,949	0	29,98	1,01	0,55	1,67	1,65
v18	1 173	0	23,45	0,76	0,43	1,25	1,64
v19	294	0	17,97	1,00	0,62	1,52	1,53
v20	2 284	0	32,00	0,87	0,38	1,67	1,91
v21	1 428	0	13,69	0,59	0,25	1,09	1,84
v22	121	0,10	5,50	0,83	0,50	0,93	1,12
v24	157	0	19,73	1,77	1,00	2,38	1,34
v25	161	0,10	3,75	0,65	0,48	0,68	1,04
v26	172	0,15	29,40	1,71	0,90	3,25	1,90
v27	87	0,10	11,50	0,83	0,25	1,93	2,31
v28	193	0,10	3,60	0,47	0,25	0,56	1,19
v29	202	0	5,80	0,61	0,25	0,84	1,37
v30	174	0,10	15,84	1,41	0,71	2,16	1,54
v31	78	0,10	7,38	0,76	0,43	1,05	1,39

Variographie

Les variogrammes basés sur les fichiers composites AGP ont été générés dans le module Variogram Modeling Windows de Surpac™ , par le personnel AGP, qui utilise l'orientation, la plongée et l'inclinaison pour décrire l'anisotropie.

Les tableaux 14-23 à 14-25 présentent les paramètres de variogramme utilisés pour l'interpolation. Les variogrammes de l'or, du cuivre et de l'argent ont été réalisés indépendamment pour chacun des domaines.

Tableau14 -23 : Paramètres du variogramme de l'or – Zone Z87

Zone	Anisotropie	Structure	Pépite	1er seuil	1er pan	2e seuil	2e rangée	3e seuil	3e gamme
LG Halo	Sphérique	2	0,02	0,02	32,71	0,01	115,69	-	-
v11	Sphérique	2	0,02	0,02	32,71	0,01	115,69	-	-
v11 HG-1	Sphérique	2	0,02	0,02	32,71	0,01	115,69	-	-
v11 HG-2	Sphérique	2	0,02	0,02	32,71	0,01	115,69	-	-
v13	Sphérique	2	0,02	0,02	32,71	0,01	115,69	-	-
v13 HG	Sphérique	2	0,02	0,02	32,71	0,01	115,69	-	-
v14	Sphérique	2	0,02	0,02	32,71	0,01	115,69	-	-
v14 HG	Sphérique	3	0,92	0,37	22,65	0,38	32,71	0,09	81,23
v17	Sphérique	3	0,92	0,37	22,65	0,38	32,71	0,09	81,23
v18	Sphérique	2	0,05	0,10	83,38	0,20	152,07	-	-
v19	Sphérique	2	0,05	0,10	83,38	0,20	152,07	-	-
v20	Sphérique	2	0,02	0,02	32,71	0,01	115,69	-	-
v21	Sphérique	2	0,02	0,02	32,71	0,01	115,69	-	-
v22	Sphérique	2	0,05	0,10	83,38	0,20	152,07	-	-
v24	Sphérique	2	0,05	0,10	83,38	0,20	152,07	-	-
v25	Sphérique	2	0,06	0,02	67,11	0,03	130,48	-	-
v26	Sphérique	2	0,06	0,02	67,11	0,03	130,48	-	-
v27	Sphérique	2	0,06	0,02	67,11	0,03	130,48	-	-
v28	Sphérique	2	0,06	0,02	67,11	0,03	130,48	-	-
v29	Sphérique	2	0,06	0,02	67,11	0,03	130,48	-	-
v30	Sphérique	2	0,01	0,09	89,48	0,18	216,49	-	-
v31	Sphérique	2	0,01	0,09	89,48	0,18	216,49	-	-

Tableau14 -24 : Paramètres du variogramme du cuivre – Zone Z87

Zone	Anisotropie	Structure	Pépite	1er seuil	1ère gamme	2e seuil	2e rangée	3e seuil	3e gamme
LG Halo	Sphérique	2	0,0002	0,0002	62,67	0,0005	145,60	-	-
v11	Sphérique	2	0,0002	0,0002	62,67	0,0005	145,60	-	-
v11 HG-1	Sphérique	2	0,0002	0,0002	62,67	0,0005	145,60	-	-
v11 HG-2	Sphérique	2	0,0002	0,0002	62,67	0,0005	145,60	-	-
v13	Sphérique	2	0,0002	0,0002	62,67	0,0005	145,60	-	-
v13 HG	Sphérique	2	0,0002	0,0002	62,67	0,0005	145,60	-	-
v20	Sphérique	2	0,0002	0,0002	62,67	0,0005	145,60	-	-
v21	Sphérique	2	0,0002	0,0002	62,67	0,0005	145,60	-	-
v14	Sphérique	2	0,0002	0,0002	62,67	0,0005	145,60	-	-
v14 HG	Sphérique	2	0,0070	0,0105	19,40	0,0028	100,00	-	-
v17	Sphérique	2	0,0070	0,0105	19,40	0,0028	100,00	-	-
v18	Sphérique	2	0,0002	0,0004	23,33	0,0005	97,78	-	-
v19	Sphérique	2	0,0002	0,0004	23,33	0,0005	97,78	-	-
v22	Sphérique	2	0,0002	0,0004	23,33	0,0005	97,78	-	-
v24	Sphérique	2	0,0002	0,0004	23,33	0,0005	97,78	-	-
v26	Sphérique	2	0,0005	0,0023	60,00	0,0020	140,00	-	-
v27	Sphérique	2	0,0005	0,0023	60,00	0,0020	140,00	-	-
v28	Sphérique	2	0,0005	0,0023	60,00	0,0020	140,00	-	-
v25	Sphérique	2	0,0005	0,0023	60,00	0,0020	140,00	-	-
v29	Sphérique	2	0,0005	0,0023	60,00	0,0020	140,00	-	-
v30	Sphérique	2	0,0016	0,0048	69,88	0,0064	101,27	-	-
v31	Sphérique	2	0,0016	0,0048	69,88	0,0064	101,27	-	-

14 s sur la table -25 : Paramètres du variogramme argent – Zone Z87

Zone	Anisotropie	Structure	Pépite	1er seuil	1er champ	2e seuil	2e rangée	3e seuil	3e rangée
LG Halo	Sphérique	2	0,03	0,15	70	0,37	130,00	-	-
v11	Sphérique	2	0,03	0,15	70,00	0,37	130,00	-	-
v11 HG-1	Sphérique	2	0,03	0,15	70	0,37	130,00	-	-
v11 HG-2	Sphérique	2	0,03	0,15	70,00	0,37	130,00	-	-
v13	Sphérique	2	0,03	0,15	70,00	0,37	130,00	-	-
v13 HG	Sphérique	2	0,03	0,15	70,00	0,37	130,00	-	-
v20	Sphérique	2	0,03	0,15	70,00	0,37	130,00	-	-
v21	Sphérique	2	0,03	0,15	70,00	0,37	130,00	-	-
v14	Sphérique	2	0,03	0,15	70,00	0,37	130,00	-	-
v14 HG	Sphérique	2	1,35	0,78	55,00	1,55	135,00	-	-
v17	Sphérique	2	1,35	0,78	55,00	1,55	135,00	-	-
v18	Sphérique	2	0,50	0,10	56,05	0,79	165,28	-	-
v19	Sphérique	2	0,50	0,10	56,05	0,79	165,28	-	-
v22	Sphérique	2	0,50	0,10	56,05	0,79	165,28	-	-
v24	Sphérique	2	0,50	0,10	56,05	0,79	165,28	-	-
v26	Sphérique	2	0,15	0,16	68,83	0,28	123,09	-	-
v27	Sphérique	2	0,15	0,16	68,83	0,28	123,09	-	-
v28	Sphérique	2	0,15	0,16	68,83	0,28	123,09	-	-
v25	Sphérique	2	0,15	0,16	68,83	0,28	123,09	-	-
v29	Sphérique	2	0,15	0,16	68,83	0,28	123,09	-	-
v30	Sphérique	2	0,26	0,90	125,00	2,49	220,00	-	-
v31	Sphérique	2	0,26	0,90	125,00	2,49	220,00	-	-

14.5.3 Modèle en bloc

Paramètres du modèle en blocs

Le modèle en blocs du gisement de la zone Z87 a été établi à l'aide d'une matrice de blocs de 5 m de long, 5 m de large et 5 m de haut, puis créé dans le logiciel de gestion des ressources Geovia Surpac. La matrice de blocs a été définie en fonction de l'espacement actuel des trous de forage et de considérations techniques relatives à l'exploitation à ciel ouvert, et est jugée appropriée à cette fin. Le modèle de blocs est exprimé en coordonnées de la grille minière et n'est pas pivoté. Il s'agit d'un modèle de blocs entiers dans lequel chaque bloc se voit attribuer un code de type de roche spécifique. Tout centre de gravité de bloc situé dans le filaire du domaine minéralisé s'est vu attribuer ce code.

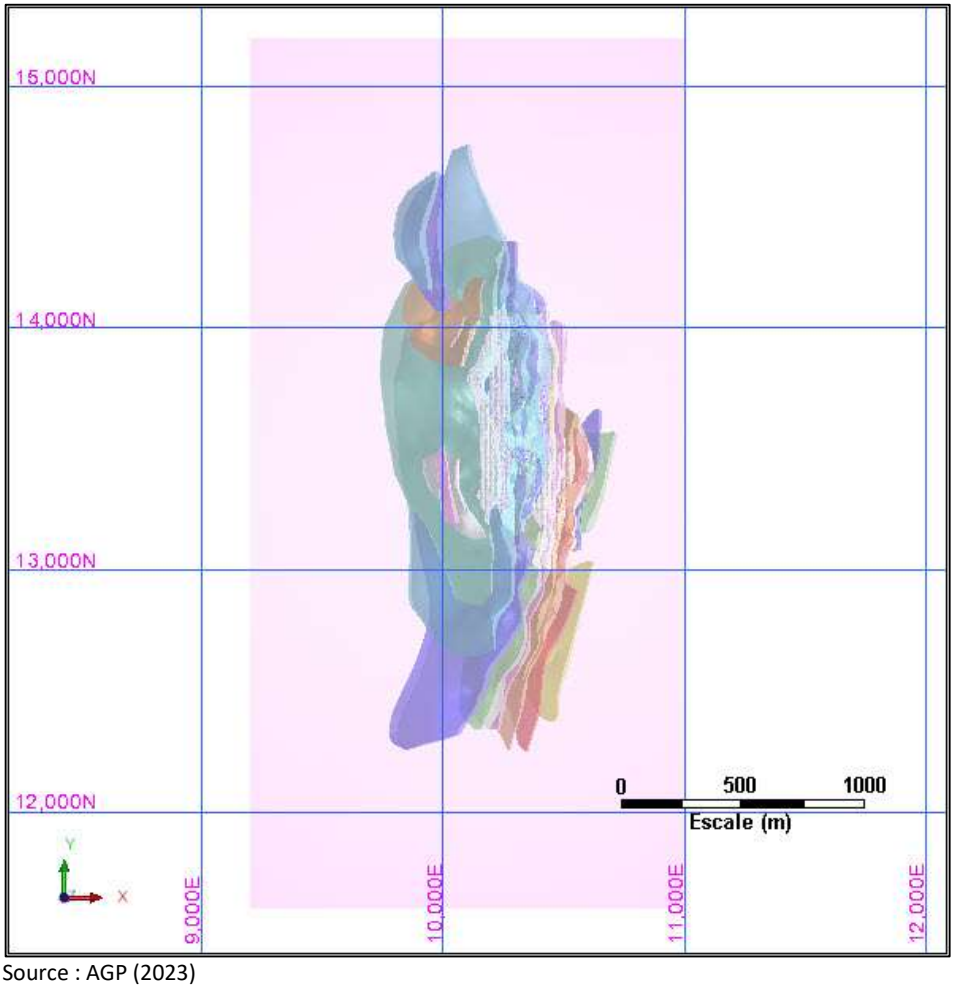
Le tableau 14-26 résume les paramètres du modèle de blocs. La figure 14-6 présente l'étendue du modèle de blocs pour la zone Z87.

Tableau14 -26 : Paramètres du modèle en blocs – Zone Z87

Type	Y	X	Z
Coordonnées minimales	11600 mN	9200 mE	4500
Coordonnées maximales	15200 mN	11000 mE	5500
Longueur (m)	3600	1800	1000
Taille du bloc (m)	5	5	5

Rotation	Aucune rotation		
Nombre de blocs	720	360	200

14 s sur l'illustration -6 : Dimensions du modèle de bloc – Zone Z87



Source : AGP (2023)

Paramètres d'estimation et stratégie d'interpolation

Les teneurs en métaux ont été interpolées en trois passes à l'aide des composites plafonnés à 2 m et de la méthode Geovia Surpac Dynamic Anisotropy.

Les teneurs en métaux ont été interpolées à l'aide de la méthode d'interpolation Ordinary Kriging (OK). Les paramètres du variogramme pour chaque métal ont été utilisés dans chacune de ces passes et alignés sur le filaire du domaine. Des interpolations par distance inverse au carré (ID2) et par voisin le plus proche (NN) ont également été effectuées à des fins de validation.

Afin de réduire certains poids négatifs de krigeage, les données ont ensuite été dégroupées à l'aide d'une recherche octant pour les passages 1 et 2. Le nombre de composites utilisés pour l'interpolation a également été ajusté pour ces passages.

Le tableau 14-27 présente les paramètres d'estimation pour chaque passage utilisé pour estimer les teneurs en métaux.

Tableau14 -27 : Stratégie d'interpolation pour l'anisotropie dynamique – Zone Z87.

	1er passage	2e exécution	3e exécution
Nombre minimum d'échantillons	6	3	2
nombre maximal d'échantillons	18	18	18
nombre maximal d'échantillons par trou de forage	3	2	2
Distance moyenne maximale entre les échantillons	60	120	120
Pourcentage de partition de la taille de l'ellipse de recherche d'origine (Au, Ag et Cu)	60	80	100
Ag (g/t) - Z87 Domaine 1 (m)	78	104	130
Au (g/t) - Domaine Z87 1 (m)	70	93	116
Cu (%) - Domaine Z87 1 (m)	88	117	146
Ag (g/t) - Domaine Z87 2 (m)	81	117	146
Au (g/t) - Domaine Z87 2 (m)	49	65	81
Cu (%) - Domaine Z87 2 (m)	60	80	10
Ag (g/t) - Domaine Z87 3 (m)	116	154	193
Au (g/t) - Domaine Z87 3 (m)	57	154	193
Cu (%) - Domaine Z87 3 (m)	107	143	179
Ag (g/t) - Domaine Z87 4 (m)	99	132	165
Au (g/t) - Domaine Z87 4 (m)	91	122	152
Cu (g/t) - Domaine Z87 4 (m)	59	122	152
Ag (g/t) - Domaine Z87 5 (m)	74	98	123
Au (g/t) - Domaine Z87 5 (m)	78	104	130
Cu (%) - Domaine Z87 5 (m)	84	112	140
Ag (g/t) - Z87 Domaine 6 (m)	132	112	140
Au (g/t) - Domaine Z87 6 (m)	130	173	216
Cu (%) - Domaine Z87 6 (m)	61	81	10

Les tableaux 14-28 à 14-30 présentent les ellipses de recherche utilisées pour estimer la teneur en or par domaine minéralisé.

Tableau14 -28 : Paramètres des ellipses de recherche pour l'or par domaine minéralisé – Zone Z87

Zone	Orientation	Plong		Principal/Secondaire	Majeur/Mineur
LG Halo	119	74	-25	1,75	3,75
v11	100	15	0	1,75	3,75
v11 HG-1	100	15	0	1,75	3,75
v11 HG-2	100	15	0	1,75	3,75
v13	100	15	0	1,75	3,75
v13 HG	100	15	0	1,75	3,75
v14	100	65	0	2,00	3,22
v14 HG	100	65	0	2,00	3,22
v17	100	65	0	2,00	3,22
v18	100	65	0	2,00	3,22
v19	100	65	0	2,00	3,22
v20	100	15	0	1,75	3,75
v21	100	15	0	1,75	3,75
v22	100	65	0	2,00	3,22
v24	100	65	0	2,00	3,22
v25	95	-80	10	1,00	8,2973
v26	10	65	0	2,00	3,2173
v27	90	80	0	1,98	3,2851
v28	90	80	0	1,98	3,2851
v29	95	-80	10	1,00	8,2973
v30	0	0	-80	2,12	3,2177
v31	0	0	-80	2,12	3,2177

Tableau14 29 : Recherche des paramètres elliptiques pour le cuivre par domaine minéralisé – Zone Z87

Zone	Orient	Plong		Principal/Secondaire	Majeur/Mineur
LG Halo	100	75	-10	1,79	2,71
v11	260	80	0	1,79	2,71
v11 HG-1	260	80	0	1,79	2,71
v11 HG-2	260	80	0	1,79	2,71
v13	260	80	0	1,79	2,71
v13 HG	260	80	0	1,79	2,71
v20	260	80	0	1,79	2,71

v21	260	80	0	1,79	2,71
v14	100	60	0	2,03	4,35
v14 HG	100	60	0	2,03	4,35
v17	100	60	0	2,03	4,35
v18	100	60	0	2,03	4,35
v19	100	60	0	2,03	4,35
v22	100	60	0	2,03	4,35
v24	100	60	0	2,03	4,35
v26	100	60	0	2,03	4,35
v27	100	80	0	1,29	5,34
v28	100	80	0	1,29	5,34
v25	95	75	0	1,42	8,62
v29	95	75	0	1,42	8,62
v30	100	70	-10	1,80	4,06
v31	100	70	-10	1,80	4,06

Tableau « » (1430) : Recherche des paramètres elliptiques pour l'argent par domaine minéralisé – Zone Z87

Zone	Orient	Plong		Principal/Secondaire	Majeur/Mineur
LG Halo	127	79	-	1,40	2,76
v11	105	70	-15	1,40	2,76
v11HG-1	105	70	-15	1,40	2,76
v11HG-2	105	70	-15	1,40	2,76
v13	105	70	-15	1,40	2,76
v13HG	105	70	-15	1,40	2,76
v20	105	70	-15	1,40	2,76
v21	105	70	-15	1,40	2,76
v14	105	65	0	2,00	5,56
v14HG	105	65	0	2,00	5,56
v17	105	65	0	2,00	5,56
v18	105	65	0	2,00	5,56
v19	105	65	0	2,00	5,56
v22	105	65	0	2,00	5,56
v24	105	65	0	2,00	5,56
v26	105	65	0	2,00	5,56
v27	100	-75	0	2,27	2,86
v28	100	-75	0	2,27	2,86
v25	100	80	0	1,96	3,46
v29	100	80	0	1,96	3,46
v30	15	0	-80	1,59	4,14
v31	15	0	-80	1,59	4,14

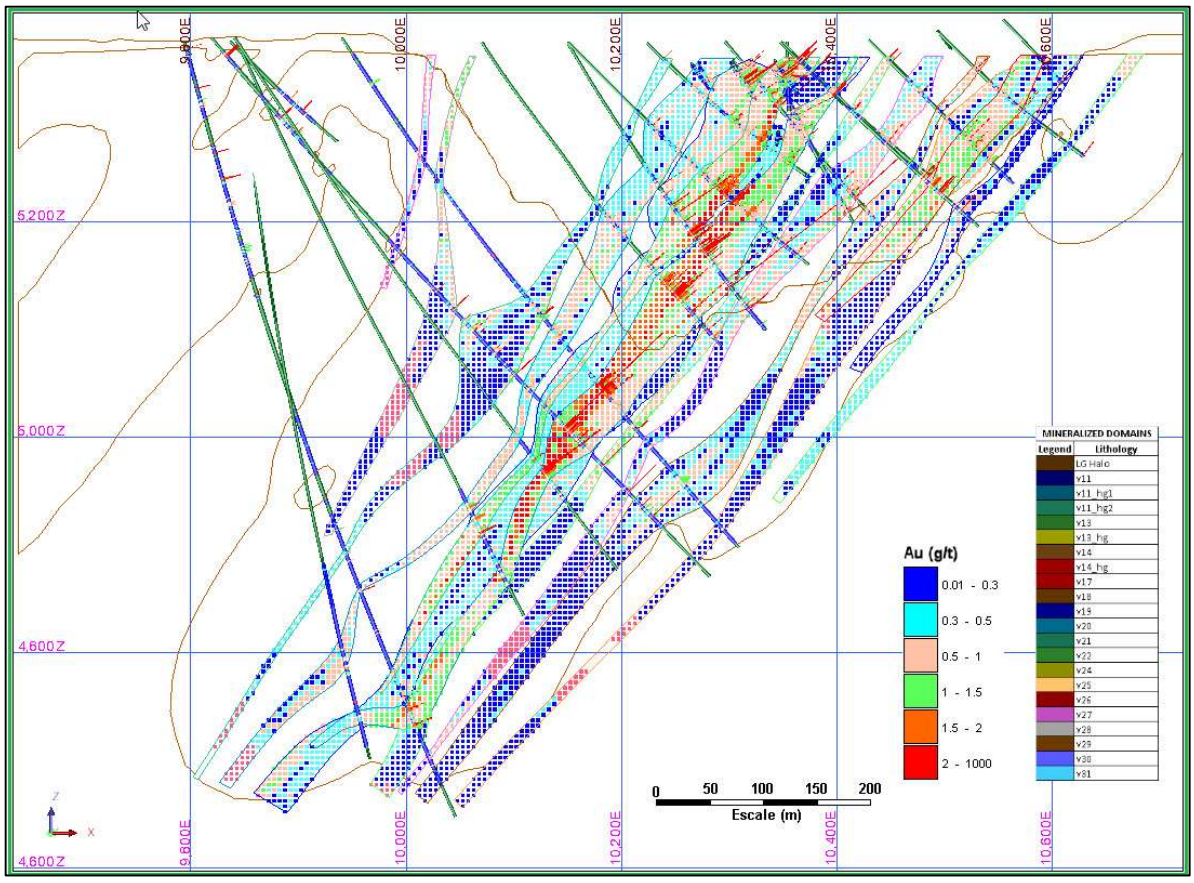
Validation du modèle de bloc

Les modèles de grades Z87 Zone ont été validés à l'aide des méthodes suivantes :

- comparaison visuelle des teneurs du modèle en blocs codées par couleur avec les teneurs composites sur les sections et les plans.
- comparaison des teneurs moyennes globales des blocs pour les modèles OK, ID2, NN, composite et les teneurs brutes.
- comparaison à l'aide de graphiques en bandes pour étudier les biais locaux dans l'estimation.

La comparaison visuelle des teneurs du modèle en blocs sur les coupes et les plans a révélé une bonne corrélation entre les teneurs des trous de forage et celles du modèle de ressources (figure 14-7).

Figure -147 : Coupe transversale (13400 mN) – Zone Z87



Source : AGP (2023)

Le tableau 14-31 présente les statistiques des teneurs moyennes pour les valeurs composites, les modèles NN, ID2 et OK. Les statistiques des teneurs moyennes composites de l'or et du cuivre se comparent bien aux teneurs brutes, avec une réduction normale des valeurs due au lissage, liée à la variance des volumes. La teneur moyenne du modèle en blocs, comparée à celle des composites, a montré une réduction normale des valeurs. Plus important encore, les teneurs des modèles NN, ID2 et OK sont inférieures à 1 % les unes des autres, ce qui indique que la méthodologie utilisée n'a pas introduit de biais local dans l'estimation.

Tableau «14 » - «31 » : Comparaison globale des teneurs moyennes dans le modèle complet – Zone Z87.

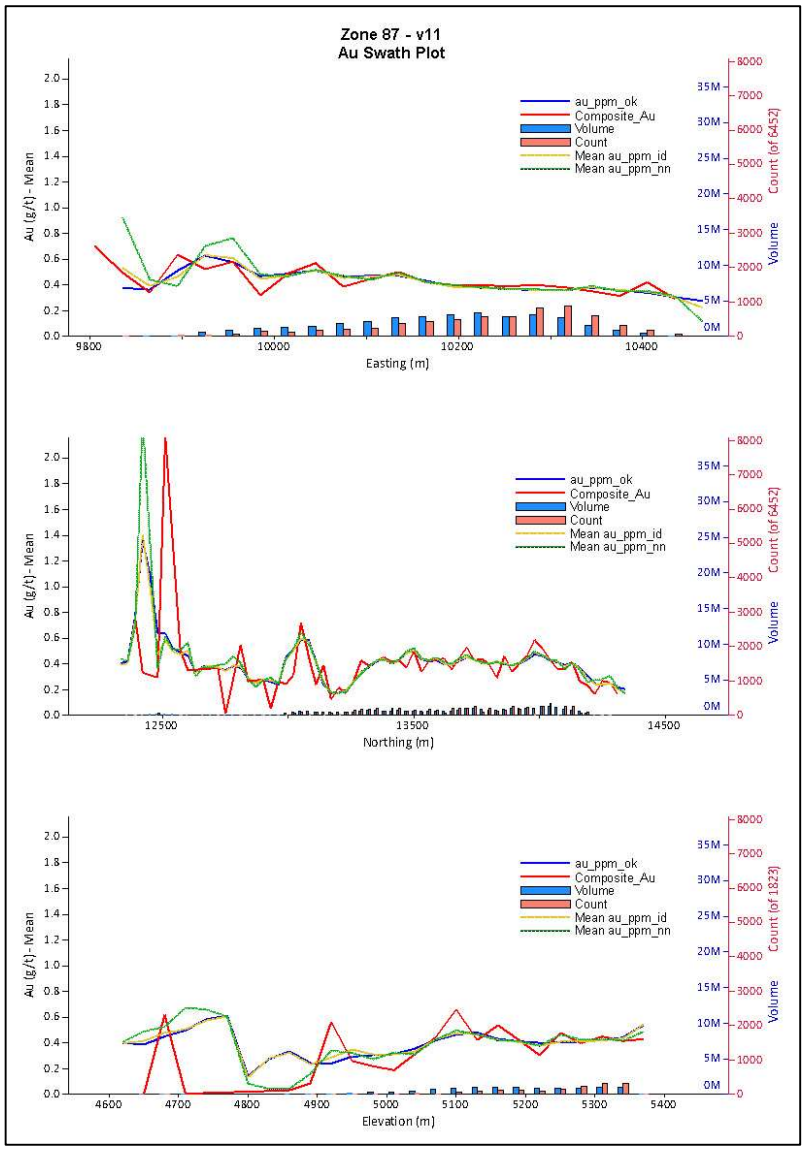
Type de roche	Au (g/t) Composite	Au (g/t) Ok	Au (g/t) ID	Au (g/t) NN	Cu (%) Composite	Cu (%) Ok	Cu (%) ID	Cu (%) NN	Ag (g/t) Composite	Ag (g/t) Ok	Ag (g/t) ID	Ag (g/t) NN
LG Halo	0,111	0,098	0,098	0,097	0,017	0,018	0,018	0,018	0,494	0,481	0,475	0,473
v11	0,406	0,396	0,396	0,409	0,054	0,054	0,055	0,056	0,295	0,892	0,893	0,914
v11 HG-1	1,386	1,311	1,305	1,306	0,168	0,141	0,140	0,142	0,881	1,488	1,469	1,483
v11 HG-2	0,984	0,844	0,849	0,852	0,085	0,088	0,089	0,087	1,708	1,443	1,413	1,440
v13	0,491	0,445	0,442	0,439	0,062	0,057	0,057	0,057	1,014	0,743	0,748	0,751
v13 HG	1,095	0,792	0,778	0,791	0,100	0,075	0,075	0,076	0,954	1,362	1,352	1,341
v14	0,428	0,379	0,381	0,388	0,044	0,048	0,048	0,050	1,288	1,035	1,035	1,071
v14 HG	1,031	0,774	0,801	0,829	0,056	0,045	0,044	0,043	1,240	1,113	1,097	1,058
v17	0,493	0,429	0,432	0,464	0,057	0,046	0,046	0,047	1,919	0,951	0,988	1,175
v18	0,426	0,343	0,344	0,334	0,029	0,028	0,028	0,028	1,012	0,663	0,662	0,677
v19	0,357	0,370	0,364	0,387	0,022	0,020	0,019	0,020	0,758	1,057	1,034	1,041
v20	0,392	0,342	0,340	0,341	0,039	0,047	0,047	0,046	0,995	1,107	1,092	1,077
v21	0,263	0,230	0,228	0,237	0,031	0,037	0,037	0,042	0,875	0,673	0,684	0,755
v22	0,444	0,430	0,454	0,475	0,021	0,021	0,021	0,023	0,588	0,773	0,797	0,897
v24	0,381	0,392	0,377	0,484	0,035	0,037	0,036	0,037	0,833	1,947	1,912	2,041
v25	0,243	0,288	0,283	0,280	0,061	0,077	0,076	0,076	1,772	0,795	0,784	0,813
v26	0,289	0,304	0,316	0,316	0,056	0,057	0,058	0,058	0,653	1,603	1,639	1,660
v27	0,444	0,451	0,451	0,457	0,018	0,017	0,016	0,017	1,708	0,694	0,734	0,842
v28	0,271	0,257	0,254	0,276	0,018	0,020	0,020	0,022	0,834	0,507	0,498	0,545
v29	0,171	0,208	0,203	0,225	0,037	0,047	0,045	0,049	0,470	0,728	0,723	0,776
v30	0,361	0,416	0,426	0,408	0,098	0,100	0,100	0,100	0,613	1,481	1,445	1,480
v31	0,332	0,333	0,326	0,335	0,040	0,038	0,038	0,039	1,405	0,795	0,795	0,803

Des graphiques en bandes ont été utilisés pour comparer les profils de teneur des valeurs composites, et les teneurs estimées permettent une vérification visuelle d'une surestimation ou d'une sous-estimation des teneurs des blocs à l'échelle globale et locale. Une évaluation qualitative du lissage et de la variabilité des estimations peut également être observée à partir des graphiques.

Les graphiques en bandes montrent une bonne concordance avec les trois méthodes d'interpolation, sans biais local majeur. Les pics et les creux des teneurs par bloc et des valeurs composites sont bien corrélés.

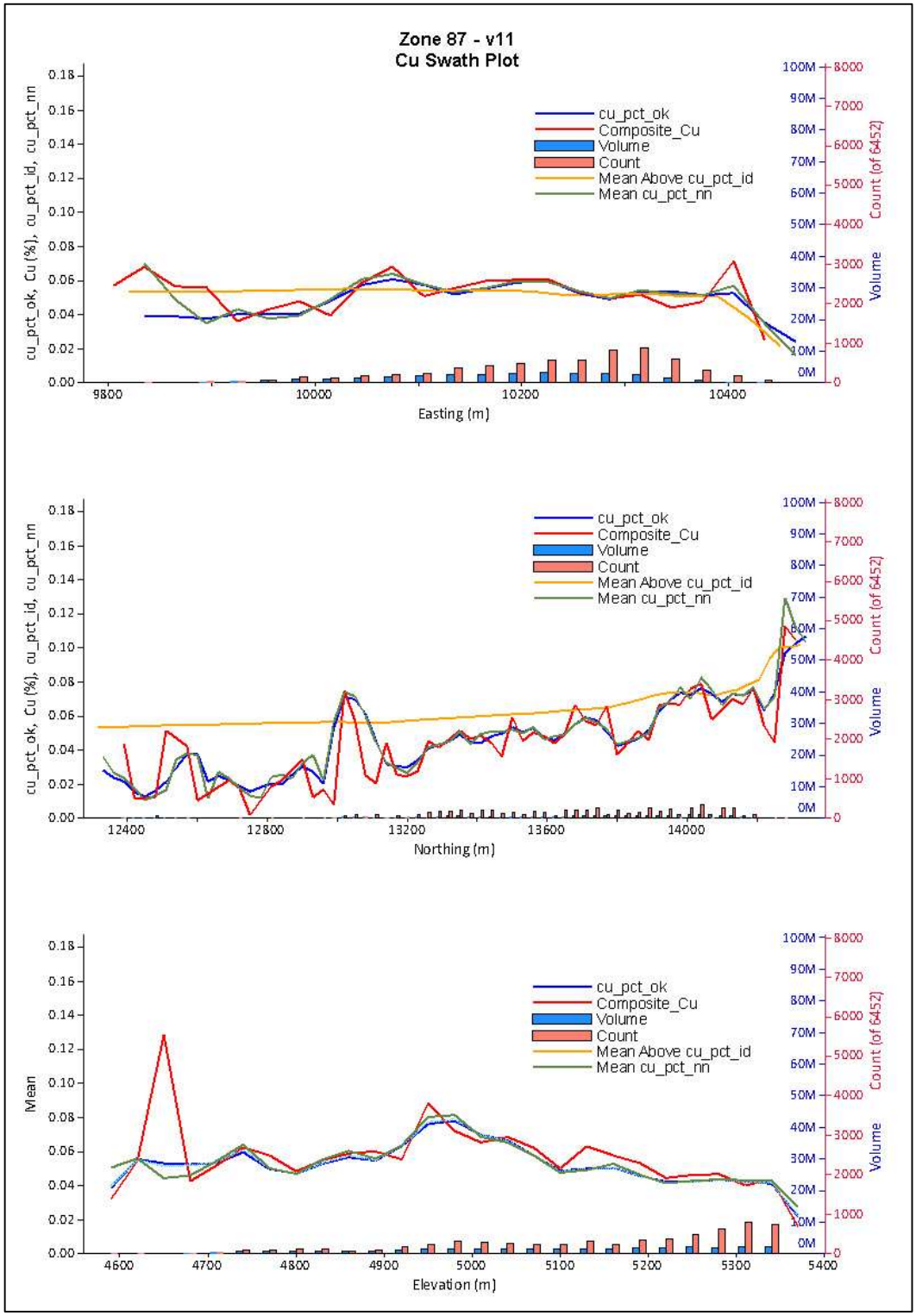
Les figures 14-8 et 14-9 présentent les graphiques en bandes pour l'or et le cuivre, respectivement, pour le domaine v11. Les figures 14-10 et 14-11 présentent les graphiques en bandes pour l'or et le cuivre, respectivement, pour le domaine v17.

Figure14 -8 : Diagramme de balayage pour l'or, par coordonnées est, nord et altitude ; domaine v11 – zone Z87



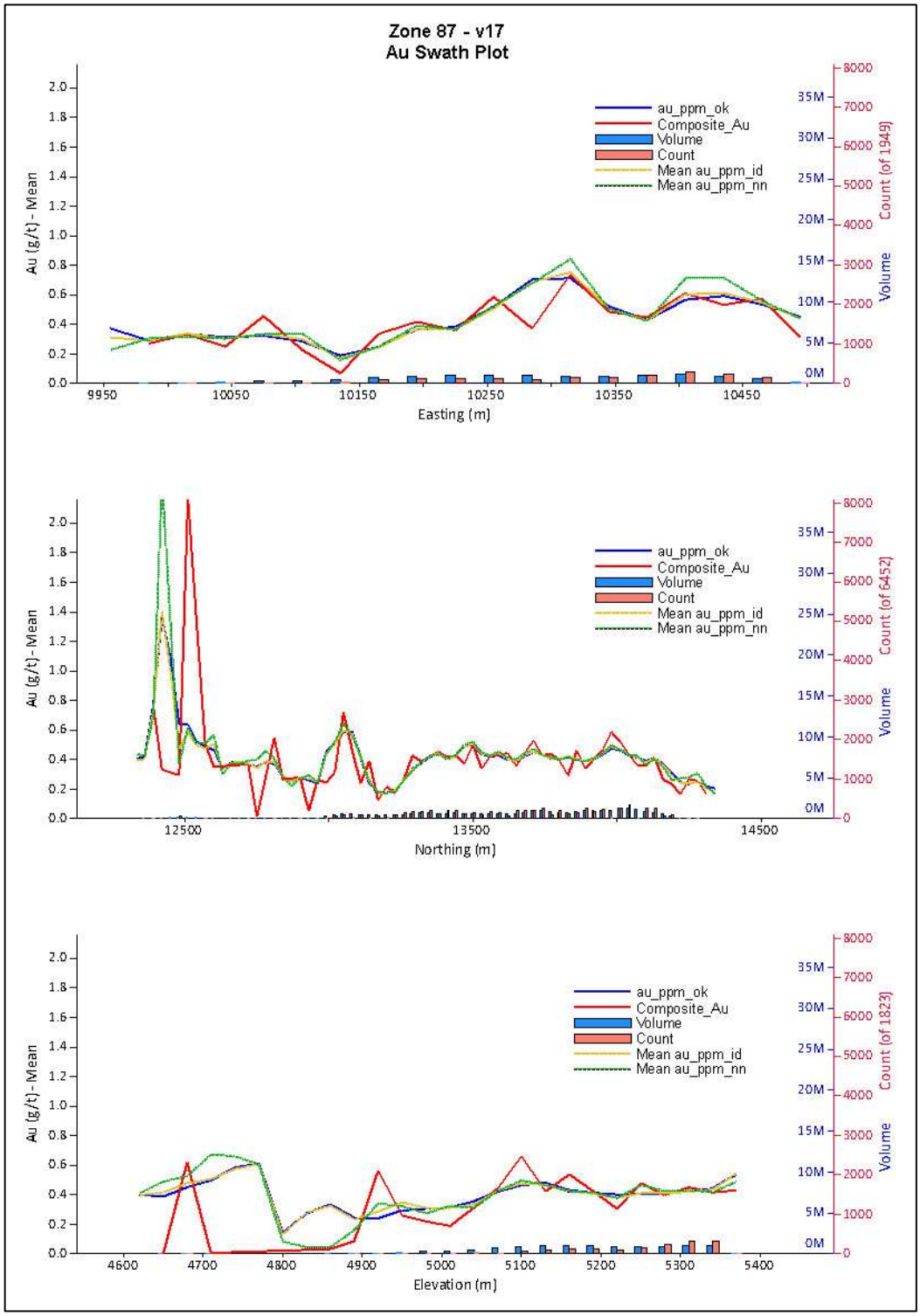
Source : AGP (2023)

Figure -149 : Diagramme en bandes pour le cuivre, par coordonnées est, nord et altitude ; domaine v11 – zone Z87



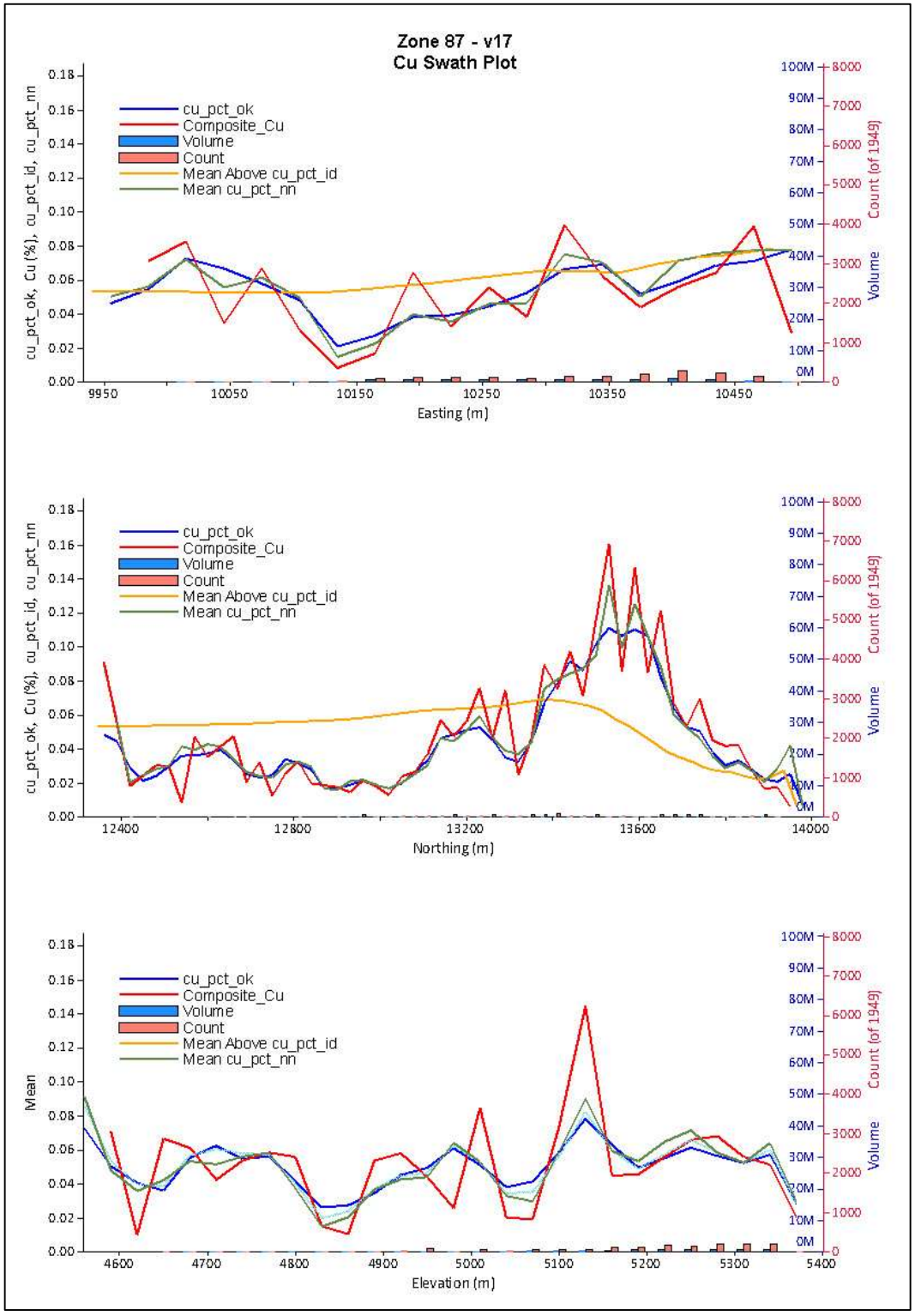
Source : AGP (2023)

Figure -1410 : Graphique en bandes pour l'or, par coordonnées est, nord et altitude ; domaine v17 – zone Z87



Source : AGP (2023)

Figure -1411 : Graphique en bandes pour le cuivre, par coordonnées est, nord et altitude ; Domaine v17 – Zone Z87



Source : AGP (2023)

14.6 Zone J

14.6.1 Interprétation

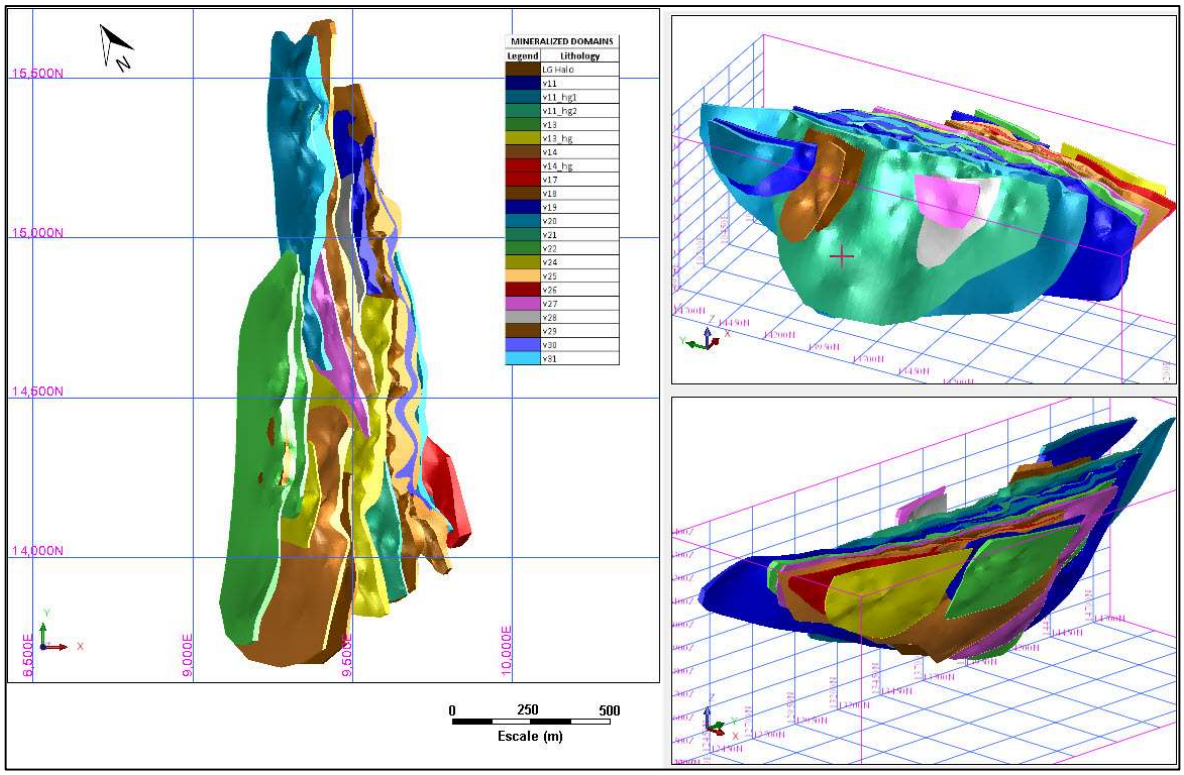
Les domaines minéralisés de la zone J ont été interprétés par le personnel de Troilus. Les filigranes interprétés ont été réalisés à l'aide du logiciel Leapfrog Geo, où les teneurs ont été saisies en utilisant une teneur minimale de 0,3 g/t AuEQ et une épaisseur minimale de 5 m. Plusieurs domaines à plus forte teneur ont été capturés en utilisant une teneur minimale de 1,0 g/t AuEQ. La formule AuEQ utilisée pour la formule équivalente en or pour la zone J du rapport PEA (AGP, 2020a) est la suivante :

$$AuEQ = teneur\ en\ Au + (1{,}2979 * teneur\ en\ Cu) + (0{,}0108 * teneur\ en\ Ag)$$

Toutes les enveloppes des domaines minéralisés ont été créées au-dessus de la topographie pré-exploitation, puis découpées à la surface inférieure des morts-terrains, puis à la topographie de la fosse. Au total, 20 filages 3D décrivent les domaines minéralisés de la zone J. Cela comprend un domaine à faible teneur environnant (ou halo), créé sur la base de teneurs supérieures à 0,07 g/t Au. La minéralisation est disséminée et présente un enrichissement dans ce qui pourrait être décrit comme des couloirs minéralisés sans limites nettes. AGP considère que les filages sont appropriés pour estimer les ressources.

La figure 14-12 montre les filigranes des domaines minéralisés de la zone J. Le tableau 14-32 résume les domaines minéralisés et les codes de domaine pour la zone J.

Figure14 -12 : Domaines minéralisés – Zone J



Source : AGP (2023)

Tableau -1432 : Zones minéralisées et codes de domaine – Zone J

Zone minéralisée	Code du domaine	Zone minéralisée	Code du domaine
Halo LG	2000	v07	2070
v01	2010	v08	2080
v01 HG	2015	v10	2100
v02	2020	v11	2110
v03	2030	v12	2120
v04	2040	v13	2130
v04 HG	2045	v15	2150
v05	2050	v16	2160
v05 HG	2055	v17	2170
v06	2060	v18	2180

14.6.2 Analyse exploratoire des données

Analyses brutes

La base de données des trous de forage pour les domaines minéralisés de la zone J comprend 45 836 valeurs d'analyse brutes pour chaque métal : or, cuivre et argent. Les valeurs d'analyse inférieures à la limite de détection ont été attribuées à la moitié de la limite de détection aux fins de l'analyse statistique et de l'estimation de la teneur. Toutes les valeurs manquantes ont été attribuées à la moitié de la limite de détection.

Les tableaux 14-33 à 14-35 présentent les statistiques descriptives pour l'or, le cuivre et l'argent, respectivement, par domaine minéralisé dans la zone J.

Tableau14 -33 : Statistiques descriptives pour les analyses aurifères (g/t) par domaine minéralisé – Zone J.

Domaine	Nombre	Min	Max	Moy	Médiane	Écart	CV
LG Halo	16 369	0	61,98	0,150	0,060	0,84	5,61
v01	8 411	0	46,06	0,494	0,270	1,26	2,54
v01 HG	2 610	0	69,88	1,284	0,701	2,65	2,06
v02	3,101	0	21,66	0,296	0,176	0,63	2,13
v03	1 830	0	15,40	0,340	0,180	0,69	2,03
v04	2 736	0	22,40	0,359	0,215	0,76	2,12
v04 HG	135	0,016	20,84	1,303	0,671	2,24	1,72
v05	847	0	5,05	0,375	0,205	0,55	1,48
v05 HG	229	0	2,86	0,580	0,468	0,54	0,93
v06	1,095	0	94,13	0,557	0,180	3,25	5,84
v07	752	0,001	5,88	0,290	0,189	0,41	1,40
v08	2 908	0	21,60	0,570	0,293	1,11	1,94
v10	855	0	8,03	0,430	0,185	0,77	1,80
v11	641	0	7,26	0,372	0,180	0,61	1,65
v12	329	0	1,385	0,206	0,158	0,19	0,90
v13	1,039	0	33,30	0,300	0,174	1,13	3,76
v15	656	0	11,80	0,538	0,196	1,26	2,34
v16	441	0	109,01	0,586	0,140	5,27	8,99

v17	401	0,001	3,78	0,185	0,099	0,35	1,88
v18	451	0	4,66	0,205	0,090	0,42	2,02

14 s du tableau -34 : Statistiques descriptives pour les analyses de cuivre (%) par domaines minéralisés – Zone J.

Domaine	Nombre	Min		Moy	Médiane	Écart	CV
LG Halo	16 369	0	2,12	0,03	0,02	0,05	1,81
v01	8 411	0	2,01	0,05	0,03	0,06	1,27
v01 HG	2 610	0	1,60	0,06	0	0,08	1,27
v02	3 101	0	1,18	0,07	0,05	0,07	0,99
v03	1 830	0	0,37	0,05	0,04	0,04	0,86
v04	2 736	0	0,64	0,06	0,04	0,06	1,06
v04 HG	135	0,001	0,43	0,06	0,04	0,06	1,01
v05	847	0	0,77	0,06	0,02	0,09	1,55
v05 HG	229	0	0,97	0,19	0,16	0,19	1,00
v06	1,095	0,001	0,77	0,06	0,04	0,08	1,25
v07	752	0	0,66	0,07	0,05	0,07	1,09
v08	2 908	0	1,12	0,06	0,03	0,08	1,38
v10	855	0	0,99	0,07	0,04	0,10	1,38
v11	641	0	1,02	0,06	0,03	0,09	1,53
v12	329	0	0,78	0,09	0,07	0,10	1,03
v13	1 039	0	1,09	0,08	0,06	0,09	1,15
v15	656	0	0,90	0,07	0,04	0,11	1,49
v16	441	0	1,23	0,05	0,04	0,07	1,42
v17	401	0,001	0,24	0,04	0,03	0,03	0,80
v18	451	0	0,78	0,04	0,03	0,06	1,38

Tableau14 35 : Statistiques descriptives pour les analyses d'argent (g/t) par domaines minéralisés – Zone J.

Domaine	Nombre	Min		Moy	Médiane	Écart	CV
LG Halo	16 369	0	720,00	0,52	0,25	5,73	11,07
v01	8 411	0	206,00	0,83	0,50	2,50	3,03
v01 HG	2 610	0	24,20	1,07	0,80	1,13	1,05
v02	3 101	0	46,90	0,89	0,60	1,43	1,61
v03	1 830	0	15,40	0,66	0,30	0,90	1,37
v04	2 736	0	31,80	0,78	0,50	1,03	1,33
v04 HG	135	0	7,20	0,99	0,78	0,98	0,99
v05	847	0	15,70	1,09	0,50	1,64	1,51
v05 HG	229	0	17,30	2,83	2,15	2,90	1,03
v06	1,095	0	10,20	0,76	0,40	1,03	1,35
v07	752	0	6,30	0,56	0,25	0,60	1,08
v08	2 908	0	25,60	1,01	0,60	1,45	1,43
v10	855	0	13,90	1,12	0,60	1,66	1,48
v11	641	0	14,50	0,88	0,25	1,42	1,60
v12	329	0	7,90	0,68	0,25	0,88	1,29
v13	1 039	0	8,60	0,62	0,25	0,76	1,22

v15	656	0	18,40	1,36	0,80	1,79	1,31
v16	441	0	42,80	0,58	0,25	2,25	3,86
v17	401	0	535,00	1,80	0,25	26,71	14,81
v18	451	0	62,70	0,56	0,25	3,02	5,42

Analyse de plafonnement

Une analyse de plafonnement a été effectuée sur chaque domaine minéralisé pour l'or, le cuivre et l'argent à l'aide d'une analyse de désintégration, d'un histogramme et de graphiques de probabilité. Le plafonnement a d'abord été appliqué aux données brutes dans plusieurs domaines minéralisés lorsque cela était nécessaire.

Le tableau 14-36 présente les niveaux de plafonnement appliqués aux domaines minéralisés.

Tableau14 -36 : Niveaux de plafonnement par domaine – Zone J

Domaine	Au (g/t)	Perte %)	Cu (%)	Perte (	Ag (g/t)	Perte (
LG Halo	2,30 (86)	15,0	0,83 (5)	6,8	12,50 (13)	11,0
v01	10,90 (13)	4,1	0,90 (2)	0,4	15,80 (6)	3,5
v01 HG	10,90 (23)	7,7	0,90 (3)	0,9		
v02	10,90 (2)	1,4	0,90 (1)	0,3		
v03	10,90 (1)	0,7				
v04					15,8 (1)	0,8
v04 HG						
v05						
v05 HG						
v06	5,84 (10)	28				
v07						
v08			0,90 (2)	0,3		
v10						
v11						
v12						
v13	10,90 (1)	7,2	0,90 (2)	0,4		
v15	6,49 (8)	3,7	0,90 (1)	0,1		
v16	4,50 (4)	48,0			5,40 (2)	19,0
v17					6,30 (2)	7,4
v18					7,8 (2)	29

Les tableaux 14-37 à 14-39 présentent les statistiques descriptives pour l'or, le cuivre et l'argent par domaines minéralisés, respectivement.

Tableau14 -37 : Statistiques descriptives pour les analyses d'or brut plafonnées (g/t Au) par domaine minéralisé – Zone J

Zone minéralisée	Compte	Min	Max	Moyenne	Médiane	Variance	Écart type	CV
LG Halo	16 369	0	2,30	0,13	0,06	0,06	0,25	1,91
v01	8 411	0	10,90	0,47	0,27	0,65	0,81	1,70

v01 HG	2 610	0	10,90	1,20	0,72	2,58	1,61	1,33
v02	3 101	0	10,90	0,29	0,18	0,28	0,53	1,80
v03	1 830	0	10,90	0,34	0,18	0,42	0,65	1,90
v04	2 736	0	22,40	0,36	0,22	0,58	0,76	2,12
v04 HG	135	0,02	20,84	1,39	0,74	5,43	2,33	1,67
v05	847	0	5,05	0,37	0,20	0,30	0,55	1,48
v05 HG	229	0	2,86	0,59	0,47	0,30	0,55	0,93
v06	1,095	0	5,84	0,40	0,18	0,59	0,77	1,93
v07	752	0	5,88	0,29	0,19	0,17	0,41	1,40
v08	2 908	0	21,60	0,57	0,29	1,23	1,11	1,96
v10	855	0	7,29	0,42	0,19	0,53	0,73	1,73
v11	641	0	7,26	0,37	0,18	0,38	0,62	1,65
v12	329	0	1,39	0,21	0,16	0,03	0,19	0,90
v13	1 039	0	10,90	0,28	0,17	0,33	0,58	2,07
v15	656	0	10,90	0,55	0,20	1,60	1,27	2,31
v16	441	0	10,90	0,35	0,14	1,08	1,04	2,94
v17	401	0	3,78	0,18	0,10	0,12	0,35	1,89
v18	451	0	4,66	0,20	0,09	0,17	0,42	2,03

Tableau14 38 : Statistiques descriptives des analyses de cuivre brut plafonnées (% Cu) par domaine minéralisé – Zone J

Zone minéralisée	Nombre	Min		Moy	Médiane	Variance	Écart type	CV
LG Halo	16 369	0	0,83	0,03	0,02	-	0,04	1,55
v01	8 411	0	0,90	0,05	0,03	-	0,05	1,18
v01 HG	2 610	0	0,90	0,06	0,04	-	0,07	1,15
v02	3 101	0	0,90	0,07	0,06	-	0,07	0,97
v03	1 830	0	0,37	0,05	0,04	-	0,04	0,86
v04	2 736	0	0,64	0,06	0,04	-	0,06	1,06
v04 HG	135	0	0,43	0,06	0,04	-	0,06	1,01
v05	847	0	0,77	0,06	0,02	0,01	0,09	1,55
v05 HG	229	0	0,97	0,19	0,16	0,04	0,19	0,99
v06	1 095	0	0,77	0,06	0,04	0,01	0,08	1,26
v07	752	0	0,66	0,07	0,05	0,01	0,07	1,10
v08	2 908	0	0,90	0,05	0,03	0,01	0,07	1,36
v10	855	0	0,99	0,07	0,04	0,01	0,10	1,38
v11	641	0	1,02	0,06	0,03	0,01	0,09	1,54
v12	329	0	0,78	0,09	0,07	0,01	0,10	1,02
v13	1,039	0	0,90	0,08	0,06	0,01	0,08	1,11
v15	656	0	0,90	0,07	0,04	0,01	0,11	1,48
v16	441	0	1,23	0,05	0,04	-	0,07	1,42
v17	401	0	0,24	0,04	0,03	-	0,03	0,80
v18	451	0	0,56	0,04	0,03	-	0,05	1,19

Tableau14 39 : Statistiques descriptives des analyses d'argent brut plafonnées (g/t Ag) par domaine minéralisé – Zone J

Zone minéralisée	Nombre	Min		Moy	Médiane	Variance	Écart type	CV
LG Halo	16 369	0	12,50	0,39	0,25	0,37	0,61	1,57
v01	8 411	0	15,80	0,80	0,50	0,92	0,96	1,21
v01 HG	2 610	0	24,20	1,08	0,80	1,29	1,13	1,05
v02	3 101	0	46,90	0,90	0,60	2,08	1,44	1,60
v03	1 830	0	15,40	0,66	0,32	0,81	0,90	1,37
v04	2 736	0	15,80	0,77	0,50	0,80	0,89	1,16
v04 HG	135	0	7,20	1,00	0,77	1,03	1,01	1,01
v05	847	0	15,70	1,09	0,50	2,70	1,64	1,51
v05 HG	229	0	17,30	2,85	2,20	8,48	2,91	1,02
v06	1 095	0	10,20	0,77	0,40	1,07	1,03	1,35
v07	752	0	6,30	0,56	0,25	0,37	0,61	1,09
v08	2 908	0	25,60	1,00	0,60	2,11	1,45	1,45
v10	855	0	13,90	1,13	0,60	2,78	1,67	1,48
v11	641	0	14,50	0,88	0,25	2,01	1,42	1,60
v12	329	0	7,90	0,68	0,25	0,76	0,87	1,28
v13	1 039	0	8,60	0,62	0,25	0,58	0,76	1,22
v15	656	0	18,40	1,39	0,80	3,27	1,81	1,30
v16	441	0	5,40	0,47	0,25	0,43	0,66	1,40
v17	401	0	6,30	0,47	0,25	0,54	0,73	1,56
v18	451	0	7,80	0,41	0,25	0,40	0,64	1,54

Composites

Les composites ont été créés dans les domaines minéralisés, à partir de l'intersection des domaines. Les longueurs des composites ont été ajustées de manière égale à travers l'intersection des domaines.

Les tableaux 14-40 à 14-42 présentent les statistiques descriptives par domaine pour les valeurs composites plafonnées à 2 m pour la zone J.

Tableau14 -40 : Statistiques descriptives pour les valeurs composites plafonnées en Au (g/t) par domaine minéralisé – Zone J

Domaine	Nombre	Min		Moy	Médiane	Écart	CV
LG Halo	30 615	0	2,30	0,11	0,06	0,19	1,64
v01	5 439	0	10,90	0,47	0,31	0,64	1,36
v01 HG	1 528	0,003	10,90	1,21	0,85	1,31	1,08
v02	2 040	0	10,90	0,31	0,20	0,48	1,57
v03	1 127	0	10,90	0,36	0,21	0,63	1,74
v04	1 529	0	13,08	0,34	0,23	0,56	1,63
v04 HG	71	0,046	20,84	1,60	0,87	2,68	1,68

v05	500	0	3,24	0,39	0,25	0,46	1,19
v05 HG	120	0	2,46	0,59	0,58	0,47	0,80
v06	637	0	5,84	0,40	0,22	0,62	1,58
v07	445	0,001	3,31	0,29	0,21	0,31	1,07
v08	1 910	0	10,23	0,55	0,33	0,79	1,43
v10	546	0	6,23	0,41	0,21	0,67	1,62
v11	389	0	3,92	0,33	0,170	0,48	1,43
v12	194	0,007	0,96	0,20	0,18	0,15	0,75
v13	631	0,003	6,598	0,30	0,20	0,51	1,73
v15	405	0,001	6,49	0,49	0,23	0,85	1,75
v16	303	0	3,93	0,28	0,16	0,45	1,57
v17	267	0,003	2,34	0,19	0,11	0,27	1,39
v18	277	0	2,48	0,18	0,09	0,29	1,61

Tableau14 -41 : Statistiques descriptives pour les valeurs composites de cuivre plafonné (%) par domaine minéralisé – Zone J

Domaine	Nombre	Min		Moy	Médiane	Écart	CV
LG Halo	30 615	0	0,77	0	0	0,03	1,35
v01	5 439	0	0,90	0,05	0,04	0,05	1,00
v01 HG	1 528	0	0,90	0,06	0,05	0,06	1,02
v02	2 040	0	0,85	0,07	0,06	0,06	0,84
v03	1 127	0	0,34	0,05	0,04	0,04	0,79
v04	1 529	0	0,64	0,06	0,04	0,06	1,01
v04 HG	71	0,001	0,27	0,06	0,04	0,05	0,91
v05	500	0	0,64	0,06	0,03	0,09	1,38
v05 HG	120	0	0,86	0,19	0,17	0,17	0,90
v06	637	0,001	0,57	0,07	0,05	0,07	1,08
v07	445	0	0,47	0,07	0,05	0,06	0,89
v08	1 910	0	0,61	0,05	0,04	0,06	1,15
v10	546	0	0,56	0,07	0,04	0,09	1,25
v11	389	0	0,76	0,06	0,03	0,08	1,38
v12	194	0,003	0,51	0,09	0,07	0,08	0,82
v13	631	0,002	0,90	0,08	0,06	0,07	0,93
v15	405	0,000	0,83	0,07	0,04	0,10	1,33
v16	303	0	0,31	0,05	0,04	0,04	0,86
v17	267	0,001	0,17	0,04	0,03	0,03	0,68
v18	277	0	0,30	0,04	0,03	0,04	1,06

Tableau14 42 : Statistiques descriptives pour les valeurs composites plafonnées d'argent (g/t) par domaine minéralisé – Zone J

Domaine	Nombre	Min		Moy	Médiane	Écart	CV
LG Halo	30 615	0	11,71	0,36	0,25	0,48	1,33
v01	10 878	0	15,80	0,86	0,65	0,82	0,96
v01 HG	3 056	0	10,14	1,13	0,90	0,96	0,85
v02	2,040	0	23,85	0,93	0,70	1,07	1,16
v03	1,127	0	15,40	0,70	0,475	0,916	1,31

v04	1 529	0	10,10	0,77	0,525	0,755	0,98
v04 HG	71	0	4,05	1,06	1,01	0,84	0,79
v05	500	0	11,60	1,12	0,525	1,49	1,33
v05 HG	120	0	13,56	2,86	2,32	2,57	0,90
v06	637	0	8,85	0,82	0,546	0,95	1,17
v07	445	0	3,8	0,60	0,40	0,53	0,89
v08	1 910	0	13,95	1,05	0,725	1,26	1,20
v10	546	0	12,75	1,10	0,65	1,50	1,37
v11	389	0	10,4	0,83	0,25	1,17	1,42
v12	194	0,25	5,4	0,69	0,425	0,71	1,03
v13	631	0,10	7,3	0,64	0,50	0,60	0,94
v15	405	0,10	14,65	1,38	0,95	1,55	1,12
v16	303	0	5,20	0,48	0,25	0,59	1,22
v17	267	0	6,30	0,51	0,25	0,68	1,34
v18	277	0	4,60	0,38	0,25	0,48	1,24

Variographie

Une analyse spatiale a été effectuée sur des composites de 2 m dans la zone J. Une limite stricte a été définie pour les zones v01, v04 et v05, séparant leurs domaines à faible teneur et à forte teneur. Les domaines minéralisés ont été regroupés en cinq domaines groupés différents. Le tableau 14-43 présente les zones minéralisées au sein des domaines groupés.

Tableau14 -43 : Zones minéralisées dans les domaines groupés – Zone J

Domaine 1	Domaine 2	Domaine 4	Domaine 5	Domaine 6
v04	v02	v03	v01	LG Halo
v04_hg	v07	v06	v01_hg	
v05		v16	v08	
v05_hg		v17	v10	
v11			v15	
v12				
v13				
v18				

Des variogrammes expérimentaux ont été calculés pour l'or, le cuivre et l'argent et sont orientés selon les directions générales de la direction, du pendage et de la traversure pour chaque domaine. Un ajustement semi-automatique a été utilisé pour modéliser la minéralisation régionalisée.

Les tableaux 14-44 à 14-46 présentent les paramètres variographiques pour l'or, le cuivre et l'argent, par domaine minéralisé, respectivement, dans la zone J.

Tableau 1444 : Paramètres variographiques pour l'or – Zone J

Zone	Anisotropie	Structure	Pépite	1er seuil	1er champ	2e seuil	2e rangée	3e seuil	3e gamme
LG Halo	Sphérique	2	0,012456	0,006958	86,60	0,015935	165,96	-	-
v01	Sphérique	2	0,350000	0,318047	58,89	0,087842	130,51	-	-
v01 HG	Sphérique	2	0,350000	0,318047	58,89	0,087842	130,51	-	-
v02	Sphérique	2	0,006625	0,005629	63,42	0,134663	127,49	-	-
v03	Sphérique	2	0,153000	0,066194	26,50	0,142674	160,45	-	-
v04	Sphérique	3	0,190000	0,076688	29,17	0,049375	108,41	0,080	138,434
v04 HG	Sphérique	3	0,190000	0,076688	29,17	0,049375	108,41	0,080	138,434
v05	Sphérique	3	0,190000	0,076688	29,17	0,049375	108,41	0,080	138,434
v05 HG	Sphérique	3	0,19000	0,076688	29,17	0,049375	108,41	0,080	138,434
v06	Sphérique	2	0,153000	0,066194	26,50	0,142674	160,45	-	-
v07	Sphérique	2	0,006625	0,005629	63,42	0,134663	127,49	-	-
v08	Sphérique	2	0,350000	0,318047	58,89	0,087842	130,51	-	-
v10	Sphérique	2	0,350000	0,318047	58,89	0,087842	130,51	-	-
v11	Sphérique	3	0,190000	0,076688	29,17	0,049375	108,41	0,080	138,434
v12	Sphérique	3	0,190000	0,076688	29,17	0,049375	108,41	0,080	138,434
v13	Sphérique	3	0,19000	0,076688	29,17	0,049375	108,41	0,080	138,434
v15	Sphérique	2	0,35000	0,318047	58,89	0,087842	130,51	-	-
v16	Sphérique	2	0,153000	0,066194	26,50	0,142674	160,45	-	-
v17	Sphérique	2	0,153000	0,066194	26,50	0,142674	160,45	-	-
v18	Sphérique	3	0,190000	0,076688	29,17	0,049375	108,41	0,080	138,434

Tableau14 45 : Paramètres du variogramme pour le cuivre – Zone J

Zone	Anisotropie	Structure	Pépite	1ère seuil	1er champ	2e seuil	2e rangée	3e seuil	3e gamme
LG Halo	Sphérique	2	0,000251	0,000488	72,30	0,000334	157,31	-	-
v01	Sphérique	2	0,001000	0,001500	38,90	0,000603	146,36	-	-
v01 HG	Sphérique	2	0,001000	0,001500	38,90	0,000603	146,36	-	-
v02	Sphérique	2	0,006625	0,005629	63,42	0,134663	127,49	-	-
v03	Sphérique	3	0,000050	0,000592	46,79	0,001134	125,72	0,001	214,670
v04	Sphérique	2	0,000800	0,003183	71,51	0,002348	237,60	-	-
v04 HG	Sphérique	2	0,000800	0,003183	71,51	0,002348	237,60	-	-
v05	Sphérique	2	0,000800	0,003183	71,51	0,002348	237,60	-	-
v05 HG	Sphérique	2	0,000800	0,003183	71,51	0,002348	237,60	-	-
v06	Sphérique	3	0,000050	0,000592	46,79	0,001134	125,72	0,001	214,670
v07	Sphérique	2	0,006625	0,005629	63,42	0,134663	127,49	-	-
v08	Sphérique	2	0,001000	0,001500	38,90	0,000603	146,36	-	-
v10	Sphérique	2	0,001000	0,001500	38,90	0,000603	146,36	-	-
v11	Sphérique	2	0,000800	0,003183	71,51	0,002348	237,60	-	-
v12	Sphérique	2	0,000800	0,003183	71,51	0,002348	237,60	-	-
v13	Sphérique	2	0,000800	0,003183	71,51	0,002348	237,60	-	-
v15	Sphérique	2	0,001000	0,001500	38,90	0,000603	146,36	-	-
v16	Sphérique	3	0,000050	0,000592	46,79	0,001134	125,72	0,001	214,670
v17	Sphérique	3	0,000050	0,000592	46,79	0,001134	125,72	0,001	214,670
v18	Sphérique	2	0,000800	0,003183	71,51	0,002348	237,60	-	-

Tableau14 -46 : Paramètres du variogramme pour l'argent – Zone J

Zone	Anisotropie	Structure	Pépite	1ère seuil	1er champ	2e seuil	2e rangée	3e seuil	3e gamme
LGHalo	Sphérique	3	0,223322	0,060245	61,61	0,140225	126,06	0,1309	224,3680
v01	Sphérique	2	0,150000	0,518475	55,34	0,592875	180,76	-	-
v01HG	Sphérique	2	0,150000	0,518475	55,34	0,592875	180,76	-	-
v02	Sphérique	2	0,080000	0,283249	43,92	0,811565	100,02	-	-
v03	Sphérique	3	0,320000	0,202614	45,09	0,245839	112,55	0,264	157,449
v04	Sphérique	3	0,50000	0,369516	36,19	0,018476	225,14	0,868	333,605
v04HG	Sphérique	3	0,50000	0,369516	36,19	0,018476	225,14	0,868	333,605
v05	Sphérique	3	0,50000	0,369516	36,19	0,018476	225,14	0,868	333,605
v05HG	Sphérique	3	0,50000	0,369516	36,19	0,018476	225,14	0,868	333,605
v06	Sphérique	3	0,320000	0,202614	45,09	0,245839	112,55	0,264	157,449
v07	Sphérique	2	0,080000	0,283249	43,92	0,811565	100,02	-	-
v08	Sphérique	2	0,150000	0,518475	55,34	0,592875	180,76	-	-
v10	Sphérique	2	0,150000	0,518475	55,34	0,592875	180,76	-	-
v11	Sphérique	3	0,500000	0,369516	36,19	0,018476	225,14	0,868	333,605
v12	Sphérique	3	0,50000	0,369516	36,19	0,018476	225,14	0,868	333,605
v13	Sphérique	3	0,50000	0,369516	36,19	0,018476	225,14	0,868	333,605
v15	Sphérique	2	0,150000	0,518475	55,34	0,592875	180,76	-	-
v16	Sphérique	3	0,320000	0,202614	45,09	0,245839	112,55	0,264	157,449
v17	Sphérique	3	0,320000	0,202614	45,09	0,245839	112,55	0,264	157,449
v18	Sphérique	3	0,50000	0,369516	36,19	0,018476	225,14	0,868	333,605

14.6.3 Modèle de bloc

Paramètres du modèle en blocs

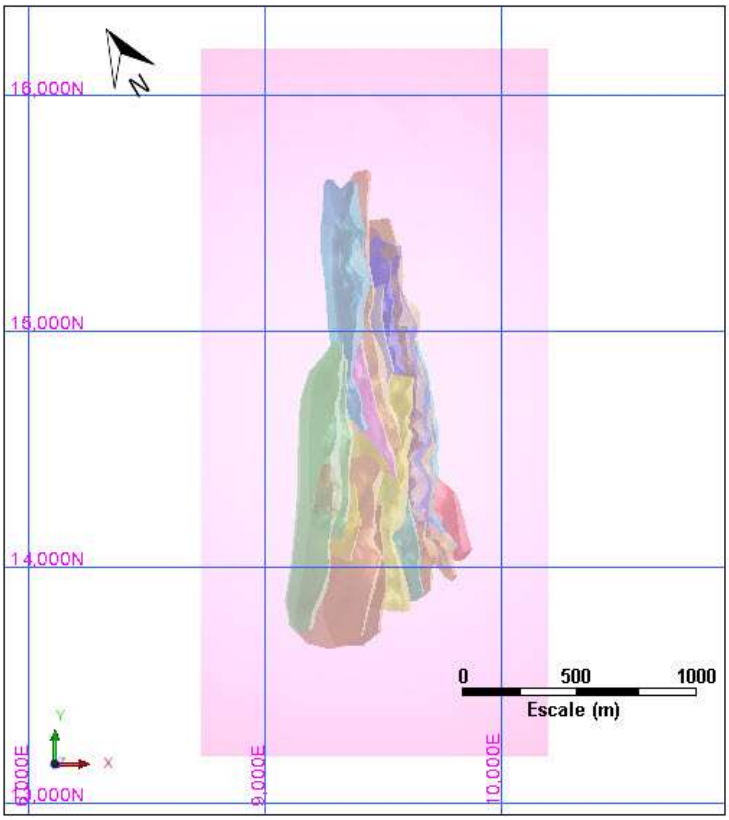
Le modèle en blocs du gisement J Zone a été établi à l'aide d'une matrice de blocs de 5 m de long sur 5 m de large sur 5 m de haut et a été construit à l'aide du logiciel de ressources Geovia Surpac. La matrice de blocs a été définie en fonction de l'espacement actuel des trous de forage et de considérations techniques relatives à une exploitation à ciel ouvert, et est jugée appropriée à cette fin. Le modèle en blocs est exprimé en coordonnées de la grille minière et n'est pas pivoté.

Le tableau 14-47 résume les paramètres du modèle en blocs. La figure 14-13 montre l'étendue du modèle en blocs sur la zone J.

Tableau14 -47 : Paramètres du modèle en blocs – Zone J

Type	Y	X	Z
Coordonnées minimales	13200 mN	8730 mE	4600 m
Coordonnées maximales	16200 mN	10 200 mE	5500 m
Longueur (m)	3000	1470	900
Taille des blocs (m)	5	5	5
Rotation	Aucune rotation		
Nombre de blocs	600	294	180

Figure -1413 : Extensions du modèle de blocs – Zone J



Source : AGP (2023)

Paramètres d'estimation et stratégie d'interpolation

Les teneurs en métaux ont été interpolées en trois passes à l'aide des composites plafonnés à 2 m. Les teneurs en métaux ont été interpolées à l'aide de la méthode de krigeage ordinaire (OK). Les paramètres du variogramme pour chaque métal ont été utilisés dans chacune de ces passes et alignés sur le filaire du domaine. Les méthodes d'interpolation ID2 et NN ont également été utilisées à des fins de validation.

Chaque passage a nécessité un nombre minimum et maximum différent de composites, avec un maximum de six composites par trou de forage. Trois trous de forage ont été nécessaires pour remplir un bloc lors du passage 1 afin de garantir la continuité spatiale. Le tableau 14-48 résume les paramètres d'estimation utilisés pour chaque passage afin d'estimer les teneurs en métaux.

Tableau14 -48 : Paramètres d'estimation pour l'or, l'argent et le cuivre – Zone J

	1er passage	2e passage	3e passage
Nombre minimum d'échantillons	6	3	2
Nombre maximal d'échantillons	18	18	18
Nombre maximal d'échantillons par trou de forage	3	2	2
Distance moyenne maximale entre les échantillons	60	120	120
Pourcentage de partition de la taille de l'ellipse de recherche d'origine (Au, Ag et Cu)	60	80	100
Ag (g/t) - Domaine 1 (m)	20	267	334
Au (g/t) - Domaine 1 (m)	83	110	138
Cu (%) - Domaine 1 (m)	143	190	238
Ag (g/t) - Domaine 2 (m)	60	190	238
Au (g/t) - Domaine 2 (m)	76	102	127
Cu (%) - Domaine 2 (m)	76	102	127
Ag (g/t) - Domaine 3 (m)	200	267	334
Au (g/t) - Domaine 3 (m)	83	267	334
Cu (%) - Domaine 3 (m)	143	190	238
Ag (g/t) - Domaine 4 (m)	94	126	157
Au (g/t) - Domaine 4 (m)	96	128	160
Cu (%) - Domaine 4 (m)	129	128	160
Ag (g/t) - Domaine 5 (m)	109	145	181
Au (g/t) - Domaine 5 (m)	79	105	131
Cu (%) - Domaine 5 (m)	88	117	146
Ag (g/t) - Halo LG (m)	134	117	146
Au (g/t) - Halo LG (m)	100	133	166
Cu (%) - Halo LG (m)	94	126	157

Les tableaux 14-49 à 14-51 présentent les ellipses de recherche utilisées pour estimer la teneur en or par domaine minéralisé.

Tableau14 -49 : Paramètres des ellipses de recherche pour l'or par domaine minéralisé – Zone J

Zone	Orientation	Plong		Majeur/Secondaire	Majeur/Mineur

LG Halo	60	0	0	1,53	2,67
v01	65	82	10	1,53	2,67
v01 HG	65	82	10	1,53	2,67
v02	80	95	5	2,13	6,15
v03	-35	170	-80	2,13	6,15
v04	80	95	5	1,81	5,93
v04 HG	80	95	5	1,81	5,93
v05	80	95	5	1,81	5,93
v05 HG	80	95	5	1,81	5,93
v06	-35	170	-80	2,13	6,15
v07	80	95	5	2,13	6,15
v08	65	82	10	1,53	2,67
v10	65	82	10	1,53	2,67
v11	80	95	5	1,81	5,93
v12	80	95	5	1,81	5,93
v13	80	95	5	1,81	5,93
v15	65	82	10	1,53	2,67
v16	-35	170	-80	2,13	6,15
v17	-35	170	-80	2,13	6,15
v18	80	95	5	1,81	5,9

Tableau « » -1450 : Recherche des paramètres elliptiques pour le cuivre par domaine minéralisé – Zone J

Zone	Orientation	Plong		Principal/Secondaire	Majeur/Mineur
LG Halo	60	100	0	1,05	3,81
v01	80	85	0	1,93	2,38
v01 HG	80	85	0	1,93	2,38
v02	80	95	5	2,13	6,15
v03	0	170	-80	2,91	5,81
v04	0	5	70	1,46	5,67
v04 HG	0	5	70	1,46	5,67
v05	0	5	70	1,46	5,67
v05 HG	0	5	70	1,46	5,67
v06	0	170	-80	2,91	5,81
v07	80	95	5	2,13	6,15
v08	80	85	0	1,93	2,38
v10	80	85	0	1,93	2,38
v11	0	5	70	1,46	5,67
v12	0	5	70	1,46	5,67
v13	0	5	70	1,46	5,67

v15	80	85	0	1,93	2,38
v16	0	170	-80	2,91	5,81
v17	0	170	-80	2,91	5,81
v18	0	5	70	1,46	5,67

Tableau «14 » - «51 » : Recherche des paramètres elliptiques pour l'argent par domaine minéralisé – Zone J

Zone	Orientation	Plong		Principal/Secondaire	Majeure/Mineure
LG Halo	60	100	5	1,22	2,38
v01	65	85	0	1,22	2,38
v01 HG	65	85	0	1,22	2,38
v02	80	95	0	1,83	3,82
v03	0	160	-70	1,83	3,82
v04	-69	261	-15	1,54	3,29
v04 HG	-69	261	-15	1,54	3,29
v05	-69	261	-15	1,54	3,29
v05 HG	-69	261	-15	1,54	3,29
v06	0	160	-70	1,83	3,82
v07	80	95	0	1,83	3,82
v08	65	85	0	1,22	2,38
v10	65	85	0	1,22	2,38
v11	-69	261	-15	1,54	3,29
v12	-69	261	-15	1,54	3,29
v13	-69	261	-15	1,54	3,29
v15	65	85	0	1,22	2,38
v16	0	160	-70	1,83	3,82
v17	0	160	-70	1,83	3,82
v18	-69	261	-15	1,54	3,29

Modèle de validation par blocs

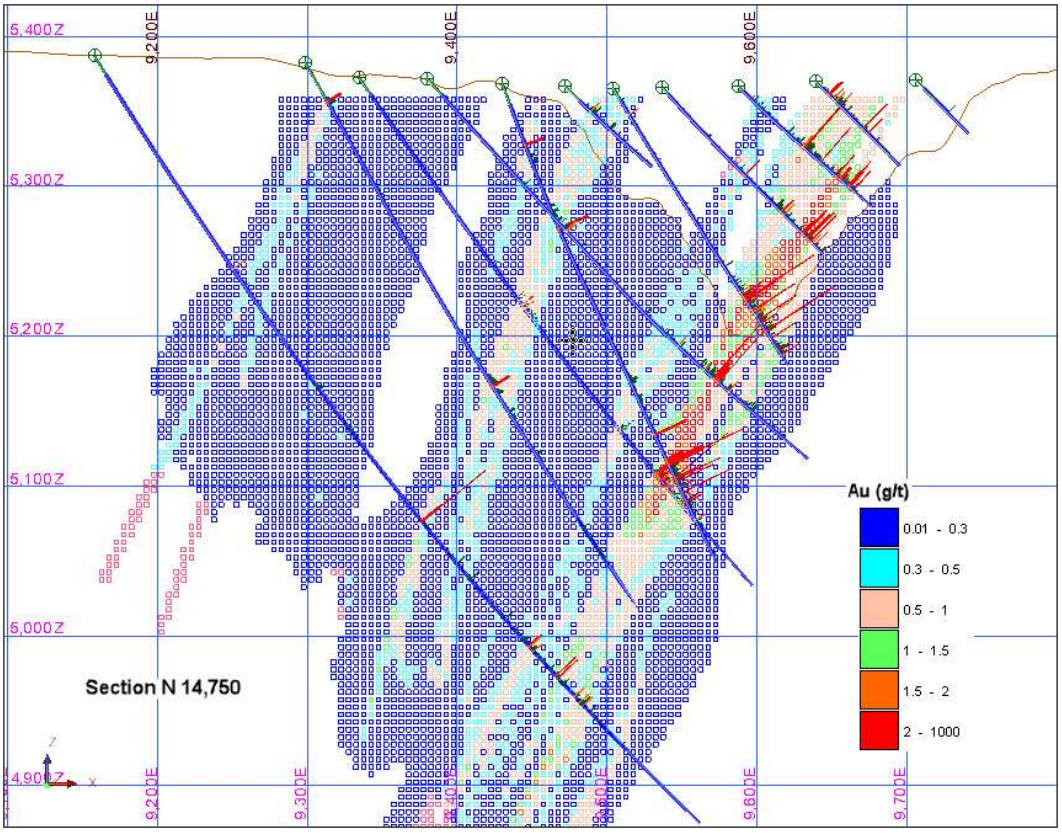
Les modèles de grades J Zone ont été validés à l'aide des méthodes suivantes :

- comparaison visuelle des teneurs du modèle en blocs codées par couleur avec les teneurs composites sur les sections et les plans.
- comparaison des teneurs moyennes globales des blocs pour les modèles OK, ID2, NN, composite et les teneurs brutes.

- comparaison à l'aide de graphiques en bandes pour étudier les biais locaux dans l'estimation.

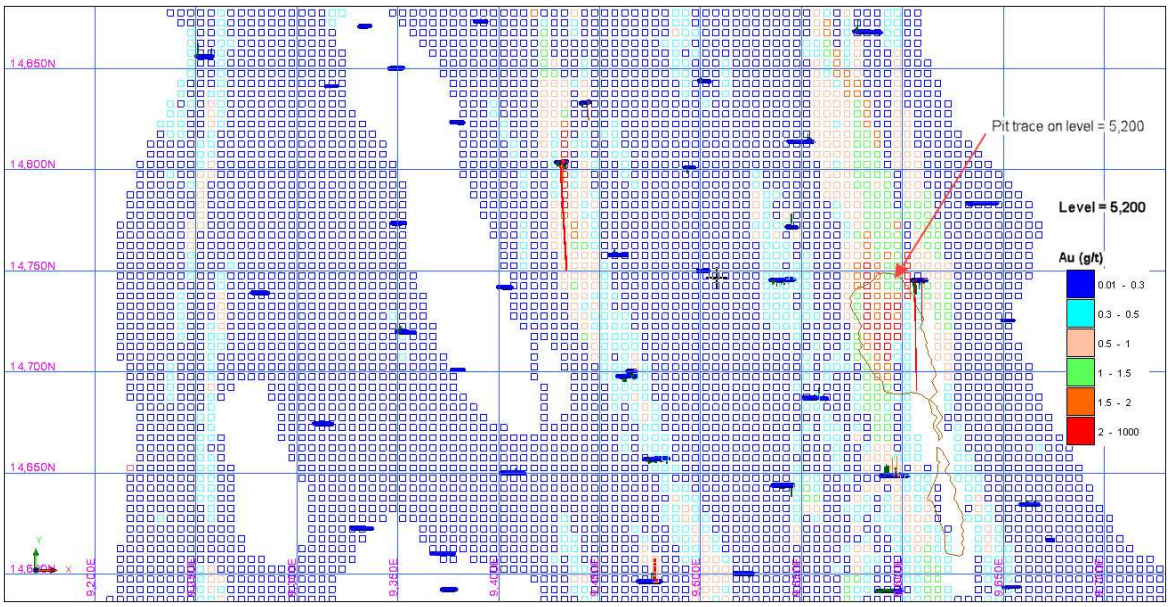
Les teneurs du modèle en blocs et les teneurs composites ont été inspectées visuellement sur des plans et des coupes transversales. Les teneurs composites correspondent bien aux teneurs en blocs dans les domaines à forte minéralisation. Les figures 14-14 et 14-15 présentent respectivement une coupe transversale (14750 mN) et une vue en plan (5200 m).

Figure14 -14 : Coupe transversale 14750 mN, montrant les teneurs en or – Zone J



Source : AGP (2023)

Figure -1415 : Vue en plan 5200 m, indiquant les teneurs en or – Zone J



Source : AGP (2023)

Une série d'outils de validation a été utilisée pour valider le modèle de blocs, notamment la comparaison statistique des analyses des ressources et de la distribution des teneurs des blocs, l'inspection visuelle, la comparaison des teneurs des blocs avec les teneurs des analyses et l'inspection des parcelles de balayage avec les altitudes et les coordonnées nord des blocs.

Comparaison des teneurs moyennes

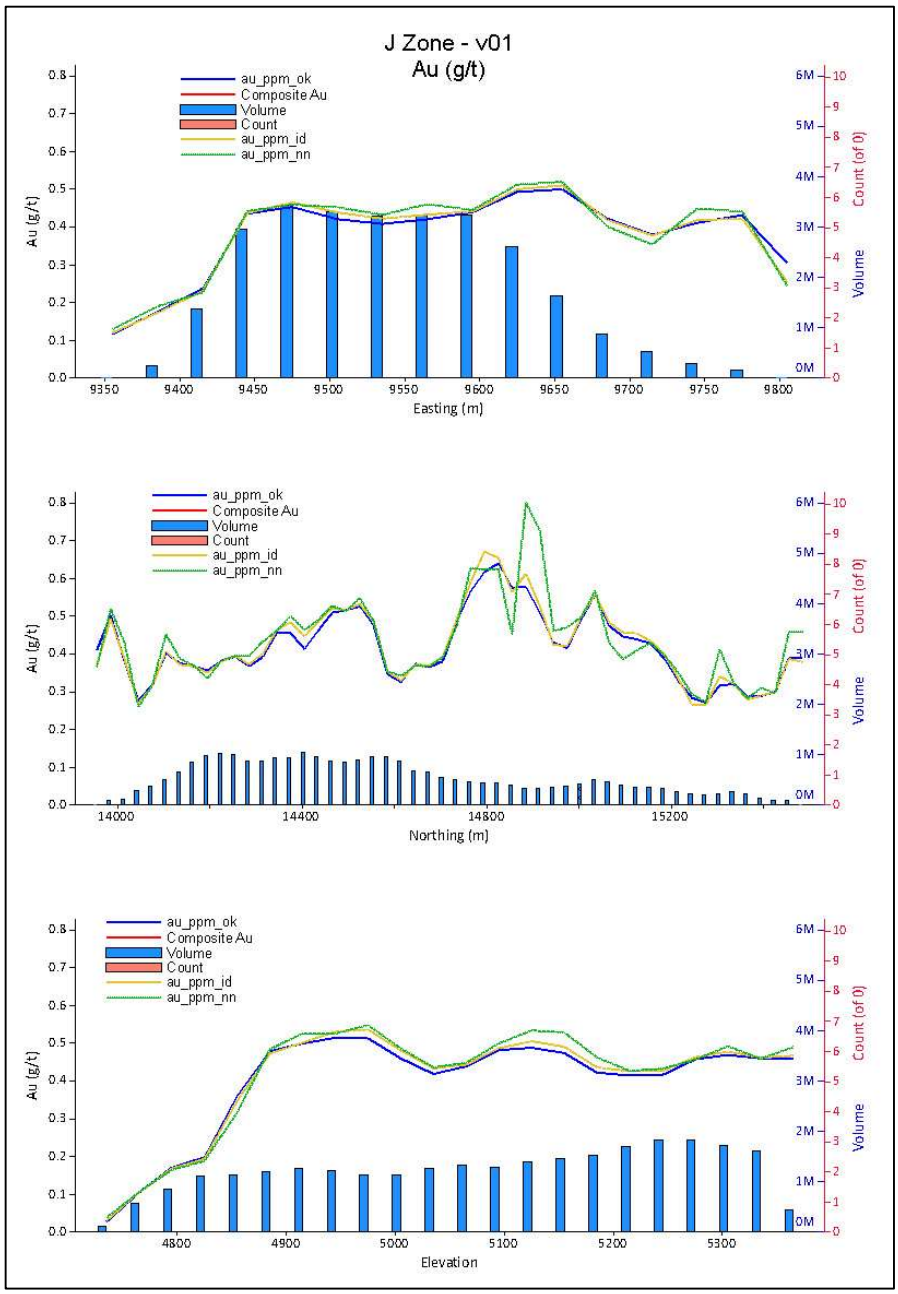
Le tableau 14-52 présente la comparaison des teneurs moyennes estimées par krigeage ordinaire (OK) pour l'or, le cuivre et l'argent avec les teneurs moyennes interpolées par la méthode de la distance inverse au carré (ID2) et les teneurs attribuées par la méthode du voisin le plus proche (NN) par domaine minéralisé. En général, la teneur moyenne obtenue est raisonnable.

Tableau14 -52 : Comparaison des teneurs moyennes – Zone J

Type de roche	Au (g/t) Composite	Au (g/t) Ok	Au (g/t) ID	Au (g/t) NN	Cu (%) Composite	Cu (%) Ok	Cu (%) ID	Cu (%) NN	Ag (g/t) Composite	Ag (g/t) Ok	Ag (g/t) ID	Ag (g/t) NN
LG Halo	0,113	0,122	0,123	0,121	0,024	0,026	0,026	0,026	0,36	0,370	0,370	0,371
v01	0,473	0,427	0,435	0,442	0,046	0,042	0,042	0,042	0,86	0,833	0,841	0,853
v01 HG	1,212	1,129	1,106	1,101	0,059	0,059	0,059	0,058	1,13	1,150	1,144	1,137
v02	0,305	0,258	0,252	0,259	0,073	0,058	0,058	0,058	0,93	0,873	0,867	0,864
v03	0,362	0,343	0,337	0,330	0,049	0,051	0,051	0,051	0,70	0,724	0,722	0,717
v04	0,343	0,361	0,361	0,376	0,056	0,055	0,054	0,055	0,77	0,740	0,744	0,758
v04 HG	1,598	1,475	1,430	1,368	0,057	0,061	0,061	0,064	1,06	0,999	0,993	1,055
v05	0,389	0,261	0,265	0,287	0,062	0,065	0,066	0,072	1,12	1,107	1,135	1,233
v05 HG	0,590	0,571	0,568	0,574	0,193	0,188	0,188	0,196	2,86	2,764	2,756	2,880
v06	0,395	0,381	0,382	0,383	0,066	0,067	0,067	0,068	0,82	0,817	0,812	0,819
v07	0,290	0,286	0,282	0,292	0,066	0,067	0,066	0,068	0,60	0,591	0,583	0,624
v08	0,552	0,508	0,505	0,510	0,054	0,054	0,053	0,052	1,05	1,089	1,085	1,067
v10	0,414	0,373	0,374	0,377	0,070	0,071	0,071	0,073	1,10	1,093	1,092	1,125
v11	0,333	0,347	0,349	0,359	0,055	0,061	0,060	0,061	0,83	1,012	1,014	0,993
v12	0,203	0,172	0,171	0,174	0,092	0,090	0,088	0,087	0,69	0,698	0,704	0,694
v13	0,296	0,215	0,228	0,238	0,077	0,076	0,076	0,079	0,64	0,600	0,597	0,597
v15	0,485	0,418	0,420	0,424	0,072	0,070	0,069	0,070	1,38	1,383	1,370	1,324
v16	0,284	0,299	0,297	0,306	0,045	0,042	0,042	0,042	0,48	0,466	0,460	0,457
v17	0,191	0,190	0,190	0,187	0,043	0,043	0,042	0,043	0,51	0,502	0,503	0,510
v18	0,183	0,211	0,213	0,214	0,039	0,038	0,036	0,038	0,38	0,486	0,464	0,50

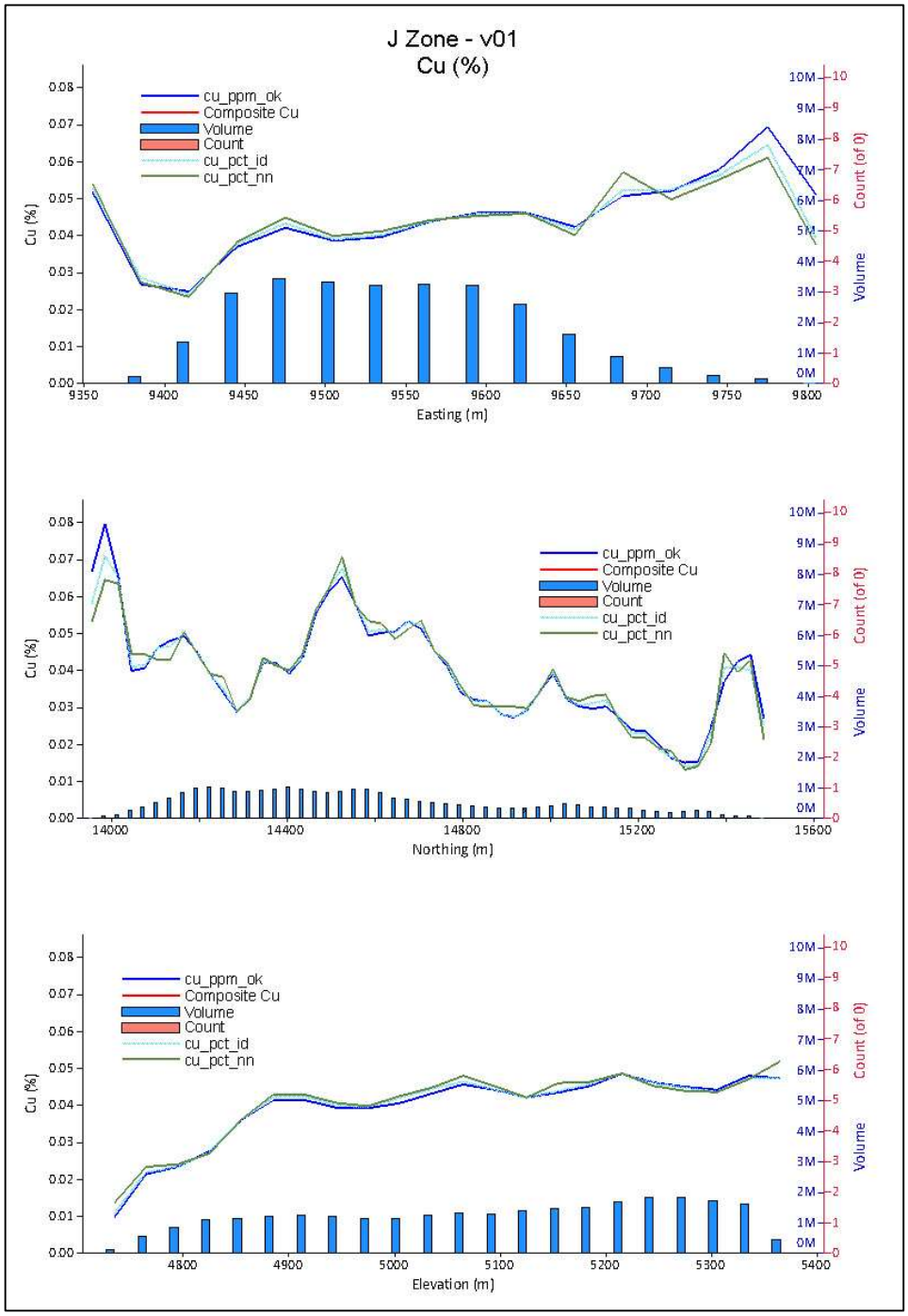
Les graphiques en bandes ont été examinés en fonction de l'azimut nord, de l'azimut est et de l'altitude. La distribution des valeurs composites d'or, de cuivre et d'argent et les teneurs interpolées des blocs ont été comparées aux teneurs OK, ID2 et NN. Les variables estimées avec OK et ID2 concordent bien dans l'ensemble, et aucun biais spatial important n'a été observé. Les figures 14 à 16 et la figure 14-17 présentent les tracés de bandes pour l'or et le cuivre, respectivement, pour le domaine v01. Les figures 14-18 et 14-19 présentent les tracés de bandes pour l'or et le cuivre, respectivement, pour le domaine v08.

Figure14 -16 : Diagramme de balayage pour l'or, par coordonnées est, nord et altitude ; domaine v01 – zone J



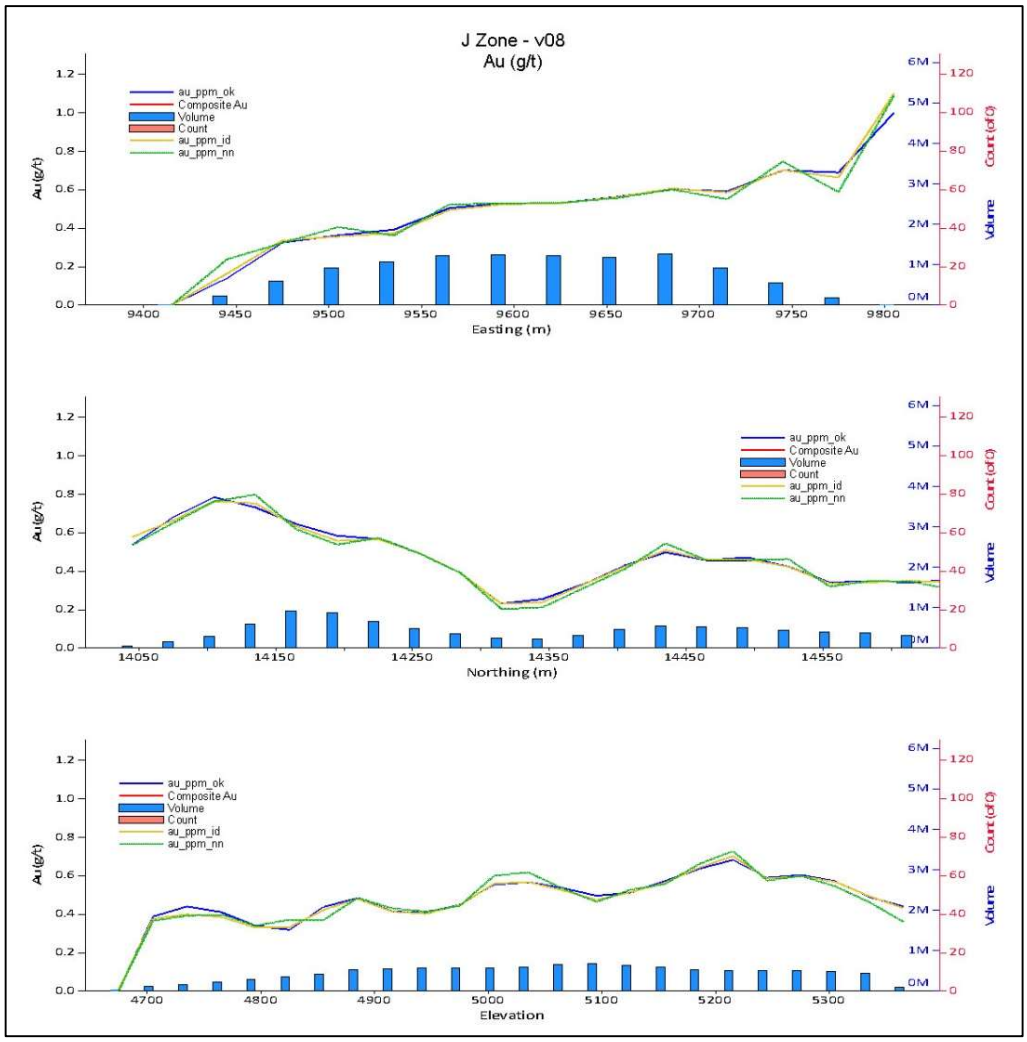
Source : AGP (2023)

-1417 - : Graphique en bandes pour le cuivre, par coordonnées est, nord et altitude ; domaine v08 – zone J



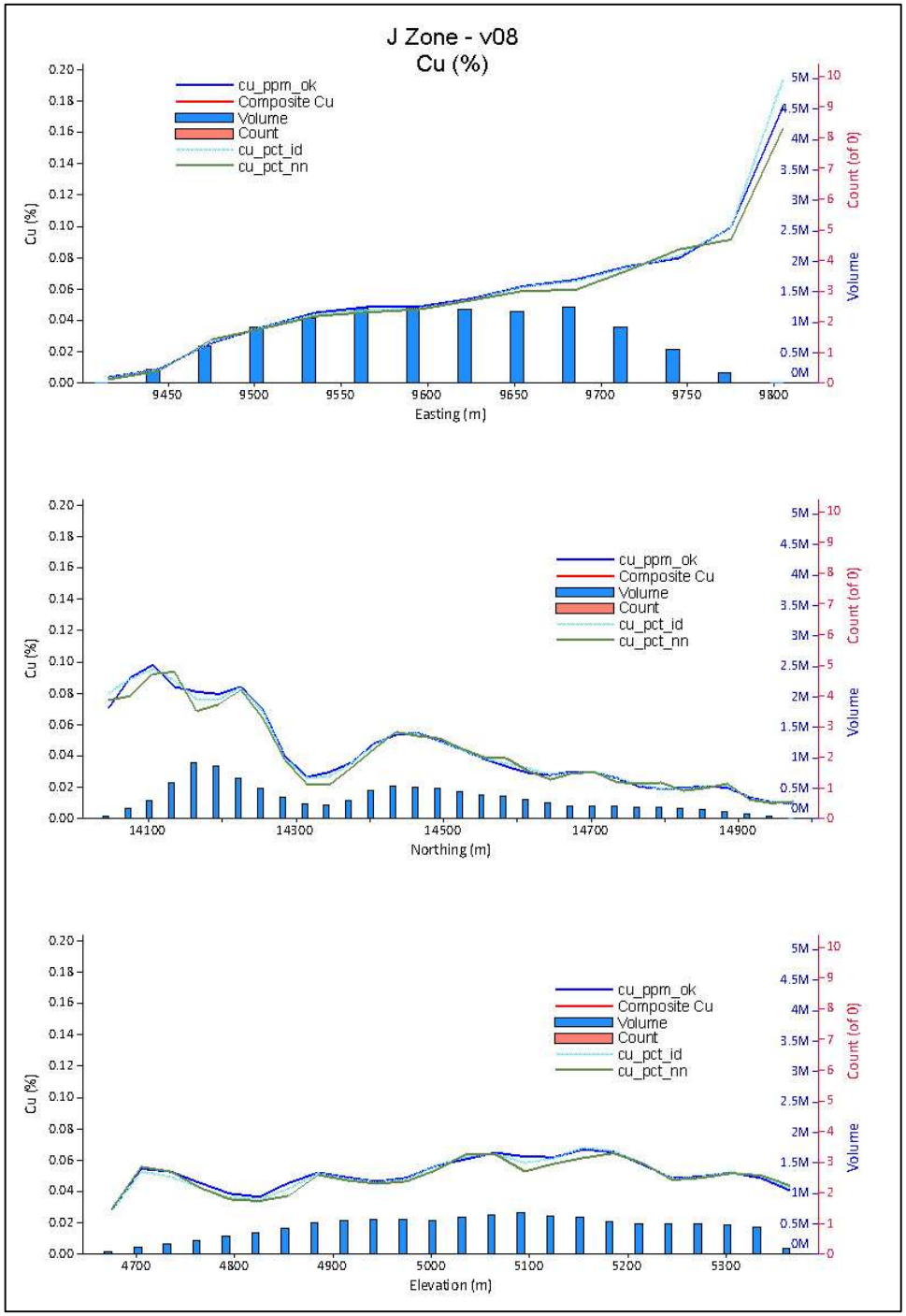
Source : AGP (2023)

Figure -1418 : Swath Plot pour l'or, par Easting, Northing et Altitude ; Domaine v08 – Zone J



Source : AGP (2023)

Figure -1419 : Graphique en bandes pour le cuivre, par coordonnées est, nord et altitude ; domaine v08 – zone J



Source : AGP (2023)

14.7 Zone X22

14.7.1 Interprétation

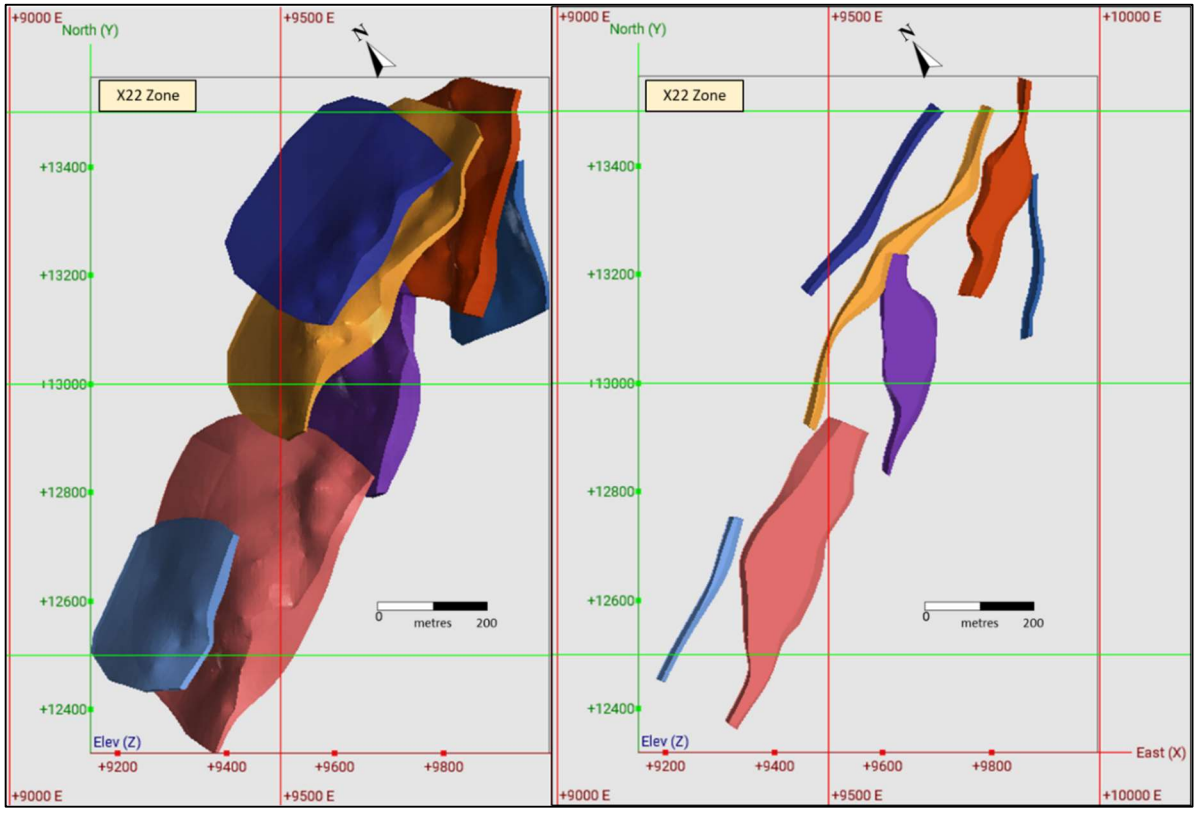
Les domaines minéralisés de la zone X22 ont été interprétés par le personnel de Troilus. Les filigranes interprétés ont été réalisés à l'aide du logiciel Leapfrog Geo, où les teneurs ont été saisies en utilisant une teneur minimale de 0,3 g/t AuEQ et une épaisseur minimale de 5 m. La formule AuEQ utilisée pour l'équivalent or a été mise à jour en 2023 comme suit :

$$AuEQ = teneur\ en\ Au + (1{,}5628 * teneur\ en\ Cu) + (0{,}0128 * teneur\ en\ Ag)$$

Toutes les enveloppes des domaines minéralisés ont été créées au-dessus de la topographie pré-exploitation, puis découpées à la surface inférieure des morts-terrains, puis à la topographie de la fosse. Au total, sept filaments 3D décrivent les domaines minéralisés dans la zone X22. Un domaine environnant à faible teneur a été créé sur la base de teneurs supérieures à 0,07 g/t Au. La minéralisation est disséminée et présente un enrichissement dans ce qui pourrait être décrit comme des couloirs minéralisés sans limites nettes. AGP considère que les filaments sont adaptés à l'estimation des ressources.

Les figures 14-20 montrent les filaments métalliques des domaines minéralisés de la zone X22 en vue en plan 3D et en coupe en plan (5190 m ; couloir d'observation de 20 m). Le tableau 14-53 présente les domaines minéralisés et le code de domaine.

Figure14 -20 : Zones minéralisées ; en vue en plan 3D et en coupe en plan (5 200 m ; corridor d'observation de 20 m) – Zone X22



Source : AGP (2023)

Tableau14 -53 : Zones minéralisées et codes de domaine – Zone X22

Zone minéralisée	Code de domaine
	140
140	1402
1403	1403
1404	1404
1405	1405
1406	1406
1407	1407
Halo de faible intensité	9

14.7.2 Analyse exploratoire des données

Analyses brutes

La base de données des trous de forage pour les domaines minéralisés dans la zone X22 comprend 16 525 valeurs d'analyse brutes pour chaque métal : or, cuivre et argent. Les valeurs d'analyse inférieures à la limite de détection ont été attribuées à la moitié de la limite de détection aux fins de l'analyse

statistique et de l'estimation de la teneur. Toutes les valeurs manquantes ont été attribuées à la moitié de la limite de détection.

Les tableaux 14-54 à 14-56 présentent les statistiques descriptives des trous de forage dans la zone X22 au sein des domaines minéralisés.

14 s du tableau -54 : Statistiques descriptives des analyses aurifères (g/t) par domaine minéralisé – Zone X22

Zone minéralisée	Nombre	Min	Max	Moy	Médiane	Écart	CV
1401	2285	0	126,50	0,52	0,17	3,07	5,91
1402	1731	0	11,60	0,41	0,27	0,57	1,39
1403	1301	0	23,90	0,67	0,23	1,62	2,43
1404	1135	0	133,00	0,64	0,16	5,21	8,20
1405	168	0,006	7,47	0,35	0,17	0,74	2,14
1406	274	0	15,55	0,36	0,13	1,19	3,32
1407	162	0	6,53	0,34	0,16	0,64	1,88
LG (99)	10253	0	32,40	0,10	0,03	0,59	5,88

Tableau14 55 : Statistiques descriptives des analyses de cuivre (%) par domaine minéralisé – Zone X22

Zone minéralisée	Nombre	Min		Moy	Médiane	Écart	CV
1401	2285	0	6,19	0,08	0,03	0,25	3,29
1402	1731	0	0,51	0,06	0,05	0,05	0,91
1403	1301	0	0,69	0,01	0	0	2,96
1404	1135	0	1,15	0,04	0,02	0,08	1,75
1405	168	0	0,34	0,01	0	0,04	2,71
1406	274	0	0,47	0,03	0,01	0,05	1,59
1407	162	0	0,72	0,05	0,03	0,09	1,75
LG (99)	10253	0	2,37	0,01	0	0,03	3,09

Tableau -1456 : Statistiques descriptives des analyses d'argent (g/t) par domaine minéralisé – Zone X22

Zone minéralisée	Nombre	Min			Moy	Médiane	Écart	CV
1401	2284	0,1	883,00		2,43	0,50	21,51	8,86
1402	1728	0,1	26,90		0,75	0,50	1,32	1,75
1403	1116	0,1	46,30		0,56	0,25	2,23	3,98
1404	1119	0,1	70,20		1,11	0,28	3,77	3,40
1405	162	0,1	10,10		0,46	0,25	0,95	2,09
1406	252	0,1	12,60		0,66	0,25	1,16	1,76
1407	161	0,1	11,60		0,86	0,25	1,48	1,71
LG (99)	9703	0,1	126,10		0,39	0,25	1,73	4,45

Analyse de plafonnement

Une analyse de plafonnement a été effectuée sur les teneurs en métaux dans chaque domaine minéralisé pour l'or, le cuivre et l'argent à l'aide d'une analyse de désintégration, d'histogrammes et de graphiques de probabilité. Un plafonnement a été appliqué aux teneurs en métaux lorsque cela était nécessaire.

Le tableau 14-57 présente les niveaux de plafonnement sélectionnés pour l'or et l'argent par domaine. Les statistiques descriptives des valeurs d'analyse de l'or et de l'argent plafonnés sont présentées respectivement dans les tableaux 14-58 à 14-60.

Tableau14 -57 : Niveaux de plafonnement par domaine – Zone X22

Domaine	Au (g/t)	Perte (	Cu (%)	Perte (	Ag (g/t)	Perte (
1401	6,7 (12)	20,0	1,10 (16)	13,0	22,2 (23)	37
1402	7,2 (1)	0,6	-	-	11,5 (3)	3,0
1403	10,4 (7)	4,7	0,11 (20)	14,0	4,9 (10)	21,0
1404	4,1 (14)	45,0	0,37 (7)	5,7	8,7 (16)	21,0
1405	3,2 (1)	7,3	0,06 (9)	34,0	3,2 (2)	12,0
1406	2,7 (4)	24,0	0,23 (1)	3,1	4,4 (2)	6,4
1407	3,0 (1)	6,4	0,35 (3)	7,8	5,3 (2)	8,6
99 (LG)	3,2 (18)	14,0	0,21 (22)	5,0	11,3 (9)	6,8

(x) – nombre de valeurs plafonnées

Tableau14 58 : Statistiques descriptives des analyses aurifères plafonnées (g/t) par domaine minéralisé – Zone X22

Zone minéralisée	Nombre	Min	Max	Moy	Médiane	Écart	CV
1401	2285	0	126,50	0,52	0,17	5,91	2285
1402	1731	0	11,60	0,41	0,27	1,39	1731
1403	1301	0	23,90	0,67	0,23	2,43	1301
1404	1135	0	133,00	0,64	0,16	8,20	1135
1405	168	0,006	7,47	0,35	0,17	2,14	168
1406	274	0	15,55	0,36	0,13	3,32	274
1407	162	0	6,53	0,34	0,16	1,88	162
LG (99)	10253	0	32,40	0,10	0,03	5,88	10253

Tableau14 59 : Statistiques descriptives des analyses de cuivre plafonnées (%Cu) par domaine minéralisé – Zone X22

Zone minéralisée	Nombre	Min		Moy	Médiane	Écart	CV
1401	2285	0	1,10	0,07	0,03	0,13	1,99
1402	1731	0	0,51	0,06	0,05	0,05	0,91
1403	1301	0	0,11	0,01	0	0,02	1,87
1404	1135	0	0,37	0,04	0	0,05	1,27
1405	168	0	0,06	0,01	0	0,02	1,64
1406	274	0	0,23	0,03	0,01	0,04	1,38
1407	162	0	0,35	0,05	0,03	0,06	1,38
LG (99)	10253	0	0,21	0,01	0	0,02	1,86

Tableau14 60 : Statistiques descriptives pour les analyses Ag (g/t) plafonnées par domaine minéralisé – Zone X22

Zone minéralisée	Nombre	Min		Moy	Médiane	Écart	CV
1401	2284	0,1	22,20	1,53	0,50	3,22	2,11
1402	1728	0,1	11,50	0,74	0,50	1,02	1,39
1403	1116	0,1	7,90	0,45	0,25	0,73	1,61
1404	1119	0,1	8,70	0,94	0,28	1,64	1,75
1405	162	0,1	3,20	0,40	0,25	0,53	1,31
1406	252	0,1	4,40	0,62	0,25	0,85	1,39
1407	161	0,1	5,30	0,79	0,25	1,03	1,31
LG (99)	9703	0,1	11,60	0,36	0,25	0,58	1,61

Composites

Les analyses plafonnées ont été composées sur des longueurs de deux mètres pour les analyses capturées dans les domaines minéralisés, à partir de la limite du domaine. Les composites ont été ajustés à l'intersection du domaine.

Les tableaux 14-61 à 14-63 présentent les statistiques descriptives des valeurs composites plafonnées à 2 m pour l'or, le cuivre et l'argent par domaine, respectivement, dans la zone X22.

14 s du tableau -61 : Statistiques descriptives pour les valeurs composites plafonnées en Au (g/t) par domaine minéralisé – Zone X22

Zone minéralisée	Nombre	Min		Moy	Médiane	Écart	CV
1401	1166	0	6,70	0,41	0,21	0,64	1,56
1402	866	0	3,91	0,41	0,30	0,41	1,01
1403	832	0	10,40	0,48	0,17	0,90	1,89
1404	608	0	3,48	0,33	0,18	0,45	1,39
1405	124	0	1,69	0,22	0,10	0,36	1,59
1406	143	0	1,66	0,25	0,15	0,32	1,29
1407	85	0	2,60	0,31	0,17	0,39	1,26
LG (99)	5579	0	2,07	0,06	0,02	0,15	2,5

Tableau14 62 : Statistiques descriptives des valeurs composites de cuivre plafonnées (%) par domaine minéralisé – Zone X22

Zone minéralisée	Nombre	Min		Moy	Médiane	Écart	CV
1401	1166	0	1,10	0,07	0,03	0,11	1,70
1402	866	0	0,44	0,06	0,05	0,05	0,80
1403	832	0	0,11	0,01	0	0,02	1,90
1404	608	0	0,22	0,04	0,03	0,04	1,00
1405	124	0	0,06	0,01	0	0,01	1,75
1406	143	0	0,14	0,03	0,02	0,03	1,14
1407	85	0	0,28	0,04	0,03	0,05	1,23
LG (99)	5579	0	0,19	0,01	0	0,02	1,68

Tableau14 63 : Statistiques descriptives pour les valeurs composites d'argent plafonnées (g/t) par domaine minéralisé – Zone X22

Zone minéralisée	Nombre	Min		Moy	Médiane	Écart	CV
1401	1157	0,04	22,20	1,52	0,57	2,72	1,79
1402	862	0,10	11,50	0,74	0,53	0,85	1,15
1403	688	0	5,45	0,35	0,25	0,56	1,58
1404	558	0	8,70	0,93	0,49	1,31	1,40
1405	120	0	1,85	0,27	0,25	0,37	1,39
1406	120	0,04	4,40	0,59	0,25	0,73	1,23
1407	85	0	4,20	0,75	0,38	0,87	1,17
LG (99)	4193	0	8,51	0,45	0,25	0,63	1,39

Variographie

Une analyse spatiale a été effectuée sur des données composites d'or, d'argent et de cuivre plafonnées à 2 m dans les domaines minéralisés, et les paramètres du variogramme ont été attribués à chaque domaine minéralisé. Les tableaux 14-64 à 14-66 présentent les paramètres du variogramme pour la zone X22 pour les teneurs en or, en argent et en cuivre par domaine.

Tableau14 -64 : Paramètres du variogramme pour l'or par domaine – Zone X22

Domaine	Structure	Structures Sill=1,0	Inclinaison (°)	Azimut (	Pitch (°)	Major (m)	Semi-majeure (m)	Mineure (m)	Anisotropie
1401	0,3	0,10	58	293	70	70	75	2	Sphéroïdal
		0,60	58	293	70	100	125	10	Sphéroïdal
1402	0,3	0,10	58	293	70	70	75	2	Sphéroïdal
		0,60	58	293	70	100	125	10	Sphéroïdal
1403	0,3	0,36	58	293	155	70	75	2	Sphéroïdal
		0,34	58	293	155	100	125	4	Sphéroïdal
1404	0,3	0,07	58	293	156	70	75	2	Sphéroïdal
		0,63	58	293	156	91	130	5	Sphéroïdal
1405	0,3	0,04	58	293	0	33	36	2	Sphéroïdal
		0,66	58	293	0	45	62	10	Sphéroïdal
1406	0,3	0,10	58	293	70	70	75	2	Sphéroïdal
		0,60	58	293	70	100	125	10	Sphéroïdal
1407	0,3	0,10	58	293	70	70	75	2	Sphéroïdal
		0,60	58	293	70	100	125	10	Sphéroïdal
99 (LG)	0,2	0,07	58	293	70	70	75	2	Sphéroïdal
		0,73	58	293	70	70	120	5	Sphéroïdal

Az = Azimut

14 s du tableau -65 : Paramètres du variogramme pour le cuivre par domaine – Zone X22

Domaine	Pépite	Structures Sill=1,0	Inclinaison (°)	Azimut (	Pitch (°)	Major (m)	Semi-majeure (m)	Mineure (m)	Anisotropie
140	0,2	0,35	58	293	70	57	92	3	Sphéroïdal
		0,45	58	293	70	80	115	14	Sphéroïdal
1402	0,15	0,52	58	293	70	65	82	3	Sphéroïdal
		0,33	58	293	70	115	100	14	Sphéroïdal
1403	0,2	0,34	58	293	155	74	86	3	Sphéroïdal
		0,46	58	293	155	89	92	9	Sphéroïdal
1404	0,2	0,34	58	293	156	74	86	3	Sphéroïdal
		0,46	58	293	156	89	92	9	Sphéroïdal
1405	0,2	0,46	58	293	0	43	72	2,5	Sphéroïdal
		0,34	58	293	0	78	140	9	Sphéroïdal
1406	0,15	0,05	58	293	70	43	73	2,5	Sphéroïdal
		0,80	58	293	70	78	120	9	Sphéroïdal
1407	0,15	0,05	58	293	70	43	73	2,5	Sphéroïdal
		0,80	58	293	70	78	120	9	Sphéroïdal
99 (LG)	0,15	0,27	58	293	70	57	92	3	Sphéroïdal
		0,58	58	293	70	90	115	14	Sphéroïdal

Az = Azimut

14 s du tableau -66 : Paramètres du variogramme pour l'argent par domaine – Zone X22

Domaine	Pépite	Structures Sill=1,0	Inclinaison (°)	Azimut (	Pitch (°)	Major (m)	Semi-majeure (m)	Mineure (m)	Anisotropie
140	0,3	0,08	58	293	70	70	60	2	Sphéroïdal
		0,60	58	293	70	90	95	10	Sphéroïdal
1402	0,3	0,10	58	293	70	70	75	2	Sphéroïdal
		0,60	58	293	70	100	63,6	10	Sphéroïdal
1403	0,3	0,28	58	293	155	50	26	2	Sphéroïdal
		0,34	58	312	168	60	74	4	Sphéroïdal
1404	0,2	0,01	58	312	168	60	83	2	Sphéroïdal
		0,63	58	293	156	105,5	68,64	5	Sphéroïdal
1405	0,3	0,70	58	293	0	33	120	2	Sphéroïdal
1406	0,3	0,10	58	293	70	70	75	2	Sphéroïdal
		0,60	58	293	70	100	125	10	Sphéroïdal
1407	0,3	0,10	58	293	70	70	75	2	Sphéroïdal
		0,60	58	293	70	100	125	10	Sphéroïdal
99 (LG)	0,2	0,07	58	293	70	40	62	2	Sphéroïdal
		0,73	58	293	70	54	120	5	Sphéroïdal

Az = Azimut

14.7.3 Modèle de bloc

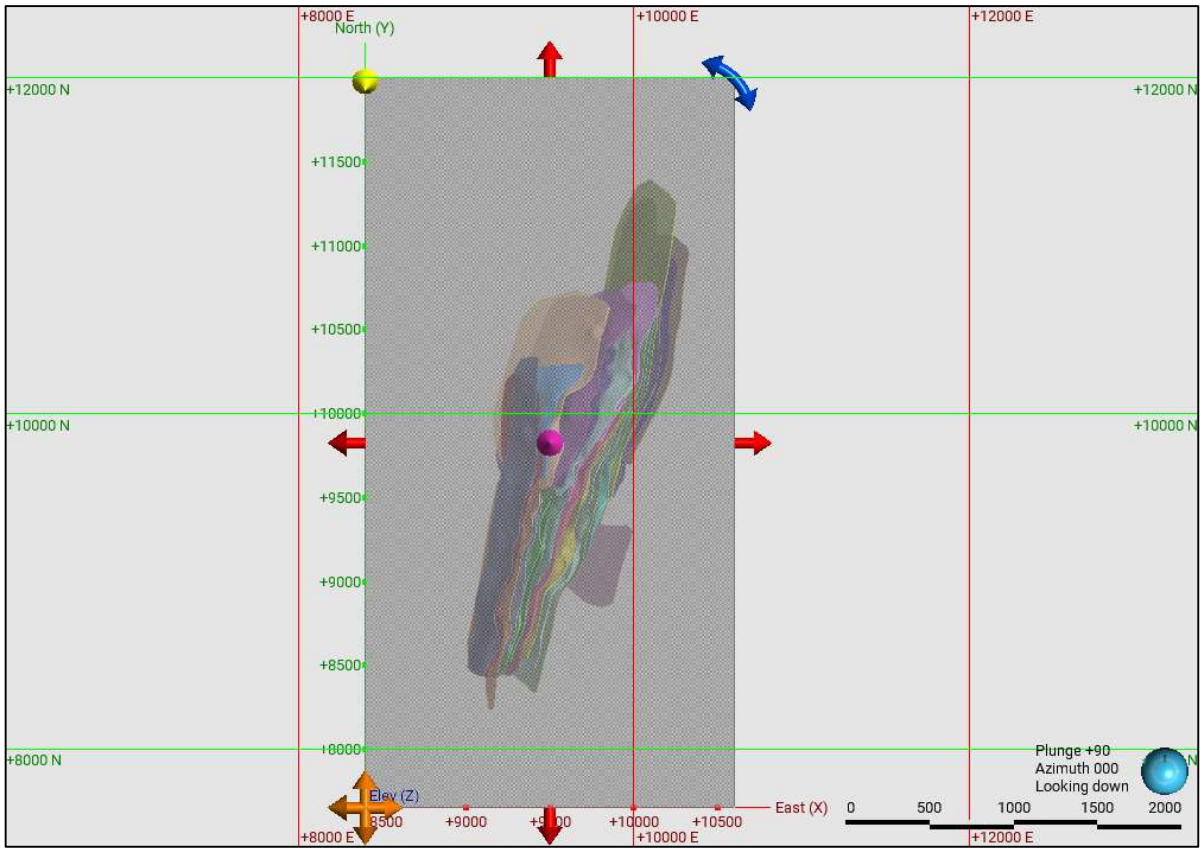
Paramètres du modèle en blocs

Le modèle en blocs du gisement de la zone X22 a été établi à l'aide d'une matrice de blocs de 5 m de long, 5 m de large et 5 m de haut, et a été créé à l'aide du logiciel Leapfrog Edge. La matrice de blocs a été définie en fonction de l'espacement actuel des trous de forage et de considérations techniques relatives à une exploitation à ciel ouvert, et est jugée appropriée à cette fin. Le modèle en blocs est exprimé en coordonnées de la grille minière et n'est pas pivoté. Le tableau 14-67 résume les paramètres du modèle en blocs et la figure 14-21 présente le modèle en blocs sur les domaines minéralisés interprétés pour la zone X22.

Tableau14 -67 : Paramètres du modèle en blocs – Zone X22

Domaine	Min	
Ordonnée	8900 mE	10160 mE
Nord	12050 mN	13865 mN
Altitude maximale	4500 m	5500 m
Angle de rotation	Pas de rotation°	
Taille du bloc (X, Y, Z en mètres)	5 x 5 x 5	
Nombre de blocs dans la direction X	25	
Nombre de blocs dans la direction Y	36	
Nombre de blocs dans la direction Z	200	

14 s de la figure -21 : Étendue du modèle en blocs – Zone X22



Source : AGP (2023)

L'étendue du modèle en blocs couvre l'ensemble de la zone X22 et s'étend sur les quatre côtés au-delà des domaines minéralisés interprétés. Le modèle en blocs est un modèle complet dans lequel les blocs se voient attribuer un code de type de roche spécifique. Tout centre de gravité de bloc situé dans le cadre filaire du domaine minéralisé s'est vu attribuer ce code.

Les attributs du modèle de blocs dans le modèle de blocs comprennent :

- code de domaine
- les teneurs en métaux pour l'or, le cuivre, l'argent et les teneurs calculées en équivalent or pour les blocs estimés
- classification
- distance jusqu'à la distance moyenne la plus proche des composites estimés
- distance moyenne des composites estimés
- nombre de composites utilisés dans l'estimation d'un bloc
- nombre de trous de forage utilisés dans l'estimation d'un bloc
- numéro de passage
- code lithologique

- densité

Paramètres d'estimation et stratégie d'interpolation

Les teneurs en métaux ont été interpolées en trois passes à l'aide des composites plafonnés à 2 m par domaine. Les teneurs en métaux ont été interpolées à l'aide de la méthode d'interpolation OK. Les paramètres du variogramme pour chaque métal ont été utilisés dans chacune de ces passes et une orientation variable alignée sur le filaire du domaine minéralisé a été utilisée. Des interpolations ID2 et NN ont également été effectuées à des fins de validation.

Chaque passage a nécessité le même nombre minimum et maximum de composites pour chaque domaine. Un maximum de trois composites par trou de forage a été utilisé. Le tableau 14-68 présente les paramètres d'estimation utilisés pour chaque passage afin d'estimer les teneurs en métaux.

Tableau14 -68 : Paramètres d'estimation – Zone X22

Pass	Nombre minimum de composites	Nombre maximal de composites	Nombre max. Composites par trou	Min. nbre de trous de forage
Pass 1	4	18	3	2
Pass 2	4	18	3	2
Pass 3	3	18	3	1

En raison de la nature sinueuse des domaines minéralisés interprétés, les ellipses de recherche ont pu être orientées de manière variable afin de suivre la tendance de chaque domaine. Chaque passage a augmenté l'ellipse de recherche, le passage 2 étant deux fois plus grand que le passage 1 et le passage 3 environ deux fois plus grand que le passage 2. Des limites strictes ont été maintenues entre tous les domaines et les blocs au sein de chaque domaine ont été estimés comme étant uniquement des composites à l'intérieur du filaire du domaine.

Le tableau 14.69 présente les paramètres des ellipses de recherche pour chaque sous-domaine utilisé pour estimer les teneurs en métaux.

Tableau14 -69 : Paramètres des ellipses de recherche pour l'or, le cuivre et l'argent – Zone X22

Tous les domaines	Orient	Principale (m)	Demi-grand (m)	Mineure (m)	Recherche
Pass 1	Orientation variable	75	50	10	Ellipsoïdale
Pass 2	Orientation variable	130	130	20	Ellipsoïdale
Pass 3	Orientation variable	20	150	30	Ellipsoïdale

Modèle de bloc Validation

Le modèle en blocs a été validé à l'aide des méthodes suivantes :

- comparaison statistique des distributions des teneurs des ressources et des teneurs des blocs
- inspection visuelle et comparaison des teneurs des blocs avec les teneurs composites et les teneurs d'analyse
- inspection des parcelles avec les composites et les teneurs des blocs, les altitudes et les coordonnées nord

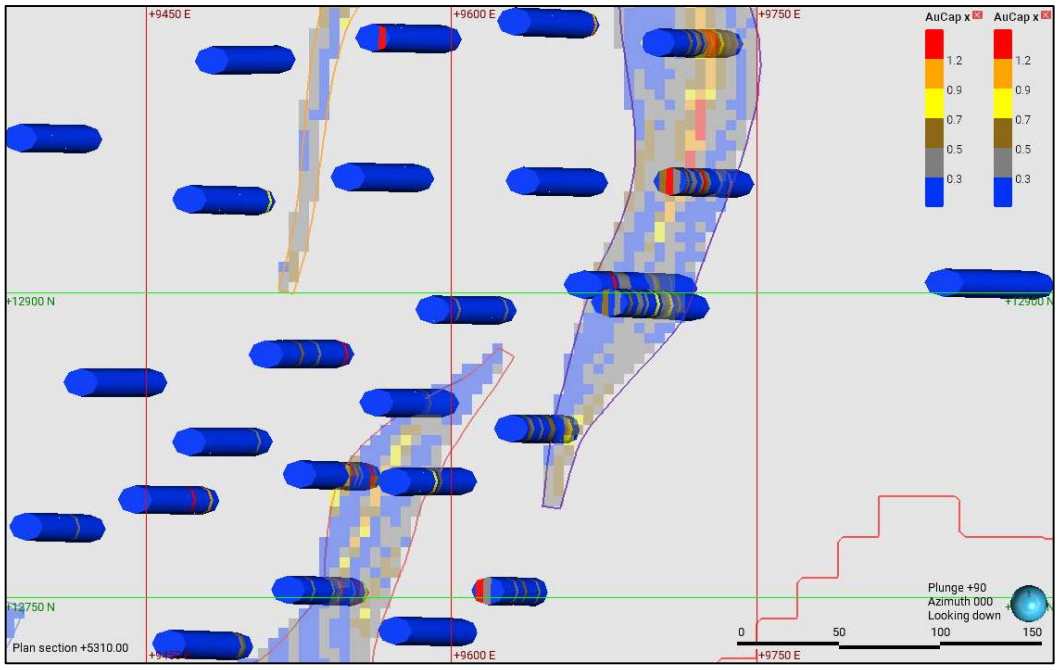
Le tableau 14-70 présente la comparaison des teneurs moyennes en or par domaine pour les blocs estimés avec les interpolations ID2 et NN et les valeurs composites de 2 m. Les variables estimées avec OK et ID2 concordent généralement, avec un léger lissage des teneurs, mais aucun biais spatial important n'a été observé.

Tableau14 -70 : Comparaison des teneurs moyennes en or (g/t Au) – Zone SW

Domaine	OK	ID2	NN	Composés 2 m
1401	0,45	0,44	0,46	0,41
1402	0,43	0,42	0,41	0,41
1403	0,59	0,58	0,63	0,52
1404	0,36	0,36	0,39	0,33
1405	0,26	0,26	0,27	0,27
1406	0,26	0,26	0,41	0,25
1407	0,33	0,34	0,39	0,31
LG (99)	0,08	0,08	0,08	0,08

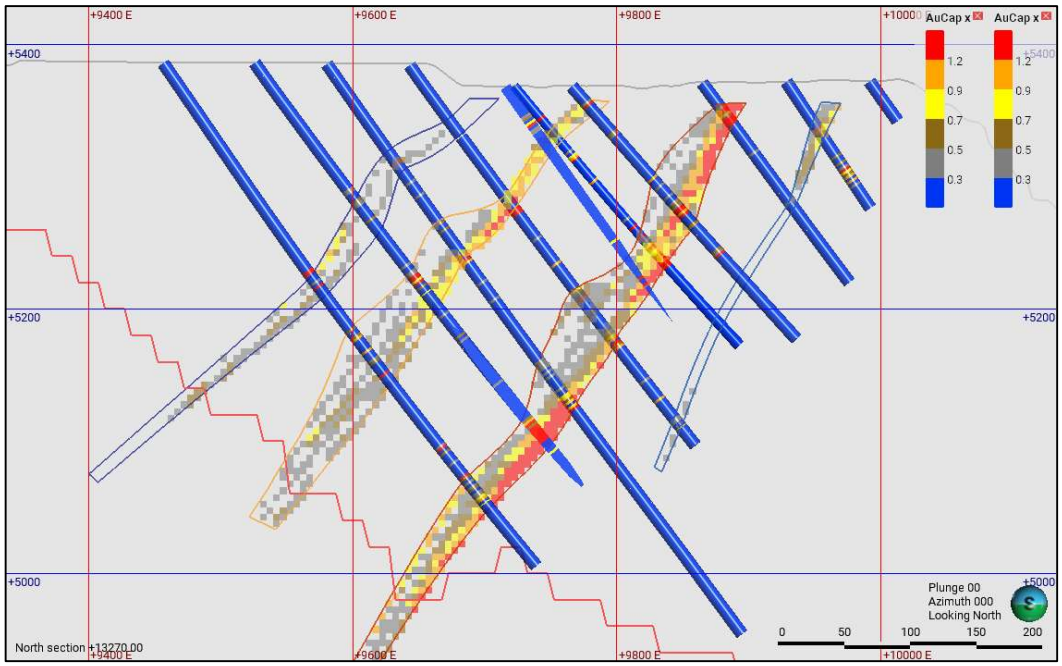
Les teneurs du modèle en blocs et les teneurs composites ont été inspectées visuellement sur des plans et des coupes transversales. Les teneurs composites correspondent bien aux teneurs en blocs dans les domaines minéralisés. Les figures 14-22 et 14-23 présentent respectivement des vues en plan et en coupe transversale sélectionnées pour la zone X22 (vue en plan à 5310 m d'altitude et coupe transversale à 13270 mN).

Figure14 -22 : Vue en plan à une altitude de 5310 m – Zone X22



Source : AGP (2023)

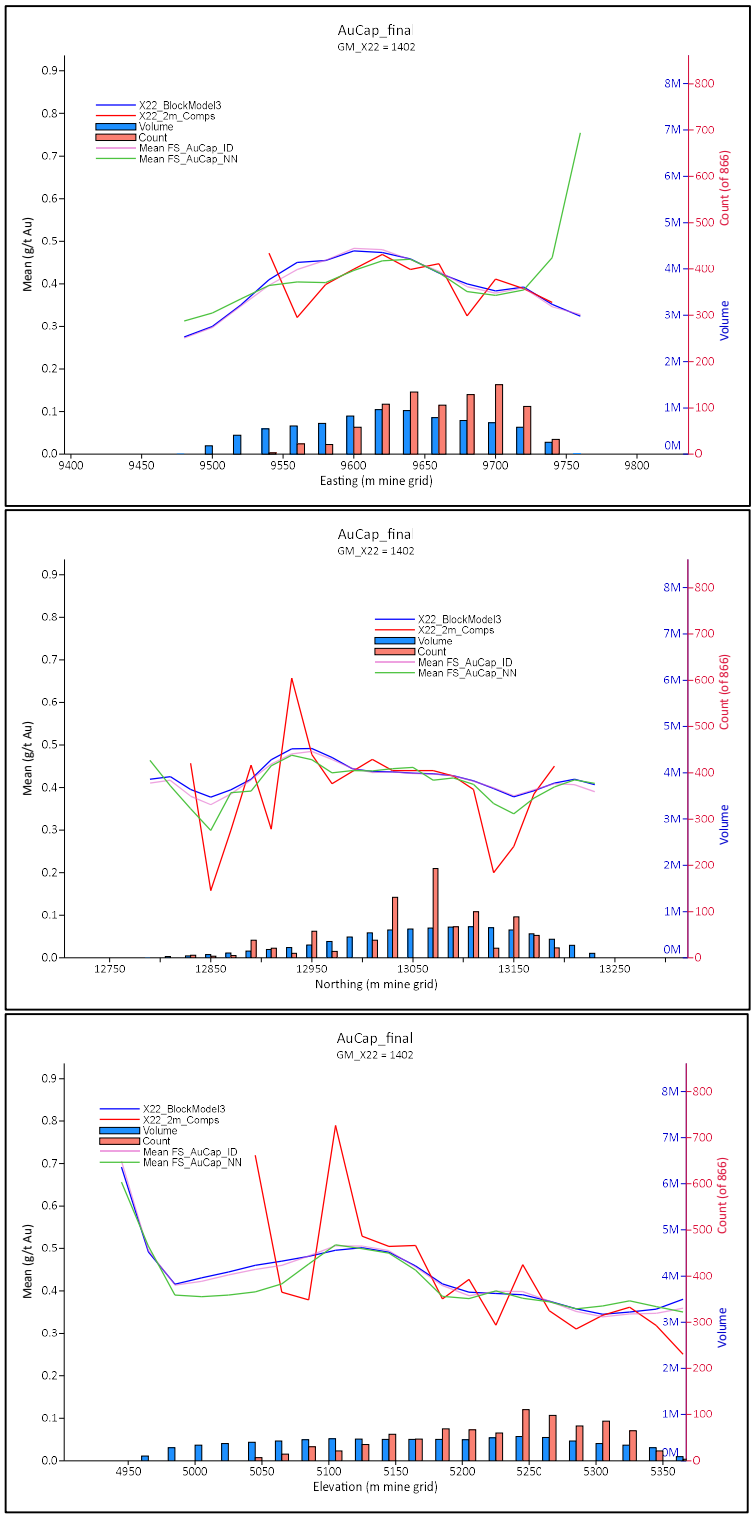
Figure -1423 : Coupe transversale 13270 mN – Zone X22



Source : AGP (2023)

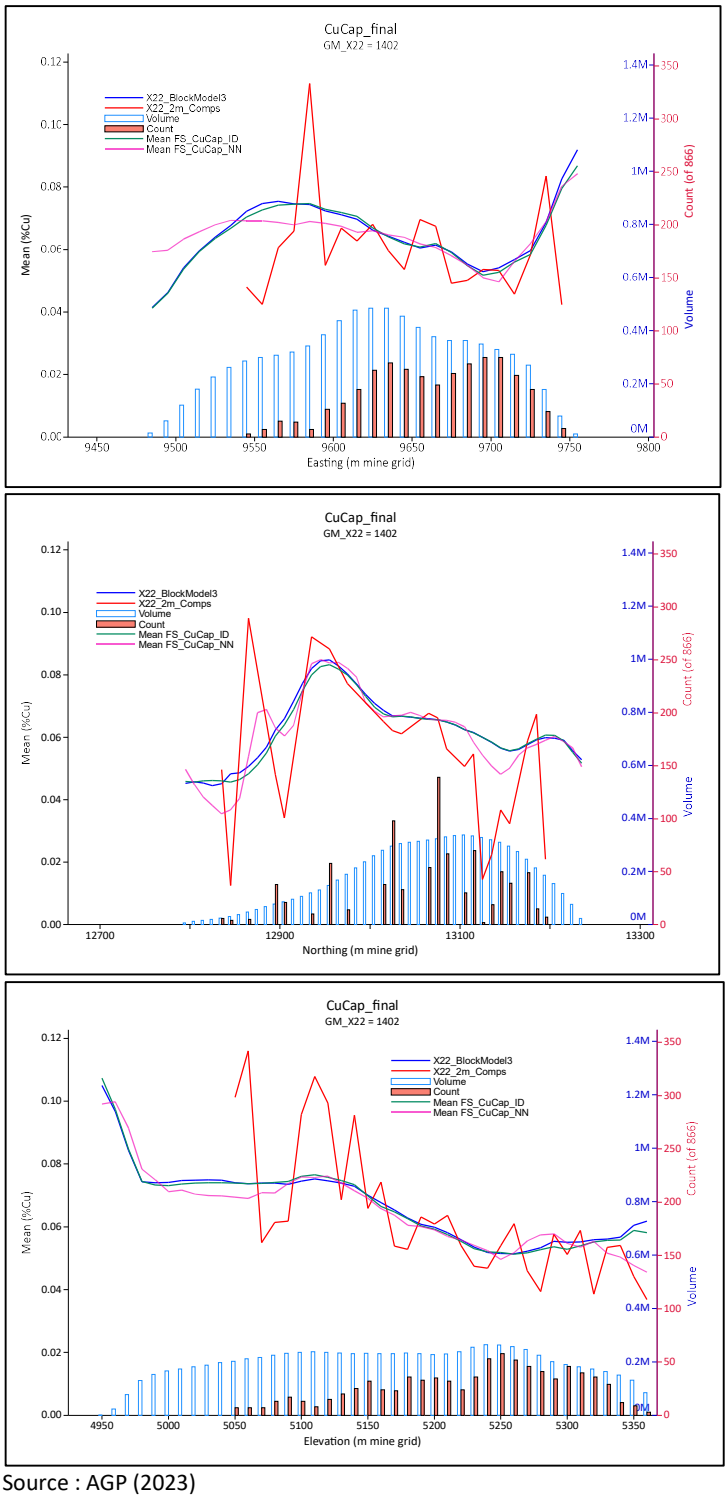
Les tracés ont été examinés selon les coordonnées nord, est et altitude. La distribution des valeurs composites d'or, de cuivre et d'argent et les teneurs interpolées des blocs ont été comparées aux teneurs OK, ID2 et NN. Aucun problème n'a été constaté dans la distribution des teneurs interpolées. Les figures 14-24 et 14-25 présentent les tracés pour l'or et le cuivre, respectivement, pour le domaine 1402 selon les coordonnées est, nord et altitude.

Figure14 -24 : Plan de balayage pour l'or, par nord, est et altitude ; domaine 1402 – zone X22



Source : AGP (2023)

Figure -1425 : Diagramme en bandes pour le cuivre, par nord et altitude ; domaine 1402 – zone X22



Source : AGP (2023)

14.8 Zone SW

14.8.1 Interprétation

Les domaines minéralisés de la zone SW ont été interprétés par le personnel de Troilus. Les filages ont été interprétés à l'aide du logiciel Leapfrog Geo, où les teneurs ont été capturées en utilisant une teneur minimale de 0,3 g/t AuEQ avec une épaisseur minimale de 3,0 m appliquée à tous les domaines.

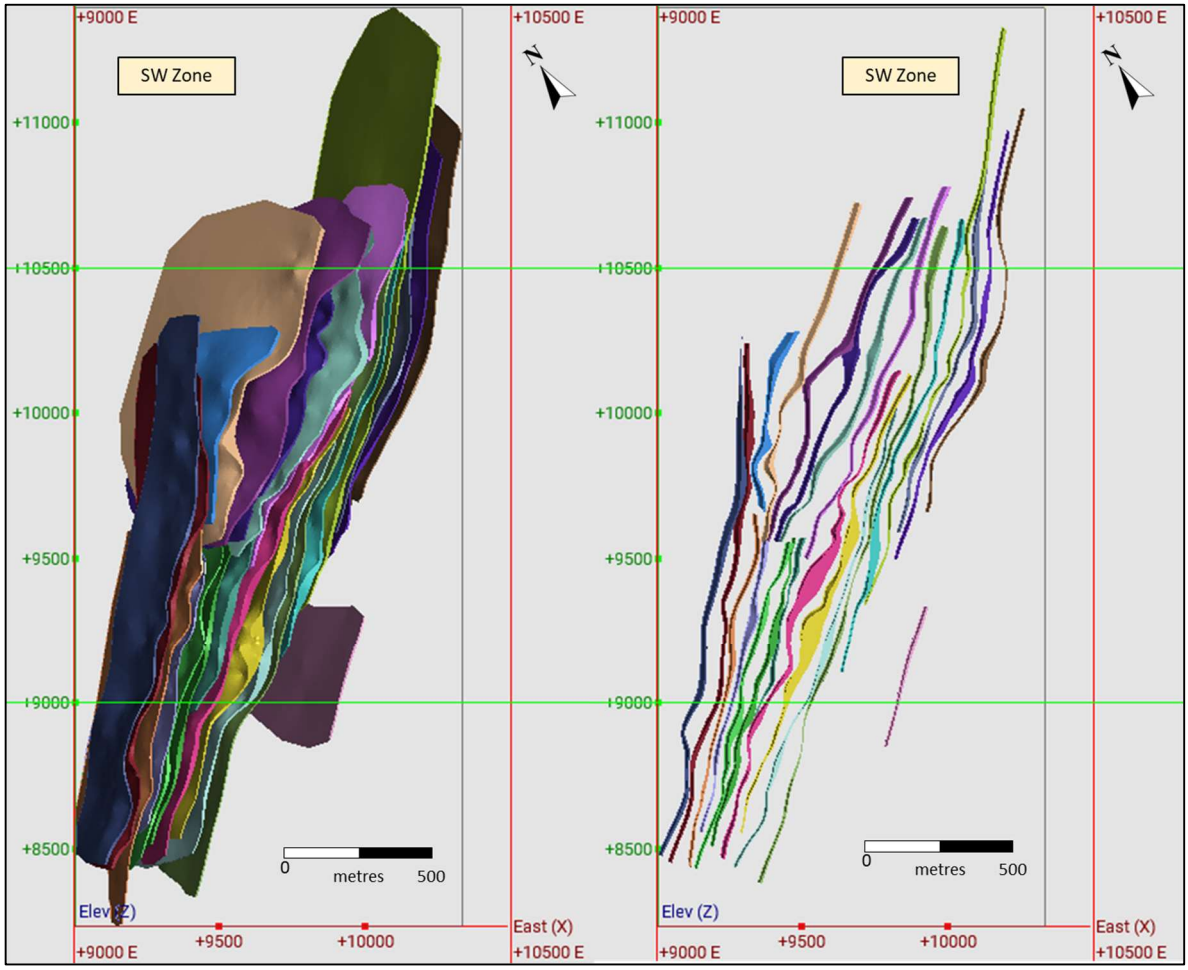
La formule AuEQ utilisée pour calculer l'équivalent or pour la zone SW dans le rapport PEA (AGP, 2020) est la suivante :

$$AuEQ = \text{teneur en or} + (1{,}2768 * \text{teneur en cuivre}) + (0{,}0106 * \text{teneur en argent})$$

Toutes les enveloppes des domaines minéralisés ont été créées au-dessus de la topographie pré-exploitation, puis découpées au niveau de la surface inférieure des morts-terrains, puis au niveau de la topographie de la fosse. Au total, 23 filages 3D décrivent les domaines minéralisés de la zone SW. Un domaine environnant à faible teneur a été créé sur la base de teneurs supérieures à 0,07 g/t Au. La minéralisation est disséminée et présente un enrichissement dans ce qui pourrait être décrit comme des couloirs minéralisés sans limites nettes. Les filaments fournis visaient principalement à limiter le mélange des teneurs entre les zones à haute teneur et les matériaux à faible teneur (et vice-versa). AGP considère que les filaments sont adaptés à l'estimation des ressources.

La figure 14-26 montre les filigranes des domaines minéralisés de la zone SW en vue en plan 3D et en coupe en plan (5190 m ; couloir d'observation de 20 m).

Figure14 -26 : Zones minéralisées ; en vue en plan 3D et en coupe en plan (5 190 m ; couloir d'observation de 20 m) – Zone SW



Source : AGP (2023)

14.8.2 Analyse des données d'exploration

Analyses brutes

La base de données des trous de forage pour les domaines minéralisés de la zone SW comprend 75 632 valeurs d'analyse dans tous les domaines minéralisés pour l'or, le cuivre et l'argent. Les valeurs d'analyse inférieures à la limite de détection ont été attribuées à la moitié de la limite de détection pour l'analyse statistique et l'estimation de la teneur. Toutes les valeurs manquantes ont été attribuées à la moitié de la limite de détection.

Les tableaux 14-71 à 14-73 présentent les statistiques descriptives des trous de forage pour l'or, le cuivre et l'argent, respectivement, dans la zone SW au sein des domaines minéralisés.

Tableau14 -71 : Statistiques descriptives des analyses aurifères (g/t) par domaine minéralisé – Zone SW

Zone minéralisée	Nombre	Min		Moy	Médiane	Écart	CV
199	535	0,001	18,15	0,44	0,19	1,29	2,95
200	729	0,003	13,15	0,45	0,21	0,91	2,01
201	1364	0,003	15,10	0,34	0,16	0,86	2,56
202	2967	0,003	27,40	0,48	0,22	1,16	2,39
203	2062	0,003	46,30	0,51	0,20	1,48	2,90
204	330	0,003	4,36	0,22	0,09	0,47	2,16
205	768	0,003	8,85	0,33	0,20	0,61	1,84
206	322	0,003	10,95	0,43	0,09	1,02	2,38
207	288	0,003	6,65	0,40	0,15	0,74	1,84
208	995	0,003	2320,00	2,75	0,11	73,58	26,76
209	370	0,001	12,70	0,23	0,07	0,81	3,53
210	583	0,003	11,15	0,27	0,15	0,57	2,13
211	1263	0,003	18,10	0,39	0,15	1,03	2,62
212	774	0,003	92,00	0,48	0,18	3,34	6,94
213	41	0,008	3,49	0,50	0,17	0,79	1,56
214	381	0,003	5,04	0,36	0,18	0,55	1,53
215	827	0,001	68,00	0,51	0,17	2,61	5,14
216	505	0,001	6,79	0,40	0,16	0,76	1,92
217	467	0,003	30,60	0,51	0,11	1,82	3,56
218	633	0,001	12,15	0,33	0,11	0,88	2,63
219	310	0,001	12,45	0,34	0,07	1,03	3,00
220	346	0,001	14,75	0,37	0,06	1,18	3,15
221	495	0,001	36,20	0,43	0,11	1,82	4,25
LG (99)	58277	0,001	1690	0,111	0,032	7,151	6

Tableau14 72 : Statistiques descriptives des analyses de cuivre (%) par domaine minéralisé – Zone SW

Zone minéralisée	Nombre	Min		Moy	Médiane	Écart	CV
199	535	0	0,64	0,03	0,01	0,06	2,07
200	729	0	1,26	0,05	0,01	0,12	2,30
201	1364	0	1,66	0,06	0,03	0,09	1,45
202	2967	0	1,13	0,03	0,01	0,07	2,01
203	2062	0	2,11	0,07	0,03	0,12	1,69
204	330	0	0,47	0,05	0,03	0,06	1,29
205	768	0,001	0,68	0,07	0,04	0,08	1,23
206	322	0	0,54	0,02	0	0,04	2,89
207	288	0	0,29	0,01	0	0,02	3,14
208	995	0	0,42	0,04	0,01	0,06	1,49
209	370	0	0,54	0,05	0,02	0,07	1,52
210	583	0	1,05	0,06	0,03	0,09	1,48
211	1263	0	0,96	0,05	0,03	0,08	1,50
212	774	0	0,72	0,05	0,03	0,06	1,26
213	41	0,008	0,06	0,02	0,02	0,01	0,49
214	381	0	0,48	0,05	0,02	0,06	1,38
215	827	0	2,53	0,06	0,03	0,12	2,03
216	505	0	0,62	0,05	0,02	0,07	1,52
217	467	0	0,15	0,01	0	0,02	1,82

218	633	0,001	0,62	0,05	0,03	0,06	1,24
219	310	0	0,59	0,02	0	0,04	2,68
220	346	0	0,32	0,02	0	0,04	2,44
221	495	0	0,43	0,01	0	0,04	2,70
LG (99)	58277	0	2,59	0,02	0	0,03	1,73

Tableau14 -73 : Statistiques descriptives pour les analyses d'argent (g/t) par domaine minéralisé – Zone SW

Zone minéralisée	Nombre	Min		Moy	Médiane	Écart	CV
199	535	0,10	86,10	1,84	0,50	5,79	3,15
200	729	0,10	42,60	1,18	0,50	2,50	2,12
201	1364	0,10	73,30	1,22	0,50	2,98	2,45
202	2967	0,10	44,50	0,57	0,25	1,29	2,26
203	2062	0,10	28,30	0,92	0,25	1,83	1,99
204	330	0,20	9,60	0,90	0,50	1,09	1,21
205	768	0,20	16,80	1,16	0,60	1,63	1,41
206	322	0,10	13,70	0,72	0,25	1,64	2,27
207	288	0,10	38,50	0,75	0,25	2,43	3,26
208	995	0,05	11,90	0,68	0,25	1,06	1,55
209	370	0,10	15,80	0,94	0,25	1,67	1,78
210	584	0	19,20	1,02	0,50	1,45	1,42
211	1263	0,05	30,40	0,86	0,25	1,62	1,89
212	774	0,10	55,00	1,48	0,60	3,75	2,54
213	41	0,25	218,00	22,15	2,00	40,91	1,85
214	381	0,10	7,40	0,59	0,25	0,71	1,19
215	828	0,00	1170,00	2,74	0,50	40,73	14,87
216	505	0,10	73,00	2,35	0,60	6,45	2,74
217	467	0,20	46,90	0,88	0,25	3,32	3,77
218	633	0,10	36,40	1,12	0,50	2,16	1,92
219	310	0,20	122,00	1,31	0,25	7,29	5,57
220	346	0,10	130,00	2,10	0,25	12,06	5,75
221	495	0,10	41,90	0,61	0,25	2,13	3,48
LG (99)	58312	0	149,00	0,46	0,25	1,25	2,74

Analyse de plafonnement

Une analyse de plafonnement a été effectuée sur les teneurs en métaux dans chaque domaine minéralisé pour l'or, le cuivre et l'argent à l'aide d'une analyse de désintégration, d'histogrammes et de graphiques de probabilité. Un plafonnement a été appliqué aux teneurs en métaux lorsque cela était nécessaire.

Le tableau 14-74 présente les niveaux de plafonnement sélectionnés pour l'or et l'argent par domaine. Les statistiques descriptives des valeurs d'analyse de l'or et de l'argent plafonnés sont présentées respectivement dans les tableaux 14.75 à 14.77.

Tableau14 -74 : Niveaux de plafonnement par domaine – Zone SW

Domaine	Au (g/t)	Perte %)	Cu (%)	Perte (%)	Ag (g/t)	Perte (
199	4,3 (5)	16,0	0,29 (4)	5	22,0 (4)	15
20	8,0 (3)	2,8	0,60 (5)	5	24,8 (2)	3,3

201	6,1 (7)	5,4			19,0 (3)	5,6
20	14,6 (3)	1,3	0,49 (10)	2,9	16,6 (2)	2,2
203	12,6 (2)	5,6	1,04 (3)	1,1	15,4 (4)	2,1
204	3,4 (3)	2,0				
205	7,2 (2)	1,1			12,0 (2)	0,8
206	5,0 (5)	5,9	0,12 (8)	18,0	5,0 (6)	15
207	5,0 (2)	1,5	0,07 (3)	19,0	7,1 (2)	25,0
208	7,57 (6)	88,0			8,0 (3)	1,5
209	2,6 (3)	19,0			10,1 (2)	2,9
210	3,0 (1)	5,2			11,2 (1)	1,3
211	7,0 (5)	5,9	0,63 (3)	0,9	20,4 (1)	0,9
212	6,5 (2)	23,0			22,5 (3)	6,8
213	3,4 (1)	0,4			55,0 (2)	27,0
214						
215	8,0 (7)	20,0	0,80 (2)	3,5	17,1 (6)	54,0
216	5,5 (3)	1,0			18,1 (12)	20,0
217	5,8 (6)	18			7,8 (5)	23
218	3,2 (7)	14			18,8 (1)	2,5
219	3,2 (6)	19	0,16 (2)	10,0	9,5 (6)	36,0
220	3,7 (7)	18,0	0,19 (6)	6,4	6,9 (9)	66,0
221	5,5 (4)	19,0	0,21 (5)	7,5	10,6 (3)	14
99 (LG)	4,6 (24)	33	0,74 (7)	0,4	27,3 (13)	1

(x) – nombre de valeurs plafonnées

Tableau -1475 : Statistiques descriptives des analyses aurifères plafonnées (g/t) par domaine minéralisé – Zone SW

Zone minéralisée	Nombre	Min	Max	Moy	Médiane	Écart	CV
199	535	0,001	4,30	0,37	0,19	0,61	1,66
200	729	0,003	8,00	0,44	0,21	0,75	1,72
201	1364	0,003	6,10	0,32	0,16	0,65	2,05
202	2967	0,003	14,60	0,48	0,22	1,05	2,20
203	2062	0,003	12,60	0,48	0,20	0,90	1,86
204	330	0,003	3,40	0,21	0,09	0,43	2,05
205	768	0,003	7,20	0,33	0,20	0,57	1,72
206	322	0,003	5,00	0,40	0,09	0,83	2,06
207	288	0,003	5,00	0,40	0,15	0,69	1,75
208	995	0,003	7,57	0,32	0,11	0,77	2,41
209	370	0,001	2,60	0,19	0,07	0,34	1,83
210	583	0,003	3,00	0,25	0,15	0,36	1,43
211	1263	0,003	7,00	0,37	0,15	0,74	2,00
212	774	0,003	6,50	0,37	0,18	0,61	1,64
213	41	0,008	3,40	0,50	0,17	0,78	1,55
214	381	0,003	5,04	0,36	0,18	0,55	1,53
215	827	0,001	8,00	0,41	0,17	0,89	2,19
216	505	0,001	5,50	0,39	0,16	0,73	1,86
217	467	0,003	5,80	0,42	0,11	0,90	2,15
218	633	0,001	3,20	0,29	0,11	0,50	1,75

219	310	0,001	3,20	0,28	0,07	0,56	2,02
220	346	0,001	3,70	0,31	0,06	0,68	2,23
221	495	0,001	5,00	0,34	0,11	0,65	1,90
LG (99)	58277	0,001	8,70	0,08	0,03	0,22	2,94

Tableau14 -76 : Statistiques descriptives des analyses de cuivre plafonnées (% Cu) par domaine minéralisé – Zone SW

Zone minéralisée	Nombre	Min		Moy	Médiane	Écart	CV
199	535	0	0,29	0,03	0,01	0,05	1,81
200	729	0	0,60	0,05	0,01	0,10	2,03
201	1364	0	1,66	0,06	0,03	0,09	1,45
202	2967	0	0,49	0,03	0,01	0,06	1,76
203	2062	0	1,04	0,07	0,03	0,11	1,57
204	330	0	0,47	0,05	0,03	0,06	1,29
205	768	0,001	0,68	0,07	0,04	0,08	1,23
206	322	0	0,12	0,01	0	0,02	1,99
207	288	0	0,07	0,01	0	0,01	1,74
208	995	0	0,42	0,04	0,01	0,06	1,49
209	370	0	0,54	0,05	0,02	0,07	1,52
210	583	0	1,05	0,06	0,03	0,09	1,48
211	1263	0	0,63	0,05	0	0,08	1,43
212	774	0	0,72	0,05	0,03	0,06	1,26
213	41	0,008	0,06	0,02	0,02	0,01	0,49
214	381	0	0,48	0,05	0,02	0,06	1,38
215	827	0	0,80	0,06	0,03	0,09	1,57
216	505	0	0,62	0,05	0,02	0,07	1,52
217	467	0	0,15	0,01	0	0,02	1,82
218	633	0,001	0,62	0,05	0,03	0,06	1,24
219	310	0	0,16	0,01	0	0,03	1,87
220	346	0	0,19	0,02	0	0,03	2,20
221	495	0	0,21	0,01	0	0,03	2,20
LG (99)	58277	0	0,74	0,02	0	0,03	1,5

Tableau14 77 : Statistiques descriptives pour les analyses Ag (g/t) plafonnées par domaine minéralisé – Zone SW

Zone minéralisée	Nombre	Min		Moy	Médiane	Écart	CV
199	535	0,10	22,00	1,57	0,50	2,98	1,90
200	729	0,10	24,80	1,15	0,50	2,16	1,87
201	1364	0,10	19,00	1,15	0,50	1,89	1,65
202	2967	0,10	15,60	0,56	0,25	0,99	1,77
203	2062	0,10	15,40	0,90	0,25	1,61	1,78
204	330	0,20	9,60	0,90	0,50	1,09	1,21
205	768	0,20	12,00	1,15	0,60	1,56	1,36
206	322	0,10	5,00	0,61	0,25	1,02	1,66
207	288	0,10	7,10	0,64	0,25	1,03	1,62
208	995	0,05	8,00	0,67	0,25	0,97	1,44
209	370	0,10	10,10	0,91	0,25	1,46	1,61
210	584	0,00	11,20	1,01	0,50	1,31	1,30
211	1263	0,05	20,40	0,85	0,25	1,49	1,76

212	774	0,10	22,50	1,38	0,60	2,67	1,94
213	41	0,25	55,00	16,25	2,00	20,50	1,26
214	381	0,10	7,40	0,59	0,25	0,71	1,19
215	828	0	17,10	1,26	0,50	2,35	1,86
216	505	0,10	18,10	1,89	0,60	3,43	1,82
217	467	0,20	7,80	0,68	0,25	1,20	1,78
218	633	0,10	18,80	1,09	0,50	1,78	1,63
219	310	0,20	9,50	0,83	0,25	1,71	2,05
220	346	0,10	6,90	0,71	0,25	1,30	1,83
221	495	0,10	10,60	0,55	0,25	1,13	2,06
LG (99)	58312	0	27,30	0,45	0,25	0,87	1,93

Composites

Les échantillons ont été composés sur des longueurs de deux mètres pour les échantillons capturés dans les domaines minéralisés, à partir de la limite du domaine. Les composites ont été ajustés à l'intersection du domaine.

Les tableaux 14-78 à 14-80 présentent les statistiques descriptives des valeurs composites plafonnées à 2 m pour l'or, le cuivre et l'argent par domaine, respectivement, dans la zone SW.

Tableau14 -78 : Statistiques descriptives des valeurs composites plafonnées (g/t) pour l'or par domaine minéralisé – Zone SW

Zone minéralisée	Nombre	Min	Max	Moy	Médiane	Écart	CV
199	289	0,003	4,30	0,38	0,23	0,51	1,31
200	390	0,003	5,14	0,44	0,27	0,59	1,36
201	707	0,003	3,54	0,33	0,19	0,50	1,52
202	1531	0,003	14,60	0,49	0,28	0,85	1,74
203	1068	0,003	6,49	0,49	0,26	0,71	1,45
204	181	0,003	2,07	0,21	0,12	0,32	1,51
205	402	0,012	3,83	0,34	0,22	0,41	1,20
206	188	0,005	5,00	0,42	0,16	0,73	1,72
207	159	0,004	3,14	0,41	0,24	0,52	1,25
208	546	0,003	4,02	0,30	0,17	0,44	1,49
209	199	0,003	1,74	0,18	0,11	0,25	1,40
210	319	0,005	2,79	0,25	0,18	0,29	1,13
211	679	0,003	4,23	0,37	0,22	0,52	1,40
212	416	0,003	3,62	0,38	0,23	0,52	1,36
213	23	0,01	2,55	0,47	0,18	0,63	1,33
214	225	0,017	4,29	0,42	0,26	0,51	1,21
215	443	0,003	7,00	0,41	0,22	0,66	1,60
216	272	0,006	5,24	0,40	0,23	0,58	1,43
217	251	0,003	3,02	0,43	0,20	0,64	1,49
218	332	0,003	3,20	0,30	0,17	0,43	1,45
219	177	0,004	2,40	0,26	0,13	0,39	1,50
220	185	0,003	2,50	0,29	0,12	0,44	1,53
221	269	0,003	4,59	0,36	0,16	0,57	1,60
LG (99)	31134	0,001	3,15	0,07	0,04	0,13	1,83

Tableau14 79 : Statistiques descriptives pour les valeurs composites de cuivre plafonnées (% Cu) par domaine minéralisé – Zone SW

Zone minéralisée	Nombre	Min		Moy	Médiane	Écart	CV
199	289	0	0,29	0,03	0,01	0,05	1,64
200	390	0	0,52	0,05	0,01	0,10	1,90
201	707	0	0,96	0,06	0,04	0,07	1,19
202	1531	0	0,48	0,03	0,02	0,04	1,38
203	1068	0	1,01	0,07	0,03	0,10	1,42
204	181	0	0,37	0,05	0,03	0,05	1,13
205	402	0,001	0,61	0,07	0,05	0,07	1,07
206	188	0	0,12	0,01	0,00	0,02	1,72
207	159	0	0,05	0,01	0	0,01	1,44
208	546	0	0,41	0,04	0,02	0,05	1,29
209	199	0,001	0,40	0,05	0,02	0,06	1,34
210	319	0	0,59	0,06	0,04	0,08	1,27
211	679	0	0,40	0,06	0,03	0,06	1,14
212	416	0,001	0,72	0,05	0,03	0,06	1,22
213	23	0,012	0,04	0,02	0,02	0,01	0,32
214	225	0,001	0,28	0,05	0,03	0,06	1,12
215	443	0	0,49	0,06	0,04	0,08	1,28
216	272	0,001	0,42	0,05	0,02	0,06	1,32
217	251	0	0,13	0,01	0,01	0,02	1,47
218	332	0,001	0,47	0,05	0,04	0,05	1,01
219	177	0	0,11	0,01	0,01	0,02	1,45
220	185	0	0,15	0,02	0	0,03	1,78
221	269	0	0,09	0,01	0	0,02	1,41
LG (99)	31134	0	0,74	0,02	0	0,02	1,28

Tableau -1480 : Statistiques descriptives pour les valeurs composites d'argent plafonnées (g/t) par domaine minéralisé – Zone SW

Zone minéralisée	Nombre	Min		Moy	Médiane	Écart	CV
199	289	0,10	22,00	1,61	0,69	2,57	1,59
200	390	0,10	17,93	1,16	0,55	1,76	1,51
201	707	0,10	15,75	1,18	0,69	1,59	1,34
202	1531	0,10	16,60	0,56	0,25	0,78	1,40
203	1068	0,10	15,06	0,89	0,42	1,36	1,53
204	181	0,20	7,40	0,95	0,60	1,02	1,08
205	402	0,20	11,35	1,18	0,70	1,35	1,14
206	188	0,10	5,00	0,60	0,25	0,82	1,36
207	159	0,20	4,85	0,64	0,25	0,84	1,30
208	546	0,10	5,77	0,67	0,38	0,77	1,13
209	199	0,20	9,65	0,90	0,51	1,16	1,29
210	319	0,20	7,25	1,03	0,63	1,18	1,15
211	679	0,13	12,30	0,85	0,48	1,16	1,36
212	416	0,10	22,50	1,38	0,65	2,33	1,68
213	23	0,25	51,93	15,14	2,06	19,19	1,27
214	225	0,10	3,95	0,63	0,39	0,59	0,94
215	443	0,05	17,10	1,30	0,63	1,94	1,48

216	272	0,20	18,10	1,98	0,68	3,28	1,66
217	251	0,20	7,80	0,67	0,25	0,96	1,44
218	332	0,10	11,50	1,10	0,60	1,41	1,28
219	177	0,18	4,50	0,66	0,25	0,88	1,34
220	185	0,20	4,70	0,67	0,25	0,93	1,39
221	269	0,10	7,70	0,55	0,25	0,94	1,70
LG (99)	31141	0	27,30	0,43	0,25	0,63	1,46

Variographie

Une analyse spatiale a été effectuée sur des données composites aurifères plafonnées à 2 m dans les domaines minéralisés. Les mêmes variogrammes expérimentaux ont été utilisés pour le cuivre et l'argent, et les paramètres du variogramme ont été attribués à chaque domaine minéralisé. Le tableau 14-81 présente les paramètres du variogramme pour la zone SW pour les teneurs en or par domaine.

14 s de table -81 : Paramètres du variogramme par domaine – Zone SW

Domaine	Pépite	Structures Sill=1,0	Inclinaison (°)	Azimut (	Pitch (°)	Major (m)	Semi-majeure (m)	Mineure (m)	Anisotropie
19	0,4	0,4	52	280	106	150	100	20	Sphéroïdal
		0,2	52	280	106	200	150	40	Sphéroïdal
200	0,4	0,4	54	280	106	150	100	20	Sphéroïdal
		0,2	54	280	106	200	150	40	Sphéroïdal
201	0,4	0,4	68	286	106	150	100	20	Sphéroïdal
		0,2	68	286	106	200	150	40	Sphéroïdal
202	0,4	0,4	66	290	108	150	100	20	Sphéroïdal
		0,2	66	290	108	200	150	40	Sphéroïdal
203	0,4	0,4	62	290	116	150	100	20	Sphéroïdal
		0,2	62	290	116	200	150	40	Sphéroïdal
204	0,4	0	64	282	106	150	100	20	Sphéroïdal
		0,2	64	282	106	200	150	40	Sphéroïdal
205	0,4	0,4	66	286	106	150	100	20	Sphéroïdal
		0,2	66	286	106	200	150	40	Sphéroïdal
206	0,4	0,4	46	288	106	150	100	20	Sphéroïdal
		0,2	46	288	106	200	150	40	Sphéroïdal
207	0,4	0,4	48	282	106	150	100	20	Sphéroïdal
		0,2	48	282	106	200	150	40	Sphéroïdal
208	0,4	0,4	68	286	106	150	100	20	Sphéroïdal
		0,2	68	286	106	200	150	40	Sphéroïdal
209	0,4	0,4	62	282	106	150	100	20	Sphéroïdal
		0,2	62	282	106	200	150	40	Sphéroïdal
210	0,4	0,4	66	284	106	150	100	20	Sphéroïdal
		0,2	66	284	106	200	150	40	Sphéroïdal
211	0,4	0,4	68	290	112	150	100	20	Sphéroïdal
		0,2	68	290	112	200	150	40	Sphéroïdal
212	0,4	0,4	68	288	106	150	100	20	Sphéroïdal
		0,2	68	288	106	200	150	40	Sphéroïdal
213	0,4	0,4	64	286	106	150	100	20	Sphéroïdal
		0,2	64	286	106	200	150	40	Sphéroïdal
214	0,4	0,4	64	286	106	150	100	20	Sphéroïdal

Domaine	Pépite	Structures Sill=1,0	Inclinaison (°)	Azimut (	Pitch (°)	Major (m)	Semi-majeure (m)	Mineure (m)	Anisotropie
		0,2	64	286	106	200	150	40	Sphéroïdal
215	0,4	0,4	68	286	106	150	100	20	Sphéroïdal
		0,2	68	286	106	200	150	40	Sphéroïdal
216	0,4	0,4	70	286	106	150	100	20	Sphéroïdal
		0,2	7	286	106	200	150	40	Sphéroïdal
217	0,4	0,4	48	294	106	150	100	20	Sphéroïdal
		0,2	48	294	106	200	150	40	Sphéroïdal
218	0,4	0,4	66	286	106	150	100	20	Sphéroïdal
		0,2	66	286	106	200	150	40	Sphéroïdal
219	0,4	0,4	50	292	106	150	100	20	Sphéroïdal
		0,2	50	292	106	200	150	40	Sphéroïdal
220	0,4	0,4	48	292	106	150	100	20	Sphéroïdal
		0,2	48	292	106	200	150	40	Sphéroïdal
221	0,4	0,4	52	292	106	150	100	20	Sphéroïdal
		0,2	52	292	106	200	150	40	Sphéroïdal
99 (LG)	0,4	0,4	52	292	106	150	100	20	Sphéroïdal
		0,2	52	292	106	200	150	40	Sphéroïdal

Remarque : Az – Azimut

14.8.3 Modèle en bloc

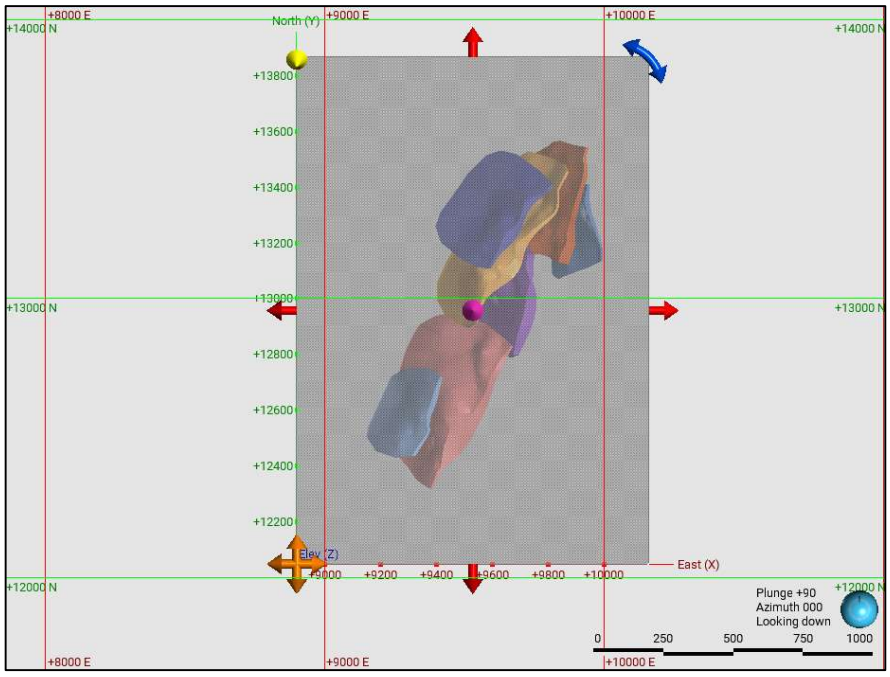
Paramètres du modèle en blocs

Le modèle en blocs du gisement SW Zone a été établi à l'aide d'une matrice de blocs de 5 m de long, 5 m de large et 5 m de haut, créée à l'aide du logiciel Leapfrog Edge. La matrice de blocs a été définie en fonction de l'espacement actuel des trous de forage et de considérations techniques relatives à l'exploitation à ciel ouvert, et est jugée appropriée à cette fin. Le modèle en blocs est exprimé en coordonnées de la grille minière et n'est pas pivoté. Le tableau 14-82 résume les paramètres du modèle en blocs et la figure 14-27 présente le modèle en blocs sur les domaines minéralisés interprétés pour la zone SW.

Tableau14 -82 : Paramètres du modèle de blocs – Zone SW

Domaine	Minimum	
Ordonnée	8400 mE	10600 mE
Nord	7650 mN	12000 mN
Altitude maximale	4400 m	5500 m
Angle de rotation	Pas de rotation°	
Taille du bloc (X, Y, Z en mètres)	5 x 5 x 5	
Nombre de blocs dans la direction X	4	
Nombre de blocs dans la direction Y	870	
Nombre de blocs dans la direction Z	220	

14 s de la figure -27 : Étendue du modèle en blocs – Zone SW



Source : AGP (2023)

L'étendue du modèle en blocs couvre toute la zone SW et s'étend sur les quatre côtés au-delà des domaines minéralisés interprétés. Le modèle en blocs est un modèle de blocs entiers dans lequel les blocs se voient attribuer un code de type de roche spécifique. Tout centre de gravité de bloc situé dans le filaire du domaine minéralisé s'est vu attribuer ce code.

Les attributs du modèle de blocs dans le modèle de blocs comprennent :

- code de domaine
- les teneurs en métaux pour l'or, le cuivre, l'argent et les teneurs calculées en équivalent or pour les blocs estimés
- classification
- distance par rapport au composite le plus proche
- distance moyenne des composites estimés
- nombre de composites utilisés dans l'estimation d'un bloc
- nombre de trous de forage utilisés dans l'estimation d'un bloc
- numéro de passage
- code lithologique
- densité

Paramètres d'estimation et stratégie d'interpolation

Les teneurs en métaux ont été interpolées en trois passes à l'aide des composites plafonnés à 2 m par domaine. Les teneurs en métaux ont été interpolées à l'aide de la méthode d'interpolation OK. Les

paramètres du variogramme pour chaque métal ont été utilisés dans chacune de ces passes et une orientation variable alignée sur le filaire du domaine minéralisé a été utilisée. Des interpolations ID2 et NN ont également été effectuées à des fins de validation.

Chaque passage a nécessité le même nombre minimum et maximum de composites pour chaque domaine. Un maximum de trois composites par trou de forage a été utilisé. Le tableau 14-83 présente les paramètres d'estimation utilisés pour chaque passage afin d'estimer les teneurs en métaux.

Tableau14 -83 : Paramètres d'estimation – Zone SW

Pass	Nombre minimum de composites	Nombre maximal de composites	Nombre max. Composites par trou	Min. nbre de trous de forage
Pass 1	4	18	3	2
Pass 2	4	18	3	2
Pass 3	3	18	3	1

En raison de la nature sinueuse des domaines minéralisés interprétés, les ellipses de recherche ont pu être orientées de manière variable afin de suivre la tendance de chaque domaine. Chaque passage a augmenté l'ellipse de recherche, le passage 2 étant deux fois plus grand que le passage 1 et le passage 3 environ deux fois plus grand que le passage 2. Des limites strictes ont été maintenues entre tous les domaines et les blocs au sein de chaque domaine ont été estimés comme étant uniquement des composites à l'intérieur du filaire du domaine.

Le tableau 14-84 présente les paramètres des ellipses de recherche pour chaque sous-domaine utilisé pour estimer les teneurs en métaux.

14 s sur les tableaux -84 : Recherche des paramètres elliptiques pour l'or, le cuivre et l'argent – Zone SW

Tous les domaines	Orient	Principale (m)	Demi-grande (m)	Mineure (m)	Recherche
Pass 1	Orientation variable	75	50	10	Ellipsoïdale
Pass 2	Orientation variable	150	100	20	Ellipsoïdale
Pass 3	Orientation variable	20	150	30	Ellipsoïdale

Modèle de bloc Validation

Le modèle en blocs a été validé à l'aide des méthodes suivantes :

- comparaison statistique des distributions des teneurs des ressources et des teneurs des blocs
- inspection visuelle et comparaison des teneurs des blocs avec les teneurs composites et les teneurs d'analyse
- inspection des parcelles avec les composites et les teneurs des blocs, les altitudes et les coordonnées nord

Le tableau 14-85 présente la comparaison des teneurs moyennes en or par domaine pour les blocs estimés avec les interpolations ID2 et NN et les valeurs composites de 2 m. Aucun biais n'est constaté.

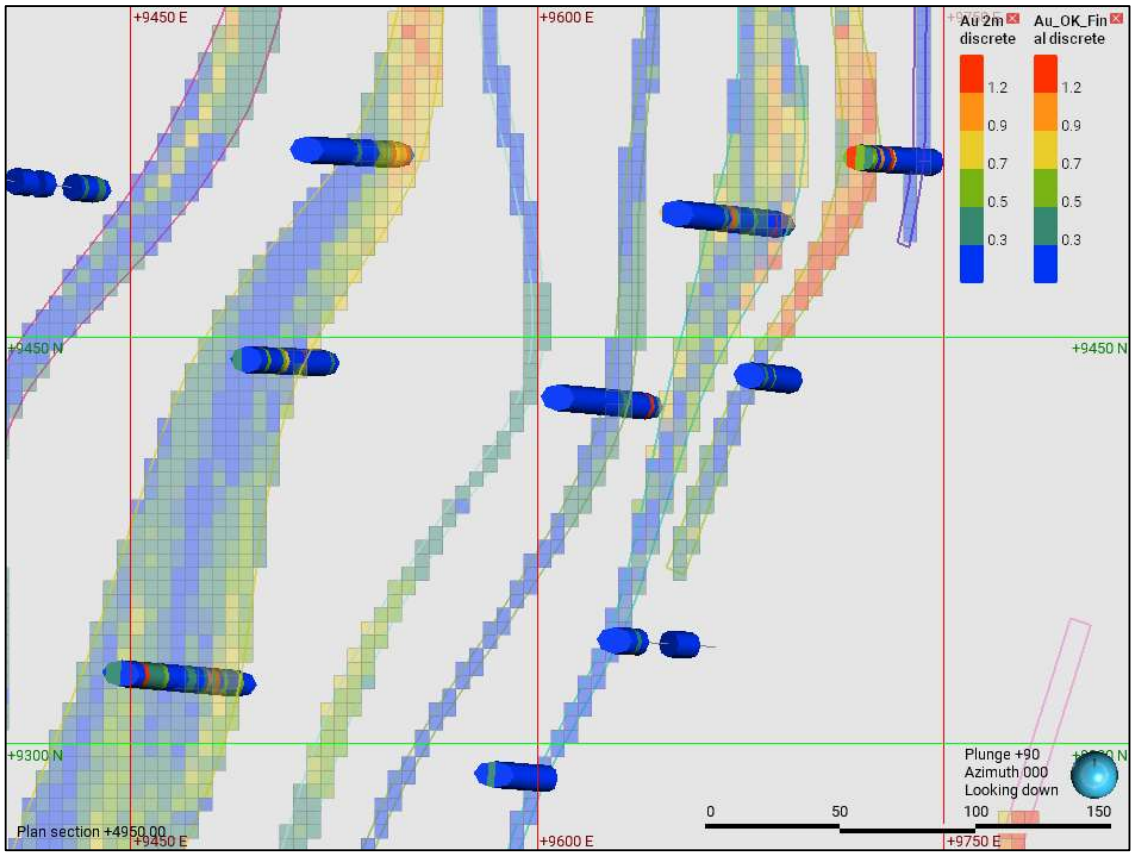
Tableau14 -85 : Comparaison des teneurs moyennes en or (g/t Au) – Zone SW

Domaine	OK	ID2	NN	Composés de 2 m
19	0,36	0,35	0,39	0,38

200	0,39	0,39	0,42	0,44
201	0,30	0,30	0,30	0,33
202	0,46	0,46	0,48	0,49
203	0,46	0,45	0,46	0,49
204	0,23	0,24	0,19	0,21
205	0,34	0,34	0,36	0,34
206	0,39	0,38	0,34	0,42
207	0,38	0,37	0,41	0,41
208	0,31	0,31	0,30	0,30
209	0,18	0,18	0,17	0,18
210	0,25	0,25	0,25	0,25
211	0,38	0,38	0,39	0,37
212	0,36	0,35	0,39	0,38
213	0,50	0,50	0,63	0,47
214	0,36	0,36	0,35	0,42
215	0,39	0,38	0,32	0,41
216	0,36	0,36	0,36	0,40
217	0,39	0,39	0,39	0,43
218	0,26	0,26	0,30	0,30
219	0,23	0,23	0,21	0,26
220	0,26	0,26	0,25	0,29
221	0,32	0,32	0,35	0,36
99 (LG)	0,07	0,07	0,07	0,07

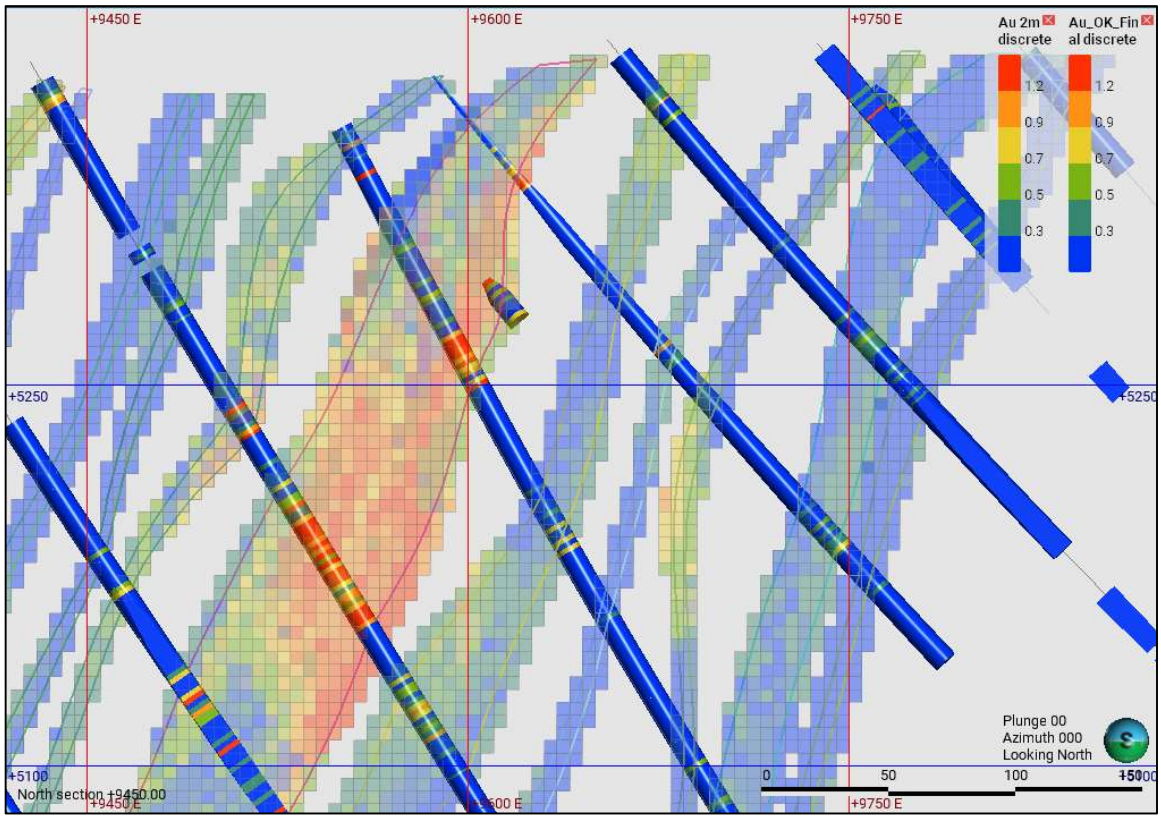
Les teneurs du modèle en blocs et les teneurs composites ont été inspectées visuellement sur des plans et des coupes transversales. Les teneurs composites correspondent bien aux teneurs des blocs dans les domaines minéralisés. Les figures 14-28 et 14-29 présentent respectivement des vues en plan et en coupe transversale sélectionnées pour la zone SW (vue en plan à 4 950 m et coupe transversale à 9 450 mN).

Figure14 -28 : Vue en plan et coupe transversale à 4 950 m – Zone SW



Source : AGP (2023)

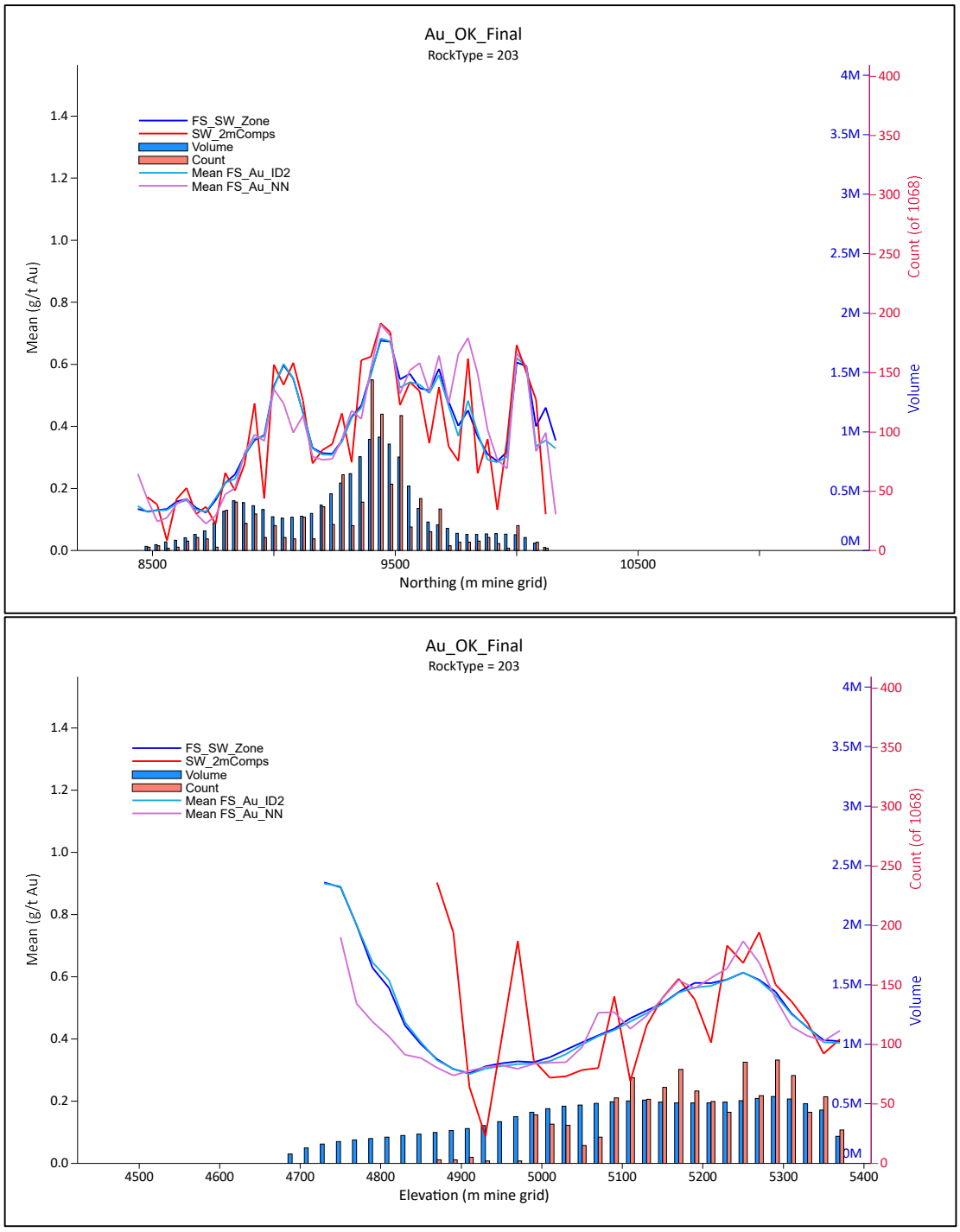
Figure -1429 : Coupe transversale 9450 mN – Zone SW



Source : AGP (2023)

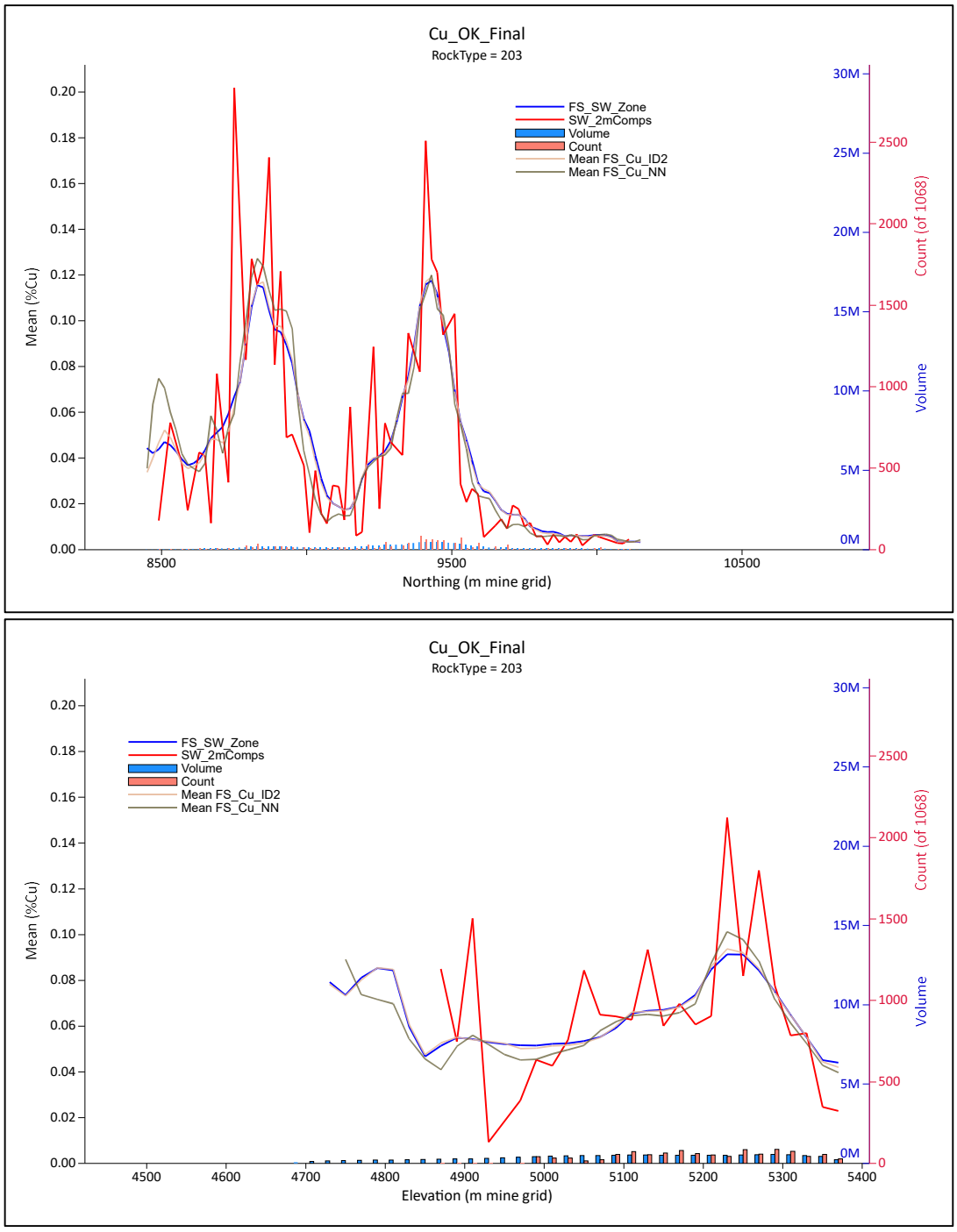
Les tracés ont été examinés en fonction de l'azimut nord, de l'azimut est et de l'altitude. La distribution des valeurs composites d'or, de cuivre et d'argent et les teneurs interpolées des blocs ont été comparées aux teneurs OK, ID2 et NN. Aucun problème n'a été constaté dans la distribution des teneurs interpolées. Les figures 14.30 et 14.31 présentent les tracés pour l'or et le cuivre du domaine 203 dans la zone SW, respectivement en fonction de l'azimut nord et de l'altitude.

Figure14 -30 : Plan de balayage pour l'or, selon l'azimut nord et l'altitude ; domaine 203 – zone SW



Source : AGP (2023)

Figure -1431 : Graphique en bandes pour le cuivre, par nord et altitude ; domaine 203 – zone SW



Source : AGP (2023)

14.9 Ressources minérales

14.9.1 Classification des ressources minérales

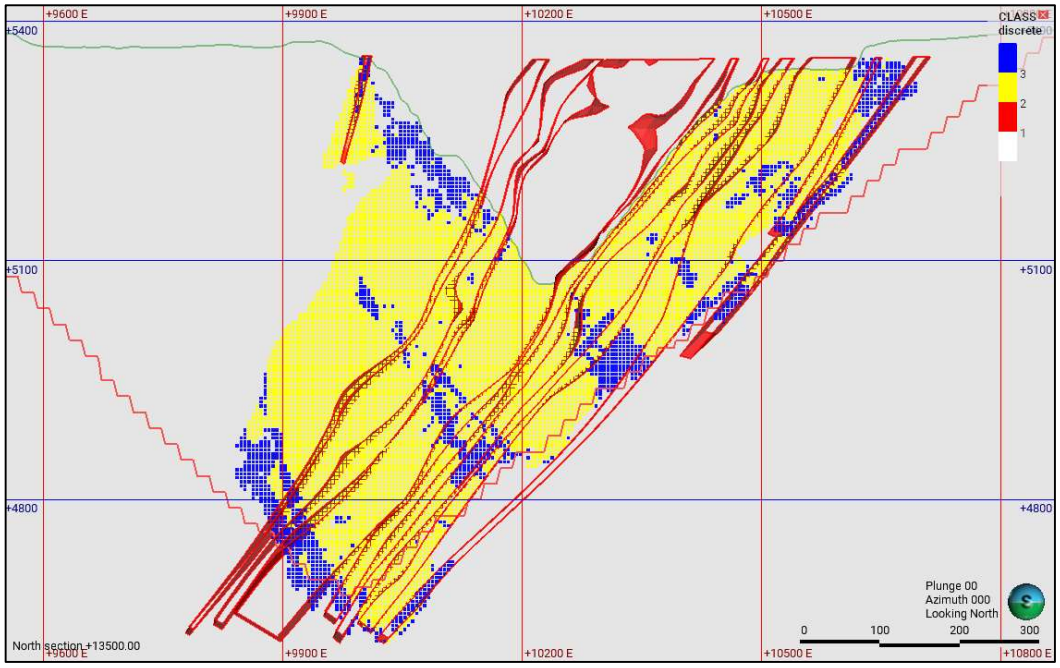
Les ressources minérales ont été classées conformément aux définitions fournies par les normes et définitions de l'ICM (2014). Les ressources minérales du projet ont été classées comme ressources minérales présumées et indiquées.

Zone Z87

Pour les zones Z87, les blocs interpolés lors du premier ou du deuxième passage avec un minimum de deux trous et une distance moyenne pour les composites inférieure à 65 m ont été initialement classés comme ressources indiquées. Les blocs interpolés lors du deuxième ou du troisième passage avec un minimum de deux trous de forage et une distance moyenne aux composites supérieure ou égale à 65 m et inférieure à 120 m ont été initialement classés comme ressources présumées. Tous les blocs interpolés lors du troisième passage avec une distance moyenne par rapport aux composites supérieure ou égale à 120 m n'ont été inclus dans aucune catégorie de ressources et se sont vu attribuer le code 4.

La figure 14-32 montre une coupe transversale représentative des blocs classés pour la zone Z87.

Figure14 -32 : Coupe transversale 13500mN ; montrant les blocs classés et les contraintes optimisées pour la fosse – Zone Z87



Source : AGP (2023)
Jaune – Indiqué, Bleu – Déduit

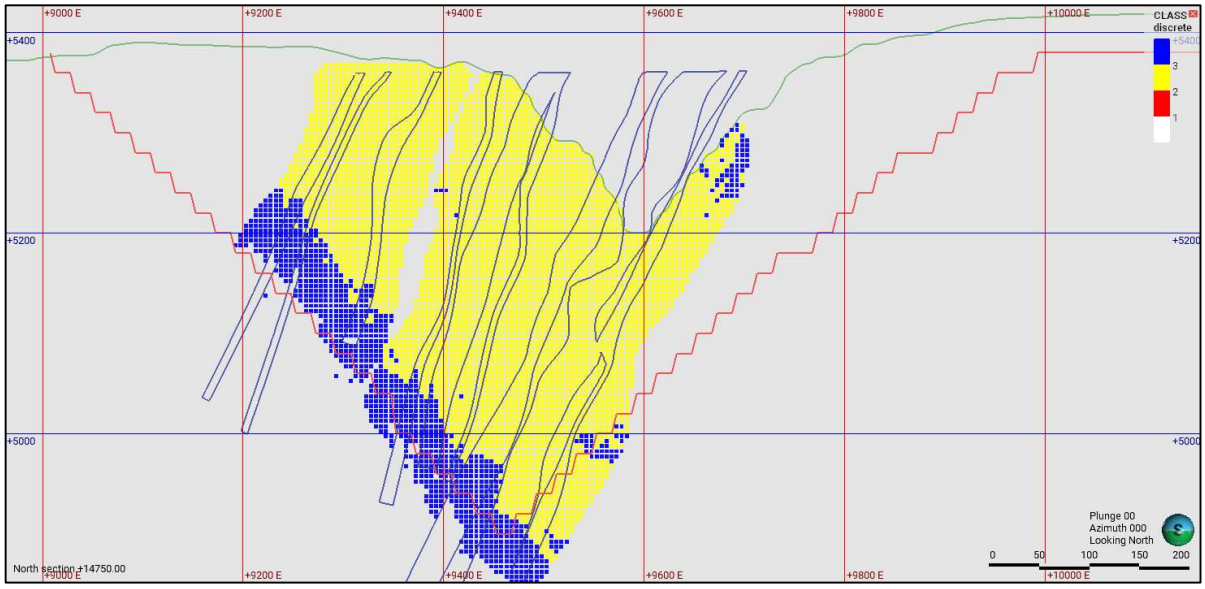
Zone J

Pour la zone J, les blocs interpolés lors du premier ou du deuxième passage avec un minimum de six composites, un minimum de deux trous de forage et une distance moyenne par rapport aux

composites inférieure à 60 m ont été classés comme ressources indiquées. Les blocs interpolés lors du premier, deuxième ou troisième passage avec un minimum d'un échantillon par trou de forage, un minimum d'un trou de forage et une distance moyenne par rapport aux composites inférieure à 120 m ont été classés comme ressources présumées. Les blocs de plus de 120 m n'ont été inclus dans aucune catégorie d' des ressources. Les blocs indiqués ont été codés avec le chiffre 2 et les blocs présumés ont été codés avec le chiffre 3.

La figure 14-33 montre une coupe transversale représentative des blocs classés pour la zone J.

Figure -1433 : Coupe transversale 14750mN ; montrant les blocs classés et les contraintes optimisées de la fosse - Zone J



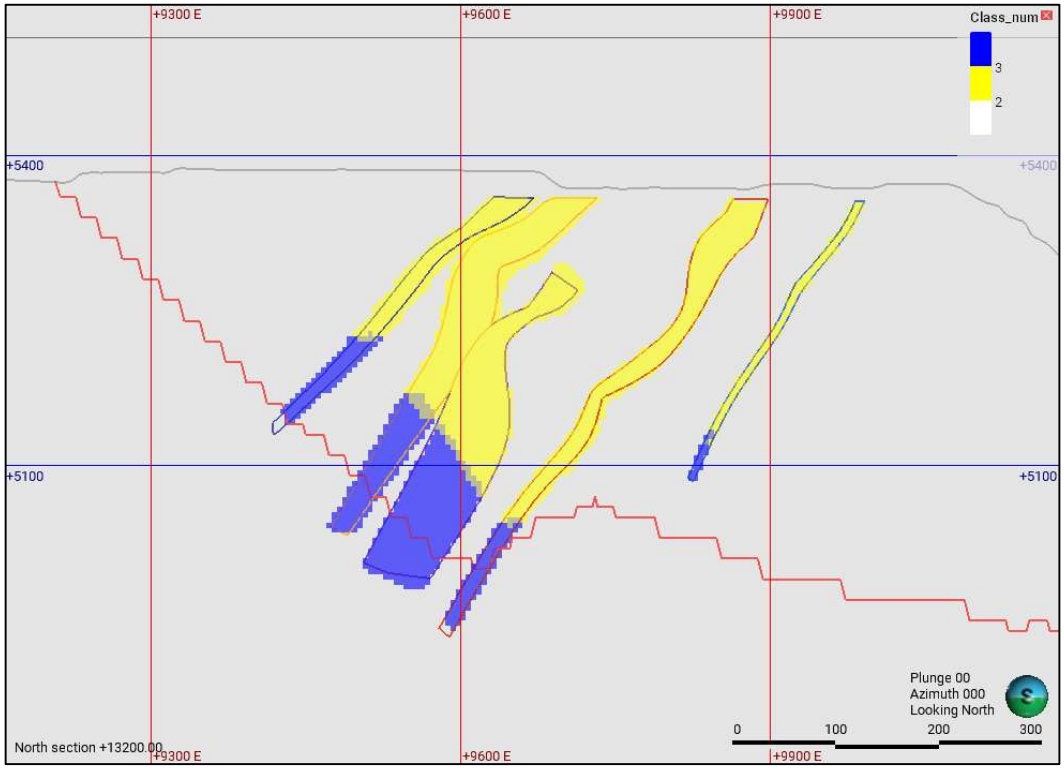
Source : AGP (2023)
Jaune – Indiqué, Bleu – Présumé

Zone X22

Pour la zone X22, les blocs interpolés avec un minimum de quatre valeurs composites, ou deux trous de forage, une distance nominale minimale de 65 m ou une distance moyenne de 70 m, ont été initialement classés comme ressources minérales indiquées. Les domaines minéralisés ont été examinés zone par zone et les blocs contigus ont été consolidés manuellement afin de reclassifier les blocs isolés à la hausse ou à la baisse. Les blocs interpolés avec un minimum de deux trous de forage et une distance minimale de 120 m ont été classés comme ressources minérales présumées.

La figure 14-34 présente une coupe transversale représentative (13200 mN) montrant les blocs classés dans les principaux domaines minéralisés et les contraintes optimisées de la fosse pour la zone X22.

Figure14 -34 : Coupe transversale 13200 mN ; montrant les blocs classés et les contraintes optimisées pour la zone X22



Source : AGP (2023)

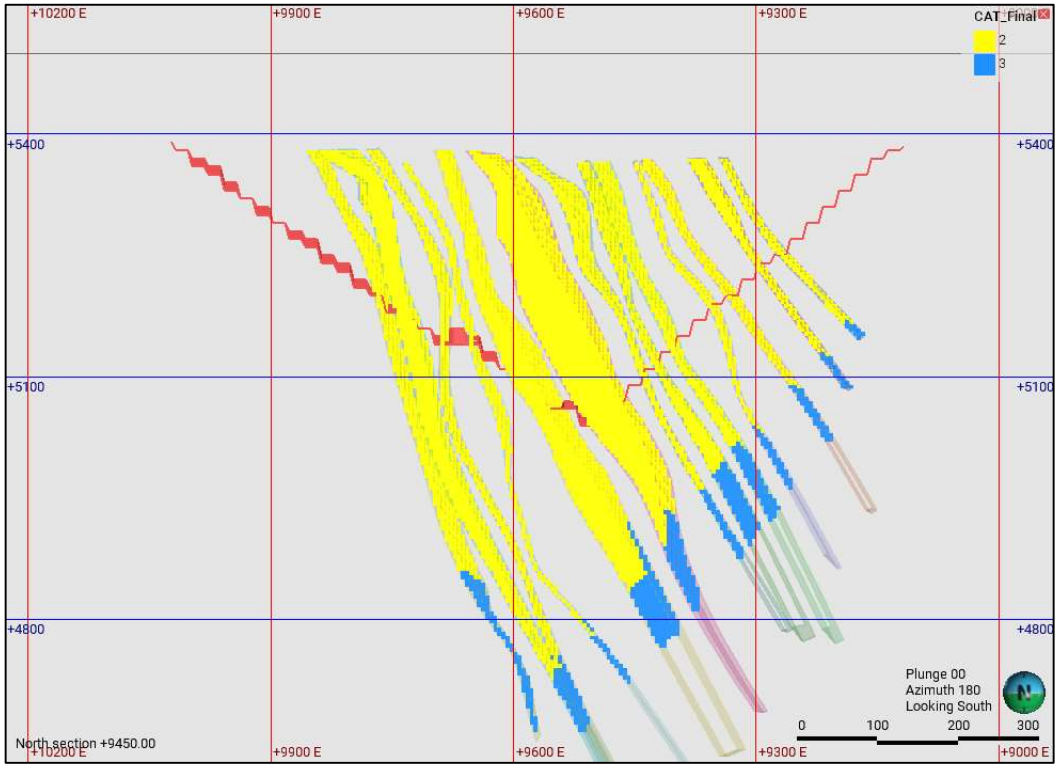
Jaune – Indiqué, Bleu – Présumé

Zone SW

Pour la zone SW, les blocs interpolés avec un minimum de quatre valeurs composites, ou deux trous de forage, une distance nominale minimale de 65 m ou une distance moyenne de 70 m, ont été initialement classés comme ressources minérales indiquées. Les domaines minéralisés ont été examinés zone par zone et les blocs contigus ont été consolidés manuellement afin de revaloriser ou de dévaloriser les blocs isolés. Les blocs interpolés avec un minimum de deux trous de forage et une distance minimale de 120 m ont été classés comme ressources minérales présumées.

La figure 14-35 présente une coupe transversale représentative (9450 mN) des blocs classés dans les principaux domaines minéralisés de la zone SW.

Figure -1435 : Coupe transversale 9450 mN ; montrant les blocs de classe et la contrainte de fosse optimisée – Zone SW



Source : AGP (2023)
Jaune – Indiqué, Bleu – Déduit

14.9.2 Équivalent métallique

Une teneur en équivalent métal a été utilisée pour déterminer les teneurs de coupure du projet Troilus. Les teneurs en équivalent métal sont utilisées pour déterminer la valeur équivalente d'un bloc en tenant compte de l'influence des teneurs en autres métaux présents dans le même bloc. Le principal crédit pour le projet Troilus est l'or, c'est pourquoi un équivalent or (AuEQ) a été utilisé. Les teneurs en AuEQ ont été calculées sur la base des teneurs plafonnées issues de l'interpolation OK pour l'ensemble de la zone. Les teneurs en AuEQ ont été calculées pour chaque bloc après avoir effectué les interpolations des teneurs en métaux à l'aide des équations suivantes :

$$Z87\ Zone \quad AuEq = Au\ grade + (1.5628\ x\ Cu\ grade) + (0.0128\ x\ Ag\ grade)$$

$$J\ Zone \quad AuEq = Au\ grade + (1.5107\ x\ Cu\ grade) + (0.0119\ x\ Ag\ grade)$$

$$SW\ Zone \quad AuEq = Au\ grade + (1.6823\ x\ Cu\ grade) + (0.0124\ x\ Ag\ grade)$$

$$X22\ Zone \quad AuEq = Au\ grade + (1.5628\ x\ Cu\ grade) + (0.0128\ x\ Ag\ grade)$$

Le tableau 14-86 répertorie les paramètres utilisés dans les formules ci-dessus.

Tableau14 -86 : Paramètres de la formule AuEQ, par zone

		Récupération du métal (%)

Métal	Prix du métal (en dollars américains)	Z87	JZ	SW	X22
Or	1 850,00 $/oz	95,5	93,1	85,7	95,5
Cuivre	4,25/lb	94,7	89,3	91,5	94,7
Argent	25,00 $/oz	98,2	88,9	85,6	98

14.9.3 Teneur limite

Pour toutes les zones du projet Troilus, AGP a déterminé une teneur limite de 0,3 g/t AuEQ à utiliser pour la déclaration des ressources minérales dans les coques contraignantes pour les matériaux pouvant être extraits à ciel ouvert. Une teneur de coupure de 0,9 g/t AuEQ a été appliquée aux matériaux susceptibles d'être extraits à même les couches souterraines pour les blocs contigus situés sous les coques de délimitation, capturés dans des coques de teneur de 0,9 g/t AuEQ. Les teneurs de coupure sont basées sur les paramètres définis ci-dessous.

14.9.4 Perspectives raisonnables d'extraction économique éventuelle

Les modèles de blocs ont été exportés afin de développer une enveloppe restrictive optimisée pour satisfaire les perspectives raisonnables d'extraction économique éventuelle pour le projet. Les trois zones nord ont été fusionnées en un seul modèle de bloc et, avec le modèle de la zone SW, ont été exportées au format ASCII et importées dans Hexagon MineSight®. Le tableau 14-87 présente les hypothèses économiques utilisées pour restreindre les ressources minérales déclarées.

Tableau14 -87 : Paramètres pour les coques de contrainte, par zone

Paramètre	Unité	Z87 Superficie de la fosse 2	X22 Zone de fosse 4	J Zone des stands 1	SW Zone des stands 3
Prix des métaux					
Or	$US/oz	1 850	1 850	1 850,00	1 850,00
Cuivre	$US /lb	4,25	4,25	4,25	4,25
Argent	$US /oz	25	25	25,00	25
Taux	Taux de change CAD/USD	1,30	1,30	1,30	1,30
Récupération des métaux (globale)					
Or		9	94	93	84
Cuivre	%	95	94	91	87
Argent	%	98	98	90	92
Coûts					
Taux d'extraction – minerai OP	t/j	35	35	35	35
Coût d'exploitation minière – Déchets OP	$C/t total	1,9	2,15	2,15	2,01
Coût d'exploitation – minerai OP	$C /t total	2,10	2,29	2,29	2,3
Coût marginal des déchets par 10 m en dessous de 5360 m	$C /10 m de banc	0	0,04	0	0,04

Coût marginal du minerai par 10 m sous 5360 m	$C /10 m de banc	0,03	0,04	0,04	0
Coût de traitement	$C /t de matière brute	7,2	7	7,29	7
Coût G&A	$C /t de minerai broyé	1,76	1,76	1,76	1,7
Angles de pente OP					
Ouest	degrés	44	46	46	43
Nord	degrés	48-43	46	49	47
Est	degrés	39	40	43	41
Sud	degrés	48	46	47	45

OP – Exploitation à ciel ouvert ; G&A – Généralités et administration

Afin d'obtenir des perspectives raisonnables d'extraction économique éventuelle des ressources minérales susceptibles d'être extraites par des méthodes souterraines, des filages consolidés ont été créés sous les coques de contrainte. Les filages consolidés ont été élaborés à partir de la valeur nette par tonne de l' $, soit 60 $ CA/t, afin de capturer les blocs contigus susceptibles de contenir des ressources souterraines. La valeur nette par tonne ne tient pas compte des coûts de traitement et des frais généraux et administratifs de 9,05 $ CA/t, ce qui reflète approximativement les coûts d'exploitation souterraine.

14.10 Déclaration sur les ressources minérales

Les ressources minérales du gisement du projet Troilus pouvant être extraites à ciel ouvert avec une teneur de coupure de 0,3 g/t AuEQ sont les suivantes : Ressources indiquées de 506,2 Mt à 0,57 g/t Au, 0,07 % Cu, 1,09 g/t Ag et 0,68 g/t AuEQ ; et des ressources présumées de 76,5 Mt à 0,53 g/t Au, 0,06 % Cu, 1,12 g/t Ag et 0,65 g/t AuEQ. Le tableau 14-88 présente les ressources minérales susceptibles d'être extraites à ciel ouvert. La date d'entrée en vigueur des ressources minérales est le 2 octobre 2023.

Tableau14 -88 : Ressources minérales à ciel ouvert pour le projet Troilus à une teneur de coupure de 0,3 g/t AuEQ – Toutes les zones

		Teneur				Métal contenu			
Classe	**Tonnes (Mt)**	**Au (g/t)**	**Cu (%)**	**Ag (g/t)**	**AuEQ (g/t)**	**Au (Moz)**	**Cu (Mlb)**	**Ag (g/t)**	**AuEQ (Moz)**
Z87									
Indiqué	197,1	0,67	0,07	1,21	0,80	4,21	320,69	7,67	5,04
Inferé	37,1	0,59	0,06	1,11	0,70	0,71	50,17	1,33	0,84
JZ									
Indiqué	151,9	0,50	0,06	0,96	0,61	2,45	215,71	4,71	2,98
Inferé	24,2	0,46	0,07	0,94	0,57	0,35	35,37	0,73	0,44
X22									
Indiqué	59,2	0,51	0,06	1,24	0,62	0,98	79,34	2,35	0,19
Inferé	13,6	0,53	0,07	1,48	0,67	0,23	21,76	0,65	0,29
SW									
Indiqué	98,0	0,50	0,05	0,94	0,60	1,59	109,91	2,94	1,89
Inferé	1,6	0,37	0,04	0,96	0,45	0,02	1,36	0,05	0,02
TOTAUX – TOUTES ZONES									

Indiqué	506,2	0,57	0,07	1,09	0,68	9,23	725,66	17,67	11,11
Inferé	76,5	0,53	0,06	1,12	0,65	1,31	108,66	2,75	1,59

Remarques :

Les ressources minérales qui ne sont pas des réserves minérales n'ont pas démontré leur viabilité économique.

Des erreurs d'addition peuvent survenir en raison de l'arrondi.

Les ressources minérales à ciel ouvert sont déclarées dans des enveloppes optimisées.

La teneur de coupure à ciel ouvert est de 0,3 g/t AuEQ.

Les équivalents AuEQ ont été calculés comme suit :

Zone Z87 AuEQ = teneur en Au + 1,5628 * teneur en Cu + 0,0128 * teneur en Ag

Zone J4/J5 AuEQ = teneur en Au + 1,5107 * teneur en Cu + 0,0119 * teneur en Ag

Zone SW AuEQ = teneur en Au + 1,6823 * teneur en Cu + 0,0124 * teneur en Ag

Zone X22 AuEQ = teneur en Au + 1,5628 * teneur en Cu + 0,0128 * teneur en Ag

Les prix des métaux utilisés dans les formules AuEQ sont les suivants : 1 850 $ US/oz d'or, 4,25 $ US/lb de cuivre et 25,00 $ US/oz d'argent, avec un taux de change de 1,00 $ US = 1,30 $ CA.

Les taux de récupération des métaux pour les formules AuEQ sont les suivants :

Zone Z87 95,5 % pour l'or, 94,7 % pour le cuivre et 98,2 % pour l'argent.

Zone J 93,1 % pour la récupération de l'or, 89,3 % pour la récupération du cuivre et 88,9 % pour la récupération de l'argent

Zone SW 85,7 % pour la récupération de l'or, 91,5 % pour la récupération du cuivre et 85,6 % pour la récupération de l'argent

Zone X22 95,5 % pour la récupération de l'or, 94,7 % pour la récupération du cuivre et 98,2 % pour la récupération de l'argent

Les teneurs maximales variaient entre 2,30 g/t Au et 21,00 g/t Au, entre 0,06 % Cu et 4,36 % Cu, et entre 3,20 g/t Ag et 55,00 g/t Ag, selon les analyses brutes.

La densité (hors morts-terrains et remblais) varie entre 2,64 $^{g/cm3}$ et 2,93 $^{g/cm3}$ selon la lithologie de chaque zone.

Les ressources minérales du gisement du projet Troilus pouvant être extraites par exploitation souterraine à une teneur de coupure de 0,9 g/t AuEQ sont les suivantes : une ressource indiquée de 2,1 Mt à 1,35 g/t Au, 0,09 % Cu, 1,90 g/t Ag et 1,51 g/t AuEQ ; et une ressource présumée de 4,0 Mt à 1,36 g/t Au, 0,08 % Cu, 8,21 g/t Ag et 1,58 g/t AuEQ. Le tableau 14-89 présente les ressources minérales pouvant être extraites par voie souterraine.

Tableau14 -89 : Ressources minérales souterraines du projet Troilus à une teneur de coupure de 0,9 g/t AuEQ – Toutes les zones

		Teneur				Métal contenu			
Classe	**Tonnes (Mt)**	**Au (g/t)**	**Cu (%)**	**Ag (g/t)**	**AuEQ (g/t)**	**Au (Moz)**	**Cu (Mlb)**	**Ag (g/t)**	**AuEQ (Moz)**
Z87									
Indiqué	0,5	1,59	0,15	0,54	1,83	0,02	1,55	0,01	0,03
Déduit	1,1	1,99	0,12	0,46	2,19	0,07	2,96	0,02	0,08
JZ									
Indiqué	0,2	1,21	0,07	1,46	1,33	0,01	0,29	0,01	0,01
Inferé	1,0	1,25	0,05	0,99	1,34	0,04	1,13	0,03	0,04
X22									
-aucun-									
-aucun-									
SW									
Indiqué	1,4	1,28	0,07	2,44	1,42	0,06	2,00	0,11	0,06
Inferé	1,9	1,05	0,06	16,62	1,37	0,06	2,66	1,01	0,08

TOTAUX – TOUTES ZONES									
Indiqué	2,1	1,35	0,09	1,9	1,51	0,09	3,84	0,13	0,10
Inferé	4,0	1,36	0,08	8,21	1,58	0,18	6,75	1,06	0,20

Remarques :

Les ressources minérales qui ne sont pas des réserves minérales n'ont pas démontré leur viabilité économique.

Des erreurs d'addition peuvent survenir en raison de l'arrondi.

Ressources souterraines déclarées dans des coques de teneur de 0,9 g/t AuEQ

La teneur limite souterraine est de 0,9 g/t AuEQ.

Les équivalents AuEQ ont été calculés comme suit :

Zone Z87 AuEQ = teneur en Au + 1,5628 * teneur en Cu + 0,0128 * teneur en Ag

Zone J4/J5 AuEQ = teneur en Au + 1,5107 * teneur en Cu + 0,0119 * teneur en Ag

Zone SW AuEQ = teneur en Au + 1,6823 * teneur en Cu + 0,0124 * teneur en Ag

Zone X22 AuEQ = teneur en Au + 1,5628 * teneur en Cu + 0,0128 * teneur en Ag

Les prix des métaux utilisés dans les formules AuEQ sont les suivants : 1 850 $ US/oz d'or, 4,25 $ US/lb de cuivre et 25,00 $ US/oz d'argent, avec un taux de change de 1,00 $ US = 1,30 $ CA.

Les taux de récupération des métaux pour les formules AuEQ sont les suivants :

Zone Z87 95,5 % pour l'or, 94,7 % pour le cuivre et 98,2 % pour l'argent

Zone J 93,1 % pour la récupération de l'or, 89,3 % pour la récupération du cuivre et 88,9 % pour la récupération de l'argent

Zone SW 85,7 % pour la récupération de l'or, 91,5 % pour la récupération du cuivre et 85,6 % pour la récupération de l'argent

Zone X22 95,5 % pour la récupération de l'or, 94,7 % pour la récupération du cuivre et 98,2 % pour la récupération de l'argent

Les teneurs maximales variaient entre 2,30 g/t Au et 21,00 g/t Au, entre 0,06 % Cu et 4,36 % Cu, et entre 3,20 g/t Ag et 55,00 g/t Ag, selon les analyses brutes.

La densité (hors morts-terrains et remblais) varie entre 2,64 g/cm^3 et 2,93 g/cm^3 selon la lithologie de chaque zone.

14.11 Facteurs susceptibles d'influencer l'estimation des ressources minérales

- hypothèses relatives au prix des métaux et aux taux de change
- modifications des hypothèses utilisées pour générer la teneur de coupure du cuivre
- les changements dans les interprétations locales de la géométrie de la minéralisation et de la continuité des zones minéralisées
- les changements apportés aux hypothèses relatives à la forme géologique et à la minéralisation ainsi qu'à la continuité géologique et à la teneur
- attributions de densité et de domaine
- changements apportés aux hypothèses géotechniques, minières et de récupération métallurgique
- modification des hypothèses relatives aux paramètres d'entrée et de conception qui se rapportent à la conception conceptuelle des fosses et des chambres de teneur limitant les ressources minérales.
- hypothèses et capacité à obtenir les permis et à exploiter le projet.
- hypothèses et capacité continue d'accéder au site, de conserver les titres miniers et les droits de surface, de maintenir les permis environnementaux et autres permis réglementaires, et de conserver le permis social d'exploitation.

Il a été noté dans l'interprétation des domaines minéralisés, principalement près de la surface (nouveaux domaines de mur suspendu) dans la zone Z87, que certains des trous de forage antérieurs à 2018 contenaient des intervalles qui n'ont pas été échantillonnés pour l'argent. Au sein des domaines minéralisés, ces intervalles se voient attribuer la moitié de la limite de détection, mais cela pourrait toutefois sous-estimer les teneurs en argent à ces emplacements. De plus, certains trous de forage antérieurs à 2018 n'ont pas été échantillonnés près de la surface et recoupent désormais des domaines minéralisés interprétés, comme indiqué dans la zone X22. Il est recommandé, dans la mesure du possible, de compléter le jumelage de ces trous de forage antérieurs à 2018 afin de remplir ces intervalles avec des données à l'appui.

14.12 Comparaison avec l'estimation précédente

14.12.1 Comparaison des ressources minérales – Zone Z87

Dans la catégorie indiquée, le nouveau modèle de ressources montre une augmentation du tonnage de 112,5 Mt. Cette augmentation est suffisamment importante pour compenser la baisse de la teneur et se traduit par une augmentation de 2,06 Moz de la teneur en onces d'or contenues. Ces changements sont attribués à une modification des filigranes interprétés sur la base des informations de forage les plus récentes. De plus, l'interpolation au sein d'un halo à faible teneur a pu contribuer en partie à l'augmentation du tonnage.

La consolidation des trois gisements nord du projet, les zones Z87, J et X22, a permis d'optimiser l'enveloppe de confinement afin d'englober les trois gisements. Il s'agit d'un facteur supplémentaire qui a contribué à l'augmentation des tonnes dans les ressources minérales dans les limites de la fosse.

Le tableau 14-90 présente une comparaison des ressources minérales en or entre octobre 2023 et juillet 2020.

Tableau14 -90 : Comparaison des ressources minérales (or) d'octobre 2023 et de juillet 2020 – Zone Z87

	AGP (octobre 2023) dans la coque optimisée pour 2023 ≥ 0,3 g/t AuEQ			AGP (juillet 2020) dans l'enveloppe optimisée de 2020 ≥ 0,3 g/t AuEQ			Différences		
Classe	**Tonnes (Mt)**	**Au (g/t)**	**Suite Au (Moz)**	**Tonnes (Mt)**	**Au (g/t)**	**Au (suite) (Moz)**	**Tonnes (Mt)**	**Diff Au (g/t)**	**Au total (Moz)**
Indiqué	197,1	0,67	4,21	84,6	0,79	2,15	112,5	-0,12	2,06
Inferé	37,1	0,59	0,71	32,7	0,6	0,63	4,4	-0,01	0

14.12.2 Comparaison des ressources minérales – Zone J

Les nouvelles ressources minérales de la zone J affichent une augmentation globale du tonnage dans la catégorie indiquée d'environ 72,3 Mt, avec une diminution d'environ 21,7 Mt dans la catégorie présumée. Les teneurs en or ont diminué en raison de la réinterprétation des domaines minéralisés sur la base des dernières informations de forage et de l'intégration du halo à faible teneur entourant la zone J. Les onces d'or contenues ont augmenté dans la catégorie indiquée, ce qui a été attribué à l'amélioration de l'appui des échantillons et aux changements dans les domaines interprétés de la structure filaire.

La consolidation des trois gisements nord du projet, les zones Z87, J et X22, a permis d'optimiser l'enveloppe contraignante afin d'englober les trois gisements. Il s'agit d'un facteur supplémentaire qui contribue à l'augmentation des tonnes dans les ressources minérales dans les limites de la fosse.

Le tableau 14-91 présente une comparaison des ressources minérales en or entre octobre 2023 et juillet 2020.

Tableau14 -91 : Comparaison des ressources minérales (or) d'octobre 2023 et de juillet 2020 – Zone J

	AGP (octobre 2023) dans la coque optimisée pour 2023 ≥ 0,3 g/t AuEQ			AGP (juillet 2020) dans l'enveloppe optimisée de 2020 ≥ 0,3 g/t AuEQ			Différences		
Classe	**Tonnes (Mt)**	**Au (g/t)**	**Suite Au (Moz)**	**Tonnes (Mt)**	**Au (g/t)**	**Au (suite) (Moz)**	**Tonnes (Mt)**	**Diff Au (g/t)**	**Au total (Moz)**
Indiqué	151,9	0	2,45	79,6	0,57	1,47	72,3	-0,07	0,98
Inferé	24,2	0,46	0,35	45,9	0,55	0,82	-21,7	-0,09	-0,47

14.12.3 Comparaison des ressources minérales – Zone SW

Les ressources minérales ont considérablement augmenté, principalement grâce aux informations supplémentaires issues des programmes de forage réalisés dans la zone SW depuis le dernier rapport sur les ressources minérales publié en juillet 2020. Ces forages supplémentaires ont élargi les domaines minéralisés interprétés le long du prolongement et en profondeur du gisement. La teneur globale en or a diminué en raison de la nouvelle interprétation des domaines minéralisés et de l'intégration d'un halo à faible teneur entourant les domaines minéralisés.

Le tableau 14-92 présente une comparaison des ressources minérales en or entre octobre 2023 et juillet 2020.

Tableau14 -92 : Comparaison des ressources minérales (or) d'octobre 2023 et de juillet 2020 – Zone SW

	AGP (octobre 2023) dans la coque optimisée de 2023 ≥ 0,3 g/t AuEQ			AGP (juillet 2020) dans l'enveloppe optimisée de 2020 ≥ 0,3 g/t AuEQ			Différences		
Classe	**Tonnes (Mt)**	**Au (g/t)**	**Suite Au (Moz)**	**Tonnes (Mt)**	**Au (g/t)**	**Au (suite) (Moz)**	**Tonnes (Mt)**	**Diff Au (g/t)**	**Au total (Moz)**
Indiqué	98	0,5	1,59	-	-	-	98,0	0,50	1,59
Déduit	1,6	0,37	0,02	22,6	0,70	0,51	-21,0	-0,33	-0,49

15 ESTIMATIONS DES RÉSERVES MINÉRALES

15.1 Résumé

Le projet Troilus devrait être une exploitation à ciel ouvert utilisant de l'équipement minier conventionnel. Tous les travaux sont basés sur les plans miniers générés par AGP.

Les coûts sont fondés sur l'accumulation des coûts d'exploitation et d'immobilisations pour la durée de vie du projet avec les devis actuels des fournisseurs pour les consommables et l'entretien. Les coûts d'immobilisations minières étaient fondés sur les présentations des fournisseurs.

Les réserves minérales du projet Troilus sont fondées sur la conversion des ressources minérales mesurées et indiquées dans le plan minier actuel dans les fosses à ciel ouvert J, 87, X22 et SW. Aucune ressource minérale mesurée n'est contenue dans ces gisements, il n'y aura donc pas de réserves prouvées. Les ressources minérales indiquées sont converties directement en réserves probables.

Les ressources minérales dans les zones souterraines sous les fosses ne sont pas non plus prises en compte dans les réserves minérales pour le moment. Les réserves minérales totales du projet Troilus sont indiquées dans la Tableau 15-1. Certaines variations peuvent exister en raison de l'arrondissement.

Tableau 15-1: Réserves prouvées et probables – 15 janvier 2024

	Jauge	Notes					Métal contenu				
Réserver		Au	Cu	Agriculture	AuEq	CuEq	Au	Cu	Agriculture	AuEq	C
Classe	(Mt)	(g/t)	(%)	(g/t)	(g/t)	(%)	(Moz)	(Mlb)	(Moz)	(Moz)	(E
Éprouvé	0	0.00	0.000	0.00	0.00	0.00	0.00	0	0.00	0.00	0
Probable	380	0.49	0.058	1.00	0.59	0.39	6.02	484	12.15	7.26	3
Prouvé et probable	**380**	**0.49**	**0.058**	**1.00**	**0.59**	**0.39**	**6.02**	**484**	**12.15**	**7.26**	**3**

Remarque : Cette estimation des réserves minérales a une date d'entrée en vigueur du 15 janvier 2024 et est basée sur l'estimation des ressources minérales datée du 2 octobre 2023 pour Troilus Gold par AGP Mining Consultants Inc. L'estimation des réserves minérales a été effectuée sous la supervision de Willie Hamilton, ing. d'AGP, qui est une personne qualifiée au sens du Règlement 43-101. Les réserves minérales sont indiquées dans la conception finale de la fosse en fonction d'un prix de l'or de 1 550 $ US/once, d'un prix de l'argent de 20,00 $ US/once et d'un prix du cuivre de 3,50 $ US/lb. Un seuil de 9,96 $ CA/t a été utilisé pour définir les réserves. Le coût de la durée de vie de la mine était en moyenne de 3,99 $ CA/t extraite, les coûts de traitement préliminaire étaient de 8,02 $ CA/t de minerai et les frais généraux et administratifs de 1,94 $ CA/t de minerai placé. Les récupérations métallurgiques ont varié selon la teneur en tête d'or et la teneur en concentré. 87 récupérations de fosse pour des teneurs équivalentes étaient de 95,5%, 94,7% et 98,2% respectivement pour l'or, le cuivre et l'argent. Les récupérations de fosses J pour les teneurs équivalentes ont été de 93,1%, 89,3% et 88,9% respectivement pour l'or, le cuivre et l'argent. Les récupérations de la fosse X22 pour les teneurs équivalentes étaient de 95,5%, 94,7% et 98,2% respectivement pour l'or, le cuivre et l'argent. Les récupérations de fosses SW pour des teneurs équivalentes ont été de 85,7%, 91,5% et 85,6% respectivement pour l'or, le cuivre et l'argent. Les formules utilisées pour calculer les valeurs équivalentes sont les suivantes : pour 87 Pit AuEq = Au + 1,5361*Cu +0,0133 *Ag, pour J Pit AuEq = Au + 1,4849*Cu +0,0123 *Ag, pour SW Pit AuEq = Au + 1,6535*Cu +0,0129 *Ag, pour X22 Pit AuEq = Au + 1,5361*Cu +0,0133 *Ag.

L'étape initiale de la conversion des réserves consistait à élaborer une valeur unitaire de bloc de rendement net de fonderie (RSN) pour les blocs de ressources à ciel ouvert mesurés et indiqués. Le calcul du NSR a été basé sur les paramètres de Tableau 15-3 et s'applique à un concentré de cuivre. Les coquilles économiques des fosses ont ensuite été générées à l'aide des valeurs des blocs NSR, des critères de pente du secteur de la fosse et des coûts connexes d'exploitation minière, de processus et de frais généraux et administratifs. Des conceptions détaillées des phases à ciel ouvert et des calendriers de production de la mine ont été créés et établis pour appuyer l'évaluation financière du projet.

15.2 Pentes de fosse

D'après les données géotechniques et hydrogéologiques disponibles, la conception des fosses a été fondée sur les paramètres de conception des pentes à ciel ouvert pour les quatre fosses, tels qu'ils sont résumés dans la section suivante : Tableau 15-2. Les angles entre les rampes du substrat rocheux varient de 45° à 57°. Des bancs doubles de 20 m de hauteur sont probablement réalisables dans tous les secteurs du substrat rocheux, avec des largeurs de bancs recommandées allant de 7,5 m à 14,65 m. Les critères de conception des pentes supposent que le dynamitage contrôlé sera mis en œuvre. Il est recommandé de détartrer les faces des bancs et de nettoyer les matériaux accumulés des orteils d'établi. La stabilité globale de la pente sera également très sensible à la pression de l'eau au-delà de certaines profondeurs. Une dépressurisation proactive avec des drains horizontaux sera nécessaire dans certaines zones pour mettre en œuvre la conception de la pente. C'est particulièrement vrai pour les murs ouest. L'expérience d'Inmet dans l'exploitation des fosses 87 et J entre 1996 et 2009 constitue une excellente source d'information pour élaborer des plans de talus de fosse fondés sur des données probantes.

Tableau 15-2: Critères de calcul de la pente de la fosse

Fosse	Pente	Azimut de départ (degrés)	Matériel Type	IRA (degrés)	Baccalauréat en beaux-arts (degrés)	Hauteur entre les bermes m)	Largeur du banc de retenue m)
J	Toutes les pentes		OB, remplissage	21.8	55	10	18.00
	Est	357	Substrat rocheux	47	68	20	10.60
	Sud	107	Substrat rocheux	55	85	20	12.25
	Ouest	237	Substrat rocheux	52	85	20	13.88
	Nord	282	Substrat rocheux	57	85	20	11.45
87	Toutes les pentes		OB, remplissage	21.8	55	10	18.00
	Est	52	Substrat rocheux	45	65	20	10.70
	Sud	147	Substrat rocheux	54	85	20	12.65
	Ouest	227	Substrat rocheux	52	85	20	13.85

	Nord-Ouest	287	Substrat rocheux	57	85	20	11.15
	Nord-Est	352	Substrat rocheux	51	85	20	14.65
X22	Toutes les pentes		OB, remplissage	21.8	55	10	18.00
	Nord-Ouest	267	Substrat rocheux	55	85	20	12.25
	Sud-Est	47	Substrat rocheux	47	68	20	10.60
	Sud et Ouest	177	Substrat rocheux	55	85	20	12.25
SW	Toutes les pentes		OB, remplissage	21.8	55	10	18.00
	Est	52	Substrat rocheux	50	68	20	8.50
	Sud	147	Substrat rocheux	54	70	20	7.50
	Ouest	237	Substrat rocheux	56.5	74	20	7.50
	Nord	347	Substrat rocheux	52	68	20	7.50

Note : Hauteur de banc de 10 m pendant l'exploitation minière

Bien que les expériences opérationnelles passées suggèrent que l'assèchement de la fosse devrait entraîner des pentes généralement dépressurisées, cela devrait être vérifié par. Des piézomètres à fil vibrant devraient être installés pour recueillir des renseignements sur la pression interstitielle de rabattement afin d'aider à évaluer l'efficacité des drains sur la performance des pentes. Des données de surveillance du mouvement des pentes seront nécessaires pour étalonner les modèles numériques qui pourraient être nécessaires pour les mises à jour détaillées de la conception pendant la durée de vie de la mine.

L'ingénieur géotechnicien du site devra concevoir le support au sol pendant l'exploitation en fonction des conditions réelles du sol. Inmet a installé des boulons de roche pour le support de la face, et un support similaire a été supposé et chiffré dans cette étude.

15.3 Développement économique de la fosse

Les conceptions finales des fosses sont basées sur des coquilles de fosse utilisant la procédure de Lerchs-Grossmann (LG) dans le logiciel MinePlan. Les paramètres des coquilles de la fosse sont indiqués dans Tableau 15-3. Les estimations des coûts miniers sont fondées sur l'utilisation de camions de 227 tonnes utilisant une configuration approximative de décharge de déchets pour déterminer les transports supplémentaires pour les aliments et les déchets de l'usine. Le cuivre, l'or et l'argent sont les principaux éléments utilisés dans le calcul des revenus.

Les modalités de fusion et les hypothèses de récupération sont fondées sur la création d'un concentré de cuivre en vrac spécifique pour chaque fosse. Les teneurs cibles de concentré de cuivre pour les fosses J, 87, X22 et SW dans cette étude étaient respectivement de 15%, 18%, 15% et 16% lorsque la teneur d'alimentation en cuivre était inférieure ou égale à 0,15%. Lorsque la teneur d'alimentation du

cuivre était supérieure à 0,15%, les teneurs cibles de concentré de cuivre pour les fosses J, 87, X22 et SW dans cette étude étaient de 18%, 22%, 18% et 20% respectivement.

Tableau 15-3: Paramètres économiques de la coquille de la fosse (en dollars américains, sauf indication contraire)

Descriptif	Unités	Valeur		
Taux de change				
CAD	$ US =	1.30		
Prix des métaux		**Cuivre**	**Or**	**Argent**
Prix	$/oz	3.50	1550.00	20.00
Redevances	%	1.0%	1.0%	1.0%
Dore				
Payable	%		99%	99.0%
Coût de vente	$/oz		12.00	1.00
Termes de fusion, d'affinage, de transport				
Payable	%	96.6%	98.0%	97.0%
Déduction minimale	Unité, G/DMT	1.1	2	20
Participation (sur les bénéfices)	%	100%	100%	100%
Frais de fusion	$/tms	99.00		
Raffinage	$/oz, $/lb	0.099	5.00	0.50
Concentrer l'humidité	%	8%		
Pertes de transport en commun	%	0.5%	0	0
Coût du camionnage concentré	$/poids	92.27		
Coût du port du concentré	$/poids	20.00		
Frais d'expédition du concentré	$/poids	65.00		
Information métallurgique				
		Cuivre	**Or**	**Argent**
Analyse solide des queues (TG)		%	g/t	g/t
Zone J		0.0050	0.0320	0.1030
Zone SW		0.0045	0.0630	0.1285
Zone 87		0.0050	0.0290	0.0275
Zone X22		0.0050	0.0320	0.1030
Récupération de gravité (RG)		Cuivre	Or	Argent
Zone J	%	0	33.18	33.18
Zone SW	%	0	22.48	22.48
Zone 87	%	0	36.33	36.33
Zone X22	%	0	30.66	30.66
Teneur en concentré de cuivre		Avec qualité alimentaire	Avec des grades concentrés	

		Valeur de transfert	< = basculement	> basculement
Zone J	%	0.15	15	18
Zone SW	%	0.15	16	20
Zone 87	%	0.15	18	22
Zone X22	%	0.15	15	18
Pertes pour circuit de gravité	%	0.025		
Coût de l'énergie				
Coût de l'électricité	C$/Kwhr	0.035		
Coût du carburant				
Coût du carburant diesel sur le site	C$/ l	1.66		
Coût minier *				
Tarif de base - 5360 m d'altitude		**Zones J et X22**	**87e Zone**	**SW**
Déchets	C$/t déplacé	2.15	1.99	2.01
Alimentation de l'usine	C$/t déplacé	2.29	2.10	2.37
Taux différentiel - inférieur à 5360 m				
Déchets	C$/t déplacé/ banc de 10 m	0.039	0.041	0.036
Alimentation de l'usine	C$/t déplacé/ banc de 10 m	0.036	0.029	0.028
Transformation et S et A				
Coût de traitement	C$/t d'aliment de l'usine	8.02		
Coûts des S et A	C$/t d'aliment de l'usine	1.94		
Processus + S et R	C$/t d'aliment de l'usine	9.96		

* Coûts miniers basés sur l'utilisation de camions de transport de 227 t

15.4 Seuil

Pour l'état des réserves à ciel ouvert pour le projet Troilus, une valeur NSR par tonne de 9,96 $ CA/t a été utilisée comme seuil d'alimentation de l'usine. Les calculs du NSR comprennent tous les revenus et redevances pour le concentré de cuivre. Les revenus sont basés sur les apports de l'or, du cuivre et de l'argent métal. Le seuil de 9,96 $ CA/t a été utilisé pour marquer les blocs d'aliments et de déchets initiaux avant la dilution et représente les coûts préliminaires de S et A du procédé et du site.

Aucune réserve souterraine n'est mentionnée dans le présent rapport, mais demeure une possibilité de développement futur.

15.5 Dilution et récupération minière

Les modèles de ressources de la fosse nord et du sud-ouest ont été fournis dans un format de bloc entier. Les modèles de blocs entiers signifient que pour un bloc donné, il est acheminé comme aliment de l'usine ou comme déchet. La taille des blocs dans chacun des modèles était de 5 m sur 5 m en plan

et de 5 m de hauteur. L'approche utilisée pour appliquer la dilution externe de manière appropriée est décrite dans les sous-sections suivantes.

Les peaux de dilution sont considérées autour d'un bloc d'alimentation de l'usine si le bloc d'alimentation de l'usine est en contact avec des blocs de déchets voisins. La première étape de cette méthode a consisté à définir les blocs d'aliments et de déchets de l'usine. Une valeur seuil de 9,96 $ CA/t a été utilisée pour définir les blocs d'alimentation de l'usine où seuls les blocs mesurés et indiqués seraient pris en compte. Dans ces modèles, il n'y avait pas de blocs mesurés. Cette valeur limite du RSN représente le seuil marginal puisqu'elle comprend la somme des coûts de procédé et des coûts généraux et administratifs. La deuxième étape consiste à déterminer le nombre de contacts de voisinage de déchets pour chaque bloc d'alimentation de l'usine. Pour chaque voisin de déchets, un tonnage et une nuance de dilution sont appliqués au bloc d'alimentation de l'usine en fonction de l'épaisseur de la peau de dilution spécifiée. La troisième étape consiste à réduire le tonnage dans les blocs de déchets voisins pour éliminer les matières diluantes.

Le matériau de dilution est ajouté au bloc d'alimentation de l'usine mère et retiré en conséquence dans les blocs de déchets voisins pour obtenir un équilibre des matériaux. Pour la méthode du bloc entier, le modèle dilué comprend la densité diluée révisée et les nuances de métal pour tous les blocs.

AGP croyait également que la dilution par contact jouerait un rôle dans les matières envoyées à l'usine. La taille du bloc dans le modèle a été examinée ainsi que l'épaisseur de la zone minéralisée pour déterminer la quantité de dilution qui serait appropriée pour le gisement SW. Une épaisseur de revêtement de dilution de 0,4 m a été utilisée pour SW et a permis d'obtenir 9,0% plus de tonnes de tonnes et 6,8% moins de teneurs en or que le résumé de l'alimentation in situ de l'usine. AGP a jugé cette dilution acceptable en raison des zones de minéralisation étroites exploitées.

Le modèle de ressources fourni pour le gisement nord (zones 87, J et X22) était également un modèle de teneur en bloc entier qui comprend une certaine dilution interne. À l'instar du modèle SW, AGP croyait que cela ne reflétait pas adéquatement la quantité de dilution à laquelle on s'attendrait avec les pratiques minières normales, même avec de l'équipement plus sélectif. Une épaisseur de revêtement de dilution de 0,4 m a été utilisée pour les gisements nord, ce qui a permis d'obtenir 6,2% plus de tonnes de tonnes et 4,6% moins de teneurs en or que le résumé de l'alimentation de l'usine in situ. AGP a jugé cette dilution acceptable en raison des zones de minéralisation plus larges exploitées.

Une récupération minière de 98% a été appliquée dans les sommaires finaux des aliments dilués de l'usine pour tenir compte des pertes dans l'extraction et le transport à l'usine.

15.6 Conception de la fosse

Des conceptions de fosses ont été élaborées pour les secteurs des fosses J, 87, X22 et SW. La conception de la fosse J consiste en deux phases de refoulements successifs sur tout le périmètre de la fosse. La conception de la fosse 87 comprend une phase initiale 0 à l'extrémité sud pour faciliter la gestion de l'eau du site, suivie des phases 1 à 3 dans la partie principale de la fosse. La conception de la fosse X22 comprend deux phases, avec des teneurs légèrement plus élevées dans la phase 1 au sud. La conception de la fosse SW comprend deux phases qui peuvent être programmées comme phases satellites à partir des fosses nord. Les coquilles d'optimisation de la fosse utilisées pour guider les fosses ultimes ont également été utilisées pour délimiter les zones de plus grande valeur pour l'exploitation

minière initiale et le développement de phases ciblées. Toutes les fosses ont été aménagées en utilisant des bancs de 10 mètres de hauteur.

Les tonnes et la teneur des phases de fosse conçues sont indiquées dans Tableau 15-4 en utilisant les tonnes diluées et la teneur des modèles et une récupération minière de 98% pour tenir compte des pertes d'aliments supplémentaires de l'usine.

Tableau 15-4: Tonnages et nuances de la fosse

Fosse	Phase	Minerai (Mt)	Au (g/t)	Cu (%)	Agriculture (g/t)	NSR (C$/t)	Déchets (Mt)	Total (Mt)	Bande Ratio
J	1	74.4	0.45	0.06	0.91	29.53	153.0	227.4	2.1
	2	50.8	0.42	0.058	0.84	27.79	164.7	215.5	3.2
J Total		**125.2**	**0.44**	**0.058**	**0.88**	**28.82**	**317.7**	**442.9**	**2.5**
87	0	1.6	0.65	0.04	0.95	42.20	8.5	10.1	5.3
	1	31.6	0.55	0.062	1.17	37.09	139.3	170.9	4.4
	2	69.0	0.58	0.068	1.14	39.38	179.5	248.5	2.6
	3	63.9	0.52	0.055	1.08	34.26	272.0	335.9	4.3
87 au total		**166.1**	**0.55**	**0.062**	**1.12**	**37.00**	**599.4**	**765.5**	**3.6**
X22	1	16.5	0.43	0.07	1.61	29.59	56.5	73.0	3.4
	2	20.0	0.40	0.047	0.79	25.48	53.1	73.0	2.7
X22 Total		**36.4**	**0.41**	**0.058**	**1.16**	**27.34**	**109.6**	**146.0**	**3.0**
SW	1	34.0	0.48	0.05	0.75	29.09	75.1	109.0	2.2
	2	17.9	0.52	0.035	0.78	30.67	69.2	87.1	3.9
SW Total		**51.9**	**0.49**	**0.045**	**0.76**	**29.64**	**144.3**	**196.1**	**2.8**
Troilus Total		**380**	**0.49**	**0.058**	**1.00**	**32.37**	**1,171**	**1,550**	**3.1**

15.7 Calendrier de la mine

Le calendrier minier pour l'exploitation à ciel ouvert comprend 380 Mt d'alimentation de l'usine titrant 0,49 g/t d'or, 0,058% de cuivre et 1,0 g/t d'argent pour alimenter l'usine pendant 22 années de production. Le tonnage des déchets à ciel ouvert totalise 1 171 Mt et sera placé dans des aires d'entreposage des déchets. Le rapport global des bandes à ciel ouvert est de 3,1:1. Le calendrier de la mine utilise les phases de la fosse décrites précédemment pour envoyer un maximum de 18,3 Mtpa (50 000 tonnes par jour) d'aliments à l'installation de l'usine.

La durée de vie actuelle de la mine comprend deux ans de prédécapage suivis de vingt et un ans d'exploitation minière. Un taux de descente maximal de 9 bancs par année et par phase a été appliqué pour l'exploitation à ciel ouvert afin d'assurer des opérations minières raisonnables et un contrôle de l'alimentation de l'usine. Les taux de pointe de l'exploitation minière primaire sont prévus à environ 87 Mt par année entre les années 5 et 8. Les aliments de l'usine sont stockés pendant les années précédant la production, avec environ 0,7 Mt d'aliments pour la mise en service de l'usine. Une capacité maximale de stockage de 48 Mt a été atteinte vers la fin de l'année 11. Les matériaux de stockage sont récupérés des stocks après la fin de l'exploitation minière et se poursuivent jusqu'au début de la 22e année.

15.8 État des réserves minérales

Les réserves pour le projet Troilus sont basées sur la conversion des ressources minérales mesurées et indiquées dans le plan minier actuel dans les mines à ciel ouvert J, 87, X22 et SW. Aucune ressource minérale mesurée n'est contenue dans ces gisements, il n'y aura donc pas de réserves prouvées. Les ressources minérales indiquées sont converties directement en réserves probables.

Les ressources minérales dans les zones souterraines sous les fosses ne sont pas non plus prises en compte dans les réserves minérales pour le moment. Les réserves minérales totales du projet Troilus sont indiquées dans la Tableau 15-5. Certaines variations peuvent exister en raison de l'arrondissement.

Tableau 15-5: Réserves prouvées et probables – 15 janvier 2024

	Jauge	Notes					Métal contenu				
Réserver Classe	(Mt)	Au (g/t)	Cu (%)	Agriculture (g/t)	AuEq (g/t)	CuEq (%)	Au (Moz)	Cu (Mlb)	Agriculture (Moz)	AuEq (Moz)	C (E
Éprouvé	0	0.00	0.000	0.00	0.00	0.00	0.00	0	0.00	0.00	0
Probable	380	0.49	0.058	1.00	0.59	0.39	6.02	484	12.15	7.26	3
Prouvé et probable	**380**	**0.49**	**0.058**	**1.00**	**0.59**	**0.39**	**6.02**	**484**	**12.15**	**7.26**	**3**

Remarque : Cette estimation des réserves minérales a une date d'entrée en vigueur du 15 janvier 2024 et est basée sur l'estimation des ressources minérales datée du 2 octobre 2023 pour Troilus Gold par AGP Mining Consultants Inc. L'estimation des réserves minérales a été effectuée sous la supervision de Willie Hamilton, ing. d'AGP, qui est une personne qualifiée au sens du Règlement 43-101. Les réserves minérales sont indiquées dans la conception finale de la fosse en fonction d'un prix de l'or de 1 550 $ US/once, d'un prix de l'argent de 20,00 $ US/once et d'un prix du cuivre de 3,50 $ US/lb. Un seuil de 9,96 $ CA/t a été utilisé pour définir les réserves. Le coût de la durée de vie de la mine était en moyenne de 3,99 $ CA/t extraite, les coûts de traitement préliminaire étaient de 8,02 $ CA/t de minerai et les frais généraux et administratifs de 1,94 $ CA/t de minerai placé. Les récupérations métallurgiques ont varié selon la teneur en tête d'or et la teneur en concentré. 87 récupérations de fosse pour des teneurs équivalentes étaient de 95,5%, 94,7% et 98,2% respectivement pour l'or, le cuivre et l'argent. Les récupérations de fosses J pour les teneurs équivalentes ont été de 93,1%, 89,3% et 88,9% respectivement pour l'or, le cuivre et l'argent. Les récupérations de la fosse X22 pour les teneurs équivalentes étaient de 95,5%, 94,7% et 98,2% respectivement pour l'or, le cuivre et l'argent. Les récupérations de fosses SW pour des teneurs équivalentes ont été de 85,7%, 91,5% et 85,6% respectivement pour l'or, le cuivre et l'argent. Les formules utilisées pour calculer les valeurs équivalentes sont les suivantes : pour 87 Pit AuEq = Au + 1,5361*Cu +0,0133 *Ag, pour J Pit AuEq = Au + 1,4849*Cu +0,0123 *Ag, pour SW Pit AuEq = Au + 1,6535*Cu +0,0129 *Ag, pour X22 Pit AuEq = Au + 1,5361*Cu +0,0133 *Ag.

15.9 Facteurs pouvant influer sur l'estimation des réserves minérales

La PQ n'a relevé aucun risque juridique, politique, environnemental ou autre connu qui aurait une incidence importante sur l'exploitation potentielle des réserves minérales.

Les risques qui pourraient avoir une incidence importante sur la réserve comprennent la sélectivité de l'exploitation près des contacts avec le minerai, la stabilité des pentes et les récupérations présumées du processus pour des types de roches donnés. Ces risques sont considérés comme gérables et seront atténués au fur et à mesure que davantage de travaux d'essai et d'expérience d'exploitation seront acquis.

16 MÉTHODES D'EXPLOITATION MINIÈRE

16.1 Introduction

Le projet Troilus (le « projet ») est situé dans le centre du Québec, à environ 120 km au nord de Chibougamau. Les zones Z (ou Z87) et J (ou J4/J5) ont fait l'objet d'opérations minières à ciel ouvert entre 1996 et 2010. Il a été établi qu'il existe encore d'importantes ressources minérales à ciel ouvert et souterraines dans ces zones.

Les ressources minérales du projet comprennent les quatre principales zones minéralisées : les zones 87, J, X22 et SW. AGP estime qu'avec les niveaux actuels des prix des métaux et les connaissances acquises sur la minéralisation et les activités minières antérieures, l'exploitation à ciel ouvert constitue l'approche la plus raisonnable pour le développement de toutes les zones. Cette conclusion est fondée sur la taille de la ressource, la teneur, la distribution des teneurs et la proximité de la topographie des gisements. L'exploitation souterraine reste une option possible pour compléter les tonnes et la teneur de l'alimentation de l'usine.

Le calendrier d'exploitation à ciel ouvert prévoit l'extraction de 380 Mt de minerai titrant 0,49 g/t d'or, 0,058 % de cuivre et 1,0 g/t d'argent sur une durée de vie de l'usine légèrement supérieure à 21 ans. Le tonnage des stériles à ciel ouvert s'élève à 1 171 Mt et sera stocké dans des zones de stockage des stériles. Le ratio de décapage global à ciel ouvert est de 3,1:1. Le calendrier d'exploitation utilise les zones d'exploitation à ciel ouvert pour alimenter l'usine en minerai jusqu'à un maximum de 18,3 Mtpa.

La durée de vie actuelle de la mine comprend deux années de pré-décapage suivies de vingt et une années d'exploitation minière. L'alimentation de l'usine est stockée pendant les années de pré-production et atteint une capacité de stockage maximale de 48 Mt vers la fin de la onzième année.

L'exploitation à ciel ouvert commence à l'année -2 et se poursuit sans interruption jusqu'à l'année 21.

16.2 Géotechnique minière

Troilus a retenu les services de WSP pour fournir des recommandations de conception de pentes à ciel ouvert au niveau de la faisabilité (EF) pour les quatre principales zones minéralisées du projet Troilus, 87, J, X22 et SW. Les évaluations géotechniques des pentes à ciel ouvert sont détaillées dans les rapports de conception 22538260-007-R-Rev0 faits en2024 (carrières 87, J et SW) (WSP, 2024a) et 22538260-010-R-Rev0-6000 fait en 2024 (carrière X22) (WSP, 2024b).

Les recommandations relatives à la pente des fosses sont fondées sur les observations tirées des performances historiques des pentes, les rapports précédents des consultants, les études géotechniques réalisées par WSP en 2020, 2021 et 2023, ainsi que l'interprétation en 3D des unités géologiques et des principales structures préparées par Troilus. Les données orientées provenant des trous d'exploration ont également été utilisées pour évaluer les variations spatiales de la foliation et confirmer les hypothèses de conception dérivées d'autres sources de données.

L'expérience acquise par Inmet dans l'exploitation des fosses 87 et J entre 1996 et 2009 constitue une excellente source d'informations pour élaborer des conceptions de pentes de fosse fondées sur des données probantes. Cette expérience renforce notre confiance dans la conception, car elle fournit des données sur le comportement des pentes, notamment la continuité des structures et la rupture de la ligne de rupture liée à l'interaction entre les pratiques opérationnelles et la texture des roches à l'échelle des gradins. Les angles de face des bancs obtenus par Inmet sur les différentes parois ont été examinés et utilisés comme référence pour évaluer le point de rupture de la crête et les contrôles structuraux pour les parois présentant des orientations et une qualité de roche similaires.

Des levés topographiques de la fosse J (mars 2008) et de la fosse 87 (avril 2009) avec une résolution de 2 m ont été fournis par Troilus à l'automne 2021. Ces informations ont été utilisées pour documenter et comprendre les angles de face de banc obtenus à 817 emplacements dans la fosse 87 et à 279 emplacements dans la fosse J. WSP a également mené deux études géotechniques afin de caractériser la qualité de la masse rocheuse et la structure des parois de la fosse prévue. La première campagne géotechnique, achevée en 2020-2021, comprenait la cartographie des parois et la photogrammétrie de la fosse 87, la diagraphie de seize (16) forages géotechniques et trente-deux (32) essais de conductivité hydraulique dans onze (11) forages, ainsi que la diagraphie géophysique de sept (7) forages. La deuxième campagne géotechnique a été achevée en 2023 afin de combler les lacunes dans les données et comprenait la diagraphie de trois (3) forages géotechniques avec treize (13) essais de conductivité hydraulique. En 2022, Troilus a commencé le forage orienté de ses trous d'exploration. Au total, 92 forages orientés avec 3 539 structures orientées sur les quatre gisements ont été mis à la disposition de WSP par Troilus. Les sources de données sur les performances historiques comprennent les observations issues des opérations historiques, les rapports et études précédents des consultants, la surveillance d'Inmet, les données sur le soutènement et les chutes de terrain.

Les études géotechniques indiquent que les parois finales de la fosse exposeront principalement une roche de très bonne qualité (RMR > 80) avec une résistance élevée (≥ 100 MPa), similaire à celle des roches précédemment exposées aux emplacements 87 et J. Les données orientées et le modèle structurel récent de Troilus indiquent une structure similaire à celle précédemment observée dans les parois prévues.

Les pentes ont été évaluées pour détecter les défaillances cinématiques planes, en coin et par renversement en fonction de l'orientation des parois. Les mesures historiques des prismes ont été examinées afin d'évaluer le déplacement, ce qui a permis de calibrer la modélisation numérique pour les parois ouest. Des analyses par éléments finis (RS2), par éléments discrets (UDEC) et par équilibre limite (Roctopple) ont été effectuées afin de déterminer la conception des pentes rocheuses pour les parois ouest. Des évaluations de l'équilibre limite, y compris des analyses de dalles bilinéaires pour vérifier les défaillances le long des anisotropies, ont été réalisées pour les parois est. Les événements de chute de terrain et les soutènements installés sur les parois de la fosse ont été examinés afin de mieux comprendre les risques opérationnels susceptibles de se reproduire sur de nouvelles parois similaires.

Les registres des soutènements installés par Inmet dans les fosses à ciel ouvert J et 87 afin de créer des bancs doubles plus raides et des angles entre les rampes plus prononcés ont été compilés et examinés. Ces informations ont été utilisées pour estimer les quantités de soutènement nécessaires dans des domaines de conception de pentes analogues dans les

nouvelles fosses à ciel ouvert proposées, en tenant compte des exigences historiques en matière de boulonnage et des résultats des évaluations cinématiques.

Les instabilités historiques qui se sont produites entre 2000 et 2009 ont été bien documentées par Inmet. Environ 65 éboulements se sont produits dans la fosse 87, pour un total de 97 084 tonnes, et 5 éboulements dans la fosse J, pour un total de 4 920 tonnes de matériaux. Certains de ces éboulements ont interrompu les opérations.

Les analyses de stabilité réalisées pour cette étude, étayées par l'expérience historique de l'exploitation des fosses 87 et J, indiquent que la masse rocheuse est favorable au développement de pentes interrampe raides dans toutes les zones des fosses, à l'exception des parois est où l'angle de la face du banc est limité par une rupture plane impliquant une foliation modérément inclinée. Les conclusions spécifiques étayées par la caractérisation et les analyses décrites dans les évaluations géotechniques sont les suivantes :

- **Paroi ouest :** Dans la fosse 87 : Les analyses de stabilité calibrées sur les déplacements historiques et les défaillances observées sur les parois ouest des fosses J et 87 indiquent des risques croissants de renversement et de rupture plane avec l'approfondissement de la fosse. L'approfondissement de la fosse induira un relâchement de la pente qui entraînera des défaillances cinématiques de la pente supérieure (plane, en coin, avec renversement) sur les parois ouest. Les angles d' entre les rampes et les pentes globales recommandés, ainsi que les hauteurs maximales des pentes de ces parois, devront être respectés afin de garantir la stabilité des parois et de permettre l'achèvement de l'exploitation minière sans provoquer de renversements profonds ou de retards opérationnels importants. Sur les pentes précédentes, l'approfondissement de la fosse a entraîné une augmentation des chutes de pierres et de l'érosion, ce qui a restreint ou empêché l'accès et entraîné la suspension de l'exploitation minière.
    - La stabilité globale des pentes sera également très sensible à la pression de l'eau au-delà de certaines profondeurs. Une dépressurisation proactive à l'aide de drains horizontaux sera nécessaire pour mettre en œuvre la conception des pentes. Si la surveillance indique une dépressurisation insuffisante des pentes ou si elle montre des signes de déformation profonde à des hauteurs globales inférieures à celles prévues, des mesures correctives telles que des renfoncements, des repoussements ou autres devront être prises plus tôt que prévu.
- **Parois est :** un examen de la géométrie des bancs 87 et J existants indique que les bancs se brisent vers l'inclinaison moyenne de la foliation. Pour la conception, la fréquence cumulative de 50 % de l'inclinaison de la foliation mesurée dans le carottage et le télévisateur a été utilisée pour définir l'angle de la face du banc. Une fréquence cumulative de 50 % est plutôt élevée par rapport à la fourchette habituellement utilisée dans l'industrie. Des évaluations de l'équilibre limite, y compris des analyses de dalles bilinéaires pour vérifier l'absence de rupture le long des anisotropies, ont été réalisées pour les parois est.
    - Comme dans le cas d'Inmet, un soutènement sera nécessaire lorsque l'angle de la face du banc de conception est sous-coupé par des caractéristiques ouvertes continues ou des coins effilés. Un dynamitage et un écaillage soigneux du périmètre seront également nécessaires pour appliquer avec succès cette conception et réduire le recul associé au dynamitage.

- **Dans d'autres secteurs de la fosse**, où les risques élevés de défaillances par renversement et de défaillances planes sur la foliation ne sont pas préoccupants, des angles de face de bancs raides devraient généralement être réalisables grâce à un dynamitage, une excavation et un écaillage minutieux. Bien que des défaillances en coin ou par renversement puissent se produire localement, les données structurelles disponibles n'indiquent pas que ces mécanismes de défaillance constituent un contrôle généralisé de la conception des bancs. Les angles de face des bancs sont définis sur la base des angles de face obtenus à 87 et J dans des domaines rocheux similaires et validés par l'évaluation cinématique des structures.
- **Au niveau local, les zones** de fracturation intense qui peuvent être rencontrées en association avec des failles, des dykes ou des contacts et qui pourraient entraîner une diminution des angles de face de banc stables sont actuellement considérées comme relativement étroites et n'affecteront la stabilité des bancs que sur des longueurs limitées qui ne devraient pas nécessiter de refonte majeure de la pente. Un soutènement supplémentaire peut être nécessaire dans ces zones.
- **Bien que** l'expérience opérationnelle **passée** suggère que le drainage de la fosse devrait entraîner une dépressurisation générale des pentes, cela doit être vérifié par une surveillance, en particulier pour la pente de la paroi suspendue où la stabilité des bancs peut être sensible aux pressions des eaux souterraines et où l'anisotropie peut affecter les caractéristiques de drainage. Dans d'autres secteurs, les eaux souterraines ne devraient pas avoir d'incidence sur la stabilité de la masse rocheuse, et le drainage des pentes nécessaire pour les opérations de la fosse devrait être suffisant pour maintenir la stabilité de la masse rocheuse.

16.2.1 Configurations recommandées pour les pentes

Nos conceptions des pentes de la fosse ont été optimisées en partant du principe que des soutènements seront utilisés pour obtenir des géométries de gradins sûres, en s'appuyant sur les précédents et l'expérience acquise par Inmet lors de l'exploitation des fosses historiques 87 et J. La mise en œuvre des conceptions de pentes dans Tableau -161 nécessitera une équipe dédiée, des procédures et des systèmes solides, ainsi qu'une capacité d' . Elle exigera un haut niveau de compétence de la part de l'équipe minière en matière de dynamitage périphérique, de dégagement, de soutènement, de dépressurisation et de surveillance des mouvements de pente.

Commenté [sa1]: Je ne vois aucune référence à ce tableau dans le corps du rapport.

Tableau -161 : Angles de pente recommandés pour l'exploitation à ciel ouvert du projet Troilus1, 2, 3, 4, 6

Fosse	Domaine	Paroi	Angle effectif de la face du banc (°)	Largeur effective de la prise (m)	Angle de pré-fissure de conception (°)	Largeur de la plate-forme de capture (m)	Angle de pente entre les rampes (°)	Angle de pente maximal global (°)	Approche de dépressurisation4	Exigences en matière de soutien au sol5
Tous	NA	Surcharge	2,5 (H) : 1 (V)	7	NA	NA	3 (H) : 1 (V)	NA	NA	NA
J	III-A	Nord-est (210° - 320°)	45	8,5	60	16,9	35,[17]	NA	Dépressurisation passive	1 boulon/200 m2
	III-A	Vers le haut au nord de l'est (210° - 320°)	56	8,5	68	14	42,[27]	NA	Dépressurisation passive	1 boulon/50 m2
	III et III-B	Est (210° - 320°)	63	8,5	6	10,6	4[7],0	NA	Dépressurisation passive	1 boulon/200 m2
	I-A	Nord-ouest (90° - 135°)	6	7,5	90	15,6	Jusqu'à 100 m = 56,6 ° Jusqu'à 150 m = 52 °	[439]	Dépressurisation passive	1 boulon/200 m2
	I	Sud-ouest (90° - 135°)	74	7,5	90	13	Jusqu'à 150 m = 56,6 °	[439]	Dépressurisation passive	1 boulon/200 m2
	I	Côté sud-ouest (90° - 135°)	74	7,5	90	13	Jusqu'à 150 m = 56,6 °	[459]	Dépressurisation améliorée	1 boulon/200 m²
	II	Nord (135° - 210°)	74	7,5	90	13,2	56,6	NA	Dépressurisation passive	1 boulon/200 m2
	IV	Sud (320° - 90°)	72	7,5	90	14	55	NA	Dépressurisation passive	1 boulon/200 m2
87	I	Ouest (80° - 140°)	68	7,5	90	15,6	Jusqu'à 150 m = 56,6 ° Jusqu'à 200 m = 52 °	[418]	Dépressurisation passive	1 boulon/1000 m²
	I	Upside pour l'Ouest	74	7	90	13	Jusqu'à 200 m = 56,6 °	[43]	Dépressurisation améliorée	1 boulon/200 m2
	III	Nord-ouest (140° - 205°)	75	7	90	12,9	57,2	NA	Dépressurisation passive	1 boulon/1500 m2
	IV	Nord-est (205° - 265°)	66	7,5	90	16,4	50,6	NA	Dépressurisation passive	1 boulon/300 m2
	V	Est (265° - 000°)	60	8,5	65	10,7	4[5],0	NA	Dépressurisation passive	1 boulon/200 m2
	VI	Sud (000° - 80°)	7	7,5	90	14,4	54,2	NA	Dépressurisation passive	1 boulon/100 m2

Tableau 16-1 (suite) : Angles de pente recommandés pour les fosses à ciel ouvert du projet Troilus1, 2, 3, 4, 6

Fosse	Domaine	Paroi	Angle effectif de la face de la banquette (°)	Largeur effective de la plate-forme de capture (m)	Angle de pré-fissuration nominal (°)	Largeur de la plate-forme de réception (m)	Angle de pente entre les rampes (°)	Angle de pente global maximal (°)	Approche de dépressurisation4	Exigences en matière de soutien au sol
SW10	I	Ouest (090° - 200°)	7	7,5	90	14,8	Jusqu'à 150 m = 53,5	[459]	Dépressurisation passive	1 boulon/1000 m2

	I	Avantage pour l'ouest (090° - 200°)	[748]	7	90	13	Jusqu'à 200 m = 56,6	[489]	Dépressurisation améliorée	1 boulon/200 m2
	II	Nord (130° - 265°)	68	7,5	90	15,6	52	NA	Dépressurisation passive	1 boulon/200 m2
	III	Est (265° - 000°)	68	8,5	73	10,5	50,3	NA	Dépressurisation passive	1 boulon/100 m2
	IV	Sud (000° - 090)	7	7,5	90	14,8	53,5	NA	Dépressurisation passive	1 boulon/200 m2
X22		Sud-est	5	8,5	[5011]	8,5	38,[3]	NA	Dépressurisation passive	1 boulon/200 m2
		Nord-Ouest	72	7,5	90	14	55	NA	Dépressurisation passive	1 boulon/200 m²
		Sud-ouest	70	7,5	90	14,8	53,5	NA		1 boulon/200 m2

Remarques

1) Configuration du banc : Banc double - 2 x 10 m
2) Intégrer une voie de transport ou une largeur supplémentaire de 15 m pour un banc géotechnique sous les pentes de 200 à 250 m de haut afin de découpler les pentes ou si la conception de la paroi ouest ne répond pas aux critères de hauteur maximale provisoire ou d'angle de pente global.
3) Éviter les formes convexes et intégrer une transition dans la partie la plus escarpée.
4) L'objectif de dépressurisation améliorée est un niveau phréatique situé à 40 m derrière le mur et l'hypothèse de dépressurisation passive (scénario de base) est de 15 m derrière le mur.
5) À des fins de planification, supposez des boulons d'ancrage de 6 m de long et de 50 tonnes. L'optimisation de l'inclinaison de la pré-fracturation peut être nécessaire pour limiter les besoins en soutènement.
6) Pour les parois en phase, ajoutez 3 m à la largeur de la banquette de captage.
7) Des ajustements locaux de la conception de la pente peuvent être nécessaires lorsque des micro-plissements non pris en compte dans l'interprétation actuelle apparaissent. Lorsque la foliation semble constituer le principal contrôle structurel, le BFA effectif doit être ajusté pour suivre l'angle d'inclinaison de la foliation.
8) Pour une hauteur maximale de pente de 450 m.
9) Pour une hauteur de pente maximale de 300 m.
10) La BFA effective envisagée pour la conception de la partie supérieure de la paroi ouest est considérée comme très agressive sur la base des informations actuellement disponibles pour la fosse SW. Cette conception ne doit pas être mise en œuvre sans recueillir des informations géotechniques supplémentaires afin de confirmer la qualité de la roche dans cette paroi.
11) Sera excavé à l'aide d'un dynamitage contrôlé afin de casser proprement le long des structures.

16.2.2 Travaux géotechniques futurs d'

Après discussion avec Troilus, il a été décidé d'exclure la fosse SW de l'étude de terrain de 2023, car on pensait à l'époque que cette fosse serait exploitée en dernier. La fosse SW devrait désormais être exploitée au cours des premières années d'exploitation. Les discussions sur l'incertitude des données relatives à la fosse SW sont incluses dans le rapport de conception de la pente de la fosse pour cette fosse. Il est recommandé de procéder à des forages géotechniques supplémentaires dans cette fosse, en mettant l'accent sur la caractérisation des structures. En l'absence de données, une conception prudente a été recommandée pour cette fosse.

Poursuivre la collecte de données structurelles orientées dans les trous d'exploration. Les données sur la foliation près des parois est seront essentielles pour comprendre le plissement local afin de planifier les ajustements locaux de la conception de la fosse. Étudier la forte variation de l'orientation de la foliation observée entre les trous d'exploration situés à proximité les uns des autres lorsque des changements limités sont observés dans un même trou.

Au cours de la conception détaillée, revoir la séquence d'exploitation afin de s'assurer que le risque de débordement est maîtrisé et que l'exploitation ne se fera jamais simultanément sur deux niveaux d'une même paroi. De plus, aucune infrastructure critique ne doit être située à moins de 60 m de la crête de la paroi ouest de la fosse 87 afin de permettre le déchargement de la crête si le banc inférieur est considéré comme instable avec la conception actuelle.

Prévoyez l'équipement, la main-d'œuvre, les retards et les coûts associés à d'excellentes pratiques de protection et de surveillance des parois, ainsi qu'à l'installation d'un soutènement complet décrit dans la section précédente. Prévoyez une surveillance par radar des parois ouest où l'ordre d'exploitation entre les phases permettra de développer les parois les plus hautes.

16.3 Mine à ciel ouvert

16.3.1 Importation du modèle géologique

Les estimations des ressources pour 2023 pour les gisements 87 et SW ont été réalisées à l'aide du logiciel Geovia Surpac pour les domaines de minéralisation et la modélisation en blocs, tandis que Leapfrog Geo et Edge ont été utilisés pour les gisements J et X22. Les modèles 87, J et X22 ont été combinés en un seul modèle en blocs pour la zone nord du projet. Des fichiers au format CSV ont été créés pour l'ensemble des modèles en blocs afin d'être utilisés dans les tâches de planification de la mine à ciel ouvert.

Les détails du cadre des deux modèles de blocs à ciel ouvert sont présentés dans Tableau16 -2. Les éléments importants du modèle de planification minière pour les modèles SW et North sont présentés respectivement dans 16 s du tableau -3 et 16 du tableau -4. Les modèles miniers créés par AGP dans Hexagon MinePlan® comprennent des éléments supplémentaires à des fins de planification minière. MinePlan® a été utilisé pour la partie minière de l'étude de faisabilité, en utilisant leurs outils de génération de coques Lerchs Grossman (LG), de conception de fosses et de décharges et de planification minière. Seules les ressources indiquées ont été utilisées pour la conversion en réserves dans l'étude de faisabilité. Aucune ressource mesurée n'a été déclarée dans les modèles fournis.

Tableau16 -2 : Cadre du modèle à ciel ouvert s

Description du cadre	Modèle SW Valeur	Modèle nord Valeur
Fichier MinePlan® 10 (fichier de contrôle)	sw2310.dat	np2310.dat
Fichier MinePlan® 15 (fichier modèle)	sw2315.m01	np2315.m01
Origine X (m)	8 400	8 730
Origine Y (m)	7 650	11 600
Origine Z (m) (max)	5500	550
Rotation (degrés dans le sens horaire)	0	0
Nombre de blocs dans la direction X	4	454
Nombre de blocs dans la direction Y	870	92
Nombre de blocs dans la direction Z	2	20
Taille du bloc X (m)	5	5
Taille du bloc Y (m)	5	5
Taille du bloc Z (m)	5	5

16 s du tableau -3 : SW Modèle Description des éléments

Nom du champ	Min				Commentaires
ROCK	0	999	1	-	Types de roches
DEN	0	9	0,01	t/m3	Densité apparente
AU	0	99	0,001	g/t	Teneur en or
AG	0	99	0,001	g/t	Teneur en argent
Cu	0	9	0,0001		Teneur en cuivre
CLASSE	0	9	1	-	Classe de ressource (1 = mea, 2 = ind, 3 = inf, 4 = non classé, 9 = par défaut)
LITH	0	99	1	-	Lithologie
TOPO	0	10	0,01		Pourcentage en dessous de la topographie
RTYPE	1	1	1	-	Code Rocktype (1 = morts-terrains, 2 = remblai, 3 = roche en place)
RSCOD	-	9	1	-	Restriction minière 3D, utilisée pour TSF décalage de 30 m
PIT	0	9	1	-	Numéro de fosse, 3 = fosse SW (pour les calculs NSR)
MCO35	0	9	0,01	C$/t	Coût d'extraction du minerai pour l'optimisation de la fosse
MCW35	0	9	0	C$/t	Coût des déchets miniers pour l'optimisation de la fosse
NSR3	0	99	0	C$/t	NSR pour les fosses MI avec teneurs in situ
DAU	0	99	0	g/t	teneur en or diluée
DCU	0	9	0,0001		teneur en cuivre diluée
DAG	0	99	0	g/t	teneur en argent diluée
BLOKT	0	999	0	t	Tonnes de blocs in situ
DTON	0	999	0,01	t	Tonnelles en bloc diluées
DDEN	0	99	0,001	g/cc	Densité apparente diluée
OWFL	0	1	1	-	Indicateur de dilution des déchets miniers, où 0 = déchets et 1 = minerai
NSR3D	0	99	0	C$/t	NSR pour les fosses MI avec teneurs diluées
VLT3	0	99	0	C$/t	Valeur par tonne selon la méthode NSR3D
VLB3	-9999	100000	1	C	Valeur nette du bloc selon NSR3D

DISC	0	1	0,001	-	Facteur de réduction en fonction de la profondeur
SWMET	0	30000	1	-	Valeurs d'échantillon de métal, 800 kg = valeur par défaut, sinon 3000 kg

16 du tableau -4 : Description des éléments du modèle North (87, J et X22)

Nom du champ	Min		Préc	Unités	
DEN	0	9	0,01	t/m3	Densité apparente
AG	0	99	0,0001	g/t	Teneur en argent
AU	0	99	0,0001	g/t	Teneur en or
CU	0	9	0		Teneur en cuivre
LITH	0	999	1	-	Lithologie
ROCHE	0	9999	1	-	Type de roche (1 = OB, 2 = remblai, 3 = ROCHE)
CLASSE	0	9	1	-	Classe de ressource (1 = mea, 2 = ind, 3 = inf, 4 = non classé, 9 = par défaut)
PIT	0	9	1	-	Numéro de fosse (pour les calculs NSR), 1 = J, 2 = 87, 4 = X22), 0 = air
TOPOR	0	100	0,01		Pourcentage sous la topographie (avant remblayage en J)
TOPO	0	100	0		Pourcentage en dessous de la topographie
RTYPE	0	9	1	-	Type de roche (1 = OB, 2 = remblai, 3 = ROCHE)
BFPCT	0	1	0		Pourcentage de blocs dans le remplissage J
WDPCT	0	10	0		Pourcentage de blocs dans les décharges sauvages
MCO35	0	9,99	0	C$/t	Coût d'extraction du minerai pour l'optimisation de la fosse
MCW35	0	9,9	0	C$/t	Coût des déchets miniers pour l'optimisation de la fosse
PENTE	0	9	1	-	Domaines de pente, où 1 = OB, 2 = BF ou WD, 31 = roche J, 32 = roche 87, 34 = roche X22
BLOKT	0	999	0,01	t	Tonnage des blocs sur site
OWFL	0	1	1	-	Indicateur de déchets miniers pour la dilution, où 0 = déchets et 1 = minerai
DTON	0	99	0	t	Tonnage en bloc dilué
DDEN	0	99	0,01	t/m3	Densité diluée
DAU	0	99	0,0001	g/t	Teneur en or diluée
DAG	0	99	0,0001	g/t	Teneur en argent diluée
DCU	0	9	0		Teneur en Cu diluée
PITM	0	9	1	-	Nombre de Pit ajusté (1 = J, 2 = 87, 3 = SW, 4 = X22), blocs topographiques corrigés
NSR4	0	999	0,01	C$/t	NSR pour MI pitshell avec teneurs in situ
NSR4D	0	999	0	C$/t	NSR pour gisement MI pitshell avec teneurs diluées
VLT4D	0	999	0	C$/t	Valeur par tonne selon la méthode NSR4D
VLB4D	-9999	100000	1	C	Valeur nette du bloc utilisant NSR4D
DISC	0	1	0,001	-	Facteur de réduction en fonction de la profondeur
SWMET	0	30000	1	-	Valeurs échantillonnées, 800 kg = valeur par défaut, sinon 3000 kg

16.3.2 Développement économique de la fosse

La taille finale de la mine à ciel ouvert et les possibilités de phasage ont été déterminées à l'aide de divers paramètres, notamment des estimations des coûts d'exploitation, de traitement et de G&A,

ainsi que des taux de récupération métallurgique, des pentes de la fosse et des hypothèses raisonnables sur les prix à long terme des métaux. AGP a collaboré avec le personnel de Troilus afin de sélectionner les paramètres de coûts d'exploitation appropriés pour les mines à ciel ouvert de Troilus.

Les pentes des parois pour l'optimisation de la fosse ont été basées sur l'évaluation discutée à la section 16.2. Les pentes ont été aplaties si nécessaire en raison de l'inclusion de rampes de transport. Les angles de pente globaux à utiliser dans les routines LG sont indiqués dans Tableau16 -5.

Tableau16 -5 : Pentes de la cuvette de la fosse

Carrière	Pente	Azimut de départ (degrés)	Matériau Type	Pente globale (degrés)	Hauteur (m)	Angle entre les rampes (degrés)	36,5 routes	Supplément accotements
J	Toutes les pentes		OB, remblai	17,5	90	21,8		1
	Est	357	Roche	43	395	47	1	1
	Sud	107	Bedrock	47	360	55	2	
	Ouest	237	Bedrock	46	415	52	2	
	Nord	282	Bedrock	49	360	57	2	
8	Toutes les pentes		OB, remblai	17,5	90	21,8		1
	Est	5	Roche	39	475	45	3	
	Sud	147	Bedrock	48	465	54	2	
	Ouest	227	Bedrock	44	460	52	3	
	Nord-ouest	287	Bedrock	48	470	57	3	
	Nord-est	352	Bedrock	43	475	51	3	
X2	Toutes les pentes		OB, remblai	17,5	90	21,8		1
	Nord-Ouest	267	Bedrock	46	200	55	1	1
	Sud-est	4	Bedrock	40	200	47	1	1
	Sud et Ouest	177	Bedrock	46	200	55	1	1
Sud-ouest	Toutes les pentes		OB, remblai	21,8		21,8		
	Est	5	Roche	41	280	50	2	1
	Sud	147	Bedrock	45	280	54	2	
	Ouest	237	Bedrock	47	280	56,5	2	
	Nord	347	Roche	47	280	52	1	

Les coûts d'exploitation sont des estimations basées sur les coûts estimatifs de l'équipement fournis par les fournisseurs et sur des études antérieures réalisées par AGP. Les coûts représentent ce qui est prévu comme coût combiné sur la durée de vie de la mine pour tous les types de matériaux vers les différents sites de déversement. Les coûts de traitement et une partie des coûts de G&A ont été établis par AGP en consultation avec le personnel de Troilus et de Lycopodium.

Les paramètres utilisés sont indiqués dans Tableau16 -6. Sauf indication contraire, les coûts et les revenus sont exprimés en dollars américains pour la détermination de la structure de la fosse. Les estimations des coûts d'exploitation minière sont basées sur l'utilisation de camions de 227 tonnes et

sur une configuration approximative des décharges de stériles afin de déterminer les transports supplémentaires pour l'alimentation du broyeur et les stériles. Le cuivre, l'or et l'argent sont les principaux éléments utilisés dans le calcul des revenus.

Les conditions de fusion et les hypothèses de récupération sont basées sur la création d'un concentré de cuivre en vrac spécifique pour chaque fosse. Les teneurs cibles en concentré de cuivre pour les fosses J, 87, X22 et SW dans cette étude étaient respectivement de 15 %, 18 %, 15 % et 16 % lorsque la teneur en cuivre de l'alimentation était inférieure ou égale à 0,15 %. Lorsque la teneur en cuivre de l'alimentation était supérieure à 0,15 %, les teneurs cibles en cuivre des concentrés pour les fosses J, 87, X22 et SW dans cette étude étaient respectivement de 18 %, 22 %, 18 % et 20 %.

Tableau16 -6 : Paramètres économiques des fosses (en dollars américains, sauf indication contraire)

Description **Taux de change CAD**	**Unités** **$ US =**	**Valeur** **1,30**		
Prix des métaux		**Cuivre**	**Or**	**Argent**
Prix	$/oz	3,50	1550,00	20
Redevance	%	1,0	1,0	1,0
Dore				
À payer	%		99	99,0
Coût de vente	$/oz		12,00	1,00
Conditions de fonte, raffinage et transport				
À payer	%	96,6	98,0	97,0
Déduction minimale	unité, g/dmt	1,1	2	20
Participation (sur les bénéfices)	%	100	100	100
Charge de fusion	$/dmt	99,00		
Raffinage	$/oz, $/lb	0,099	5,00	0,50
Teneur en humidité du concentré	%	8		
Pertes de transit	%	0,5	0	0
Coût du transport par camion des concentrés	$/wmt	92,27		
Coût du concentré au port	$/wmt	20,00		
Frais d'expédition du concentré	$/wmt	65,00		
Informations métallurgiques				
		Cuivre	**Or**	**Argent**
Teneur en métal pur (TG)		%	g/t	g/t
Zone J		0,0050	0,0320	0,1030
Zone SW		0,0045	0,0630	0,1285
87 zone		0,0050	0,0290	0,0275
Zone X22		0,0050	0,0320	0,1030

Récupération par gravité (GR)		Cuivre	Or	Argent
Zone J	%	0	33,18	33,18
Zone SW	%	0	22,48	22,48
87 zone	%	0	36,33	36,33
Zone X22	%	0	30,66	30,66
Teneur en cuivre concentré		**Teneur en cuivre de l'alimentation**	**Teneur en cuivre du concentré**	
		Valeur de coupure	<= cutover	> seuil de coupure
Zone J	%	0,15	15	18
Zone SW	%	0,15	16	20
87 zone	%	0,15	18	22
Zone X22	%	0,15	15	18
Pertes pour le circuit Gravity	%	0,025		
Coût de l'électricité				
Coût de l'électricité	C$/kWh	0,035		
Coût du combustible				
Coût du carburant diesel sur le site	C$/ l	1,66		
Coût d'exploitation minière *				
Taux de base – 5 360 m d'altitude		**Zones J et X22**	**Zone 87**	**Sud-ouest**
Déchets	C$/t déplacée	2,15	1,99	2,01
Alimentation de l'usine	C$/t déplacée	2,29	2,10	2,37
Taux différentiel - en dessous de 5360 m				
Déchets	C$/t déplacée/ 10 m de banc	0,039	0,041	0,036
Alimentation du broyeur	C$/t déplacée/ 10 m de banc	0,036	0,029	0,028
Transformation et G&A				
Coût de traitement	C$/t de minerai broyé	8,02		
Coût G&A	C$/t de minerai broyé	1,94		
Processus + G&A	C$/t de minerai broyé	9,96		

* coûts d'exploitation basés sur l'utilisation de 227 camions de transport

Des coques de fosse LG imbriquées ont été générées afin d'examiner la sensibilité aux prix des métaux, avec des prix de référence de 1 550 $ US/oz d'or, 3,50 $ US/lb de cuivre et 20,00 $ US/oz d'argent. Cette analyse a été réalisée afin de mieux comprendre le gisement et de mettre en évidence les opportunités potentielles dans le processus de conception à suivre. Les ressources indiquées diluées ont été utilisées dans l'analyse finale. Le rendement net de fonderie (NSR) a été modifié en appliquant des facteurs de revenu de 0,10 à 1,20 par incréments de 0,05, afin de générer un ensemble de coques LG imbriquées. L'ensemble de facteurs de revenu choisi donne un prix de l'or équivalent variant de 150

$ US/oz à 1 800 $ US/oz. Tous les autres paramètres ont été fixés. Les coques imbriquées obtenues aident à visualiser les points de rupture naturels du gisement et à sélectionner les coques qui serviront de guide pour la conception des phases. Le bénéfice net avant capital pour chaque fosse a été calculé sur une base non actualisée pour chaque coque de fosse en utilisant les prix de base ci-dessus. Les tonnages de minerai alimentant l'usine/les déchets et le bénéfice net ont été représentés graphiquement en fonction du prix équivalent de l'or et sont présentés dans les figures suivantes.

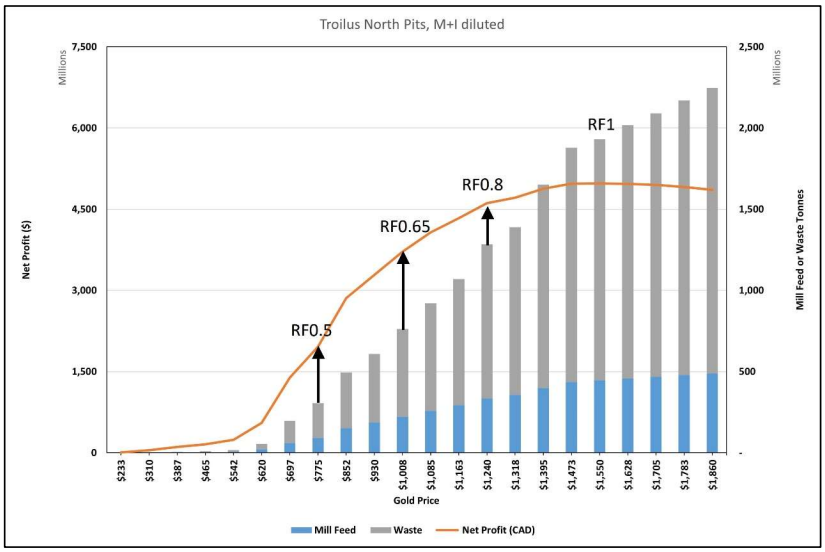
Le graphique représentant le rapport entre le bénéfice et le prix des fosses nord (J, 87 et X22) est présenté à Figure -161 . Les trois fosses ont été exploitées conjointement afin de tirer parti des avantages du décapage partagé dans les fosses adjacentes. À chaque augmentation progressive du tonnage de stériles et, dans une moindre mesure, du tonnage traité, le bénéfice net non actualisé a également augmenté. Dans le cas du premier point de rupture indiqué à 775 $ US/oz Au, le tonnage cumulé de déchets est de 214 Mt, avec un tonnage d'alimentation du broyeur correspondant de 91 Mt, soit un ratio de décapage de 2,3:1. Le bénéfice net a également augmenté au-delà de ce point, ce qui montre qu'il était encore possible d'obtenir de la valeur en optant pour un prix plus élevé du métal ou une phase supplémentaire. Ce point de rupture représentait 39 % de la valeur nette d'une fosse à 1 500 $/oz, mais avec seulement 14 % des déchets de la coque de fosse plus grande.

Le deuxième point d'équilibre était de 1 008 $/oz Au. Le tonnage de déchets supplémentaire par rapport au premier point d'équilibre est de 325 Mt, avec une augmentation correspondante de la teneur de la charge d'usine de 132 Mt, soit un ratio de décapage de 2,5:1. La valeur cumulée des deux premiers points de rupture représentait 75 % de la valeur de la fosse à 1 500 $ l'once d'or, mais avec seulement 36 % des déchets de la fosse plus grande.

Le troisième et dernier seuil de rentabilité était fixé à 1 240 $ US/oz Au. Le tonnage de stériles supplémentaire par rapport au deuxième seuil de rentabilité est de 623 Mt, avec une augmentation correspondante de la charge d'alimentation de l'usine de 203 Mt, soit un ratio de décapage de 3,1:1. La valeur cumulée des trois premiers points de rupture représentait 93 % de la valeur de la fosse à 1 500 $ US/oz Au, mais avec seulement 64 % des mouvements de stériles requis pour la fosse plus grande.

La dernière fosse s'étendait sur toute la longueur des gisements et permettait une largeur d'exploitation raisonnable pour les premières phases, le cas échéant. La valeur potentielle supplémentaire des fosses plus grandes a été jugée insuffisante pour couvrir l'actualisation du calendrier. Une attention particulière devait être accordée à l'accès des routes de transport à chacune des phases à différentes altitudes.

Figure -161 : North Pits Profit vs. Price by Pit Shell

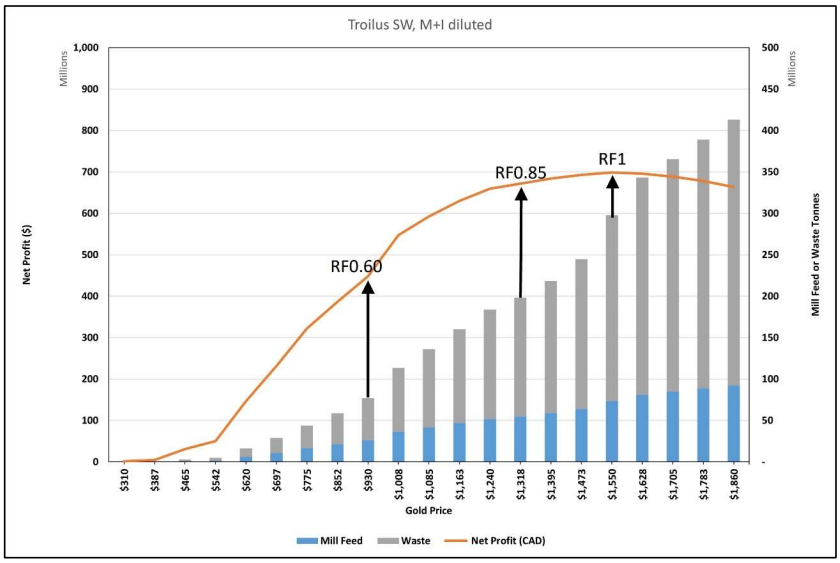


Source : AGP (2024)

Le graphique représentant le bénéfice de la fosse SW en fonction du prix est présenté à Figure -162Figure -161 et illustre différents points de rupture dans les coquilles de fosse. Une restriction a été imposée à l'optimisation de la fosse afin que les gisements ne puissent pas s'étendre à moins de 30 mètres de la base prévue de l'installation de stockage des résidus. Dans le cas du premier point de rupture indiqué à 930 $ US/oz Au, le tonnage cumulé de stériles est de 50,6 Mt, avec un tonnage d'alimentation de l'usine correspondant de 26,4 Mt, soit un ratio de décapage de 1,9:1. Le bénéfice net a également augmenté au-delà de ce point, ce qui montre qu'il était encore possible d'obtenir une plus-value en optant pour un prix plus élevé du métal ou une phase supplémentaire. Ce point de rupture représentait 64 % de la valeur nette d'une fosse à 1 500 $/oz, mais seulement 23 % des déchets de la coque de fosse plus grande.

Le prochain point de rupture significatif était à 1 318 $ US/oz Au. Le tonnage de déchets supplémentaire par rapport au premier point de rupture est de 93,0 Mt, avec une augmentation correspondante du tonnage alimentant l'usine de 28,3 Mt, soit un ratio de décapage de 3,3:1. Cette enveloppe de fosse a été utilisée pour la conception de la phase 2, ou fosse définitive. La valeur cumulative de l'enveloppe de fosse finalement sélectionnée représentait 96 % de celle de l'enveloppe de fosse à 1 500 $ US l'once d'or, mais ne nécessitait que 64 % du déplacement de stériles de la fosse plus grande. Cette enveloppe de fosse couvrait toute la longueur du gisement et permettait une largeur d'exploitation raisonnable dès la phase 1. La valeur potentielle supplémentaire des enveloppes de fosse plus grandes a été jugée insuffisante pour couvrir l'actualisation du calendrier.

Figure -162 : SW Pit Profit vs. Price by Pit Shell



Source : AGP (2024)

16.3.3 Dilution

Les modèles de ressources de la fosse nord et de la fosse sud-ouest ont été fournis sous forme de blocs entiers. Les modèles de blocs entiers signifient que pour tout bloc donné, celui-ci est acheminé soit vers l'alimentation du broyeur, soit vers les stériles. La taille des blocs dans chacun des modèles était de 5 m sur 5 m en plan et de 5 m de haut. L'approche utilisée pour appliquer la dilution externe de manière appropriée est décrite dans les sous-sections suivantes.

Les couches de dilution sont prises en compte autour d'un bloc d'alimentation de l'usine si celui-ci est en contact avec des blocs de stériles voisins. La première étape de cette méthode a consisté à définir les blocs d'alimentation de l'usine et les blocs de stériles. Une valeur de coupure NSR de 9,96 $ CA/t a été utilisée pour définir les blocs d'alimentation de l'usine, où seuls les blocs mesurés et indiqués seraient pris en compte. Dans ces modèles, il n'y avait pas de blocs mesurés. Cette valeur de coupure NSR représente la coupure marginale, car elle inclut la somme des coûts de traitement et des coûts G&A. La deuxième étape consiste à déterminer le nombre de contacts avec les déchets voisins pour chaque bloc d'alimentation du broyeur. Pour chaque déchet voisin, un tonnage et une teneur de dilution sont appliqués au bloc d'alimentation du broyeur en fonction de l'épaisseur de la peau de dilution spécifiée. La troisième étape consiste à réduire le tonnage dans les blocs de déchets voisins afin d'éliminer le matériau diluant.

Le matériau de dilution est ajouté au bloc d'alimentation du broyeur parent et retiré en conséquence dans les blocs de déchets voisins afin d'obtenir un équilibre matière. Pour la méthode par blocs, le modèle dilué comprend une densité diluée révisée et des teneurs en métal pour tous les blocs.

Dilution du modèle SW

Le modèle de ressources fourni pour le gisement SW était un modèle de blocs entiers et de teneurs qui comprenait une certaine dilution interne. Cela signifie que la teneur des filaires a été diluée sur le volume total du bloc afin d'obtenir une teneur de bloc diluée et lissée.

Le modèle géologique avait été créé à l'aide de filaires de teneur avant d'attribuer la teneur à un bloc entier. AGP estimait que cela ne reflétait pas correctement le degré de dilution auquel on pouvait s'attendre dans le cadre d'une pratique minière normale, même avec un équipement plus sélectif.

AGP estimait également que la dilution par contact jouerait un rôle dans les matériaux envoyés à l'usine. La taille du bloc dans le modèle a été examinée, ainsi que l'épaisseur des zones minéralisées, afin de déterminer le degré de dilution approprié pour le gisement SW. Une épaisseur de peau de dilution de 0,4 m a été utilisée pour SW, ce qui a donné une charge d'usine diluée contenant 9,0 % de tonnes en plus et des teneurs en or inférieures de 6,8 % par rapport au résumé de la charge d'usine in situ. AGP a jugé cette dilution acceptable en raison de l'étroitesse des zones minéralisées exploitées.

Dilution du modèle nord

Le modèle de ressources fourni pour le gisement nord (zones 87, J et X22) était également un modèle de blocs entiers et de teneurs qui inclut une certaine dilution interne. Comme pour le modèle SW, AGP a estimé que cela ne reflétait pas correctement le degré de dilution auquel on pourrait s'attendre dans le cadre d'une exploitation minière normale, même avec un équipement plus sélectif.

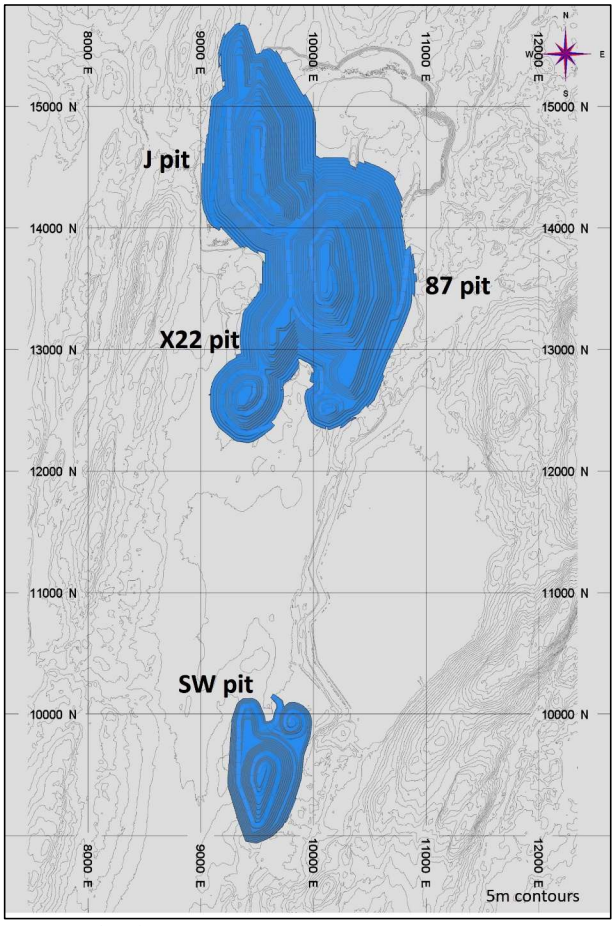
AGP a également estimé que la dilution par contact jouerait un rôle dans les matériaux envoyés à l'usine. La taille du bloc dans le modèle a été examinée, ainsi que l'épaisseur des zones minéralisées, afin de déterminer le degré de dilution approprié pour les gisements nord. Une épaisseur de peau de dilution de 0,4 m a été utilisée pour les gisements nord, ce qui a donné une charge d'usine diluée contenant 6,2 % de tonnes en plus et des teneurs en or inférieures de 4,6 % par rapport au résumé de la charge d'usine in situ. AGP a jugé cette dilution acceptable en raison de l'étendue des zones minéralisées exploitées.

16.3.4 Conception des fosses

Figure -163Des conceptions de fosse ont été élaborées pour les zones J, 87, X22 et SW. L'emplacement des fosses est indiqué dans le document « » (Document de conception de la mine de cuivre de la mine de cuivre de la mine de cuivre

vue d'une exploitation précoce et d'un développement par phases. Toutes les fosses ont été développées avec des hauteurs de gradins de 10 m.

Figure -163 : Emplacement des fosses



Source : AGP (2024)

Tableau -167 . Les paramètres correspondent bien aux pentes finales des fosses J et 87 précédemment exploitées.

Tableau -167 : Critères de pente pour la conception des fosses

Fosse	Pente	Azimut de départ (degrés)	Matériau Type	IRA (degrés)	BFA (degrés)	Hauteur entre les bermes (m)	Largeur du banc de réception (m)
J	Toutes les pentes		OB, remblai	21,8	55	10	18,00
	Est	357	Bedrock	47	68	20	10,60
	Sud	107	Bedrock	55	85	20	12,25
	Ouest	237	Bedrock	52	85	20	13,88
	Nord	282	Bedrock	57	85	20	11,45
8	Toutes les pentes		OB, remblai	21,8	5	10	18,00
	Est	52	Bedrock	45	65	20	10,70
	Sud	147	Bedrock	54	85	20	12,65
	Ouest	227	Bedrock	52	85	20	13,85
	Nord-Ouest	287	Bedrock	57	85	20	11,15
	Nord-est	352	Bedrock	51	85	20	14,65
X22	Toutes les pentes		OB, remblai	21,8	55	10	18,00
	Nord-ouest	267	Bedrock	55	85	20	12,25
	Sud-est	47	Bedrock	47	68	20	10,60
	Sud et Ouest	177	Bedrock	55	85	20	12,25
Sud-ouest	Toutes les pentes		OB, remblai	21,8	55	10	18,00
	Est	52	Bedrock	50	68	2	8,50
	Sud	147	Bedrock	54	70	20	7,50
	Ouest	237	Bedrock	56,5	74	20	7,50
	Nord	347	Roche	52	68	20	7,5

Remarque : hauteur des bancs de 10 m pendant l'exploitation minière

Le dimensionnement des équipements pour les rampes et les bancs de travail est basé sur l'utilisation de camions à benne rigide de 227 tonnes. La largeur d'exploitation utilisée pour les camions est de 8,6 m. Cela signifie que la largeur d'accès à voie unique est de 27,8 m (2 fois la largeur d'exploitation plus l'accotement et le fossé) et que la largeur à double voie est de 36,5 m (3 fois la largeur d'exploitation plus l'accotement et le fossé). Les pentes des rampes sont de 10 % pour les fosses et de 8 % pour les décharges. Les bancs de travail ont été conçus pour une largeur d'exploitation minimale de 35 à 40 m sur les pushbacks.

Comme les pentes des routes de transport dépassent 5 %, des voies de dégagement ou des barrières de ralentissement devront être intégrées dans les conceptions à mesure que le projet avancera vers des études plus détaillées.

Les tonnes et la teneur pour les phases de fosse prévues sont indiquées dans Tableau -168 en utilisant les tonnes et la teneur diluées des modèles et un taux de récupération minière de 98 % pour tenir compte des pertes supplémentaires d'alimentation du broyeur.

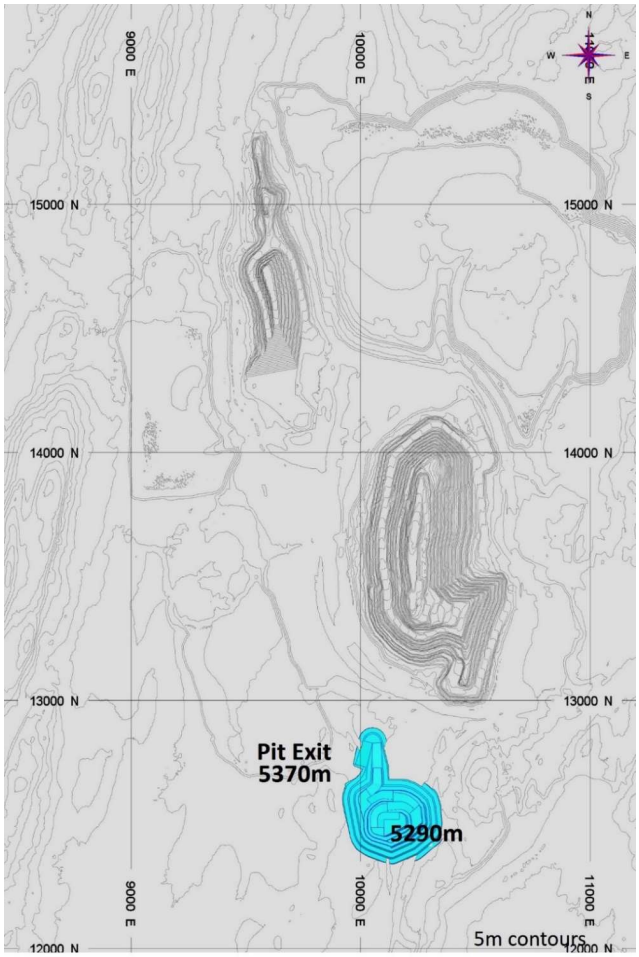
Tableau -168 : Tonnes et teneurs des phases de la fosse

Fosse	Phase	Minerai	Au	Cu	Ag	NSR	Déchets	Total	Bande
		(Mt)	(g/t)	(%)	(g/t)	(C$/t)	(Mt)	(Mt)	Ratio
J	1	74,4	0,45	0,06	0,91	29,53	153,0	227,4	2,1
	2	50,8	0,42	0,058	0,84	27,79	164,7	215,5	3,2
J Total		**125,2**	**0,44**	**0,058**	**0,88**	**28,82**	**317,7**	**442,9**	**2,5**
87	0	1,6	0,65	0,04	0,95	42,20	8,5	10,1	5,3
	1	31,6	0,55	0,062	1,17	37,09	139,3	170,9	4,4
	2	69,0	0,58	0,068	1,14	39,38	179,5	248,5	2,6
	3	63,9	0,52	0,055	1,08	34,26	272,0	335,9	4,3
87		**166,1**	**0,55**	**0,062**	**1,12**	**37,00**	**599,4**	**765,5**	**3,6**
X22	1	16,5	0,43	0,07	1,61	29,59	56,5	73,0	3,4
	2	20,0	0,40	0,047	0,79	25,48	53,1	73,0	2,7
X22 Total		**36,4**	**0,41**	**0,058**	**1,16**	**27,34**	**109,6**	**146,0**	**3,0**
SW	1	34,0	0,48	0,05	0,75	29,09	75,1	109,0	2,2
	2	17,9	0,52	0,035	0,78	30,67	69,2	87,1	3,9
SW Total		**51,9**	**0,49**	**0,045**	**0,76**	**29,64**	**144,3**	**196,1**	**2,8**
Troilus Total		**380**	**0,49**	**0,058**	**1,00**	**32,37**	**1 171**	**1 550**	**3,1**

87 Phase 0

La phase 0 du projet 87 est la première phase exploitée dans la fosse 87. Elle a été conçue pour faciliter la gestion de l'eau sur le site en permettant le stockage des eaux de surface excédentaires. Cette phase est exploitée entre 5 380 et 5 290 mètres d'altitude. Tous les accès aux déchets et à l'alimentation du broyeur se trouveront du côté nord de cette phase. La conception est illustrée à Figure -164 .

Figure -164 : 87 Conception de la phase 0

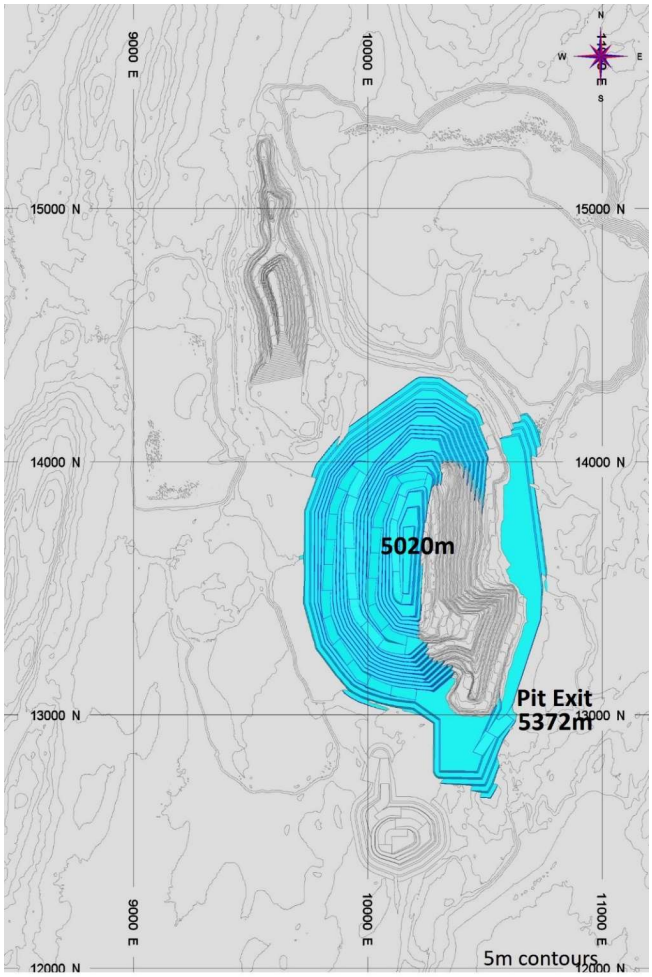


Source : AGP (2024)

87 Phase 1

La phase 1 du projet 87 est la première phase d'exploitation du corps principal du puits 87. Cette phase s'étend de 5 410 m à 5 020 m d'altitude. Tous les accès aux déchets et à l'alimentation du broyeur se trouveront du côté sud-est de cette phase. La conception est illustrée à l'adresseFigure -165 .

Figure -165 : Conception de la phase 1 du puits 87

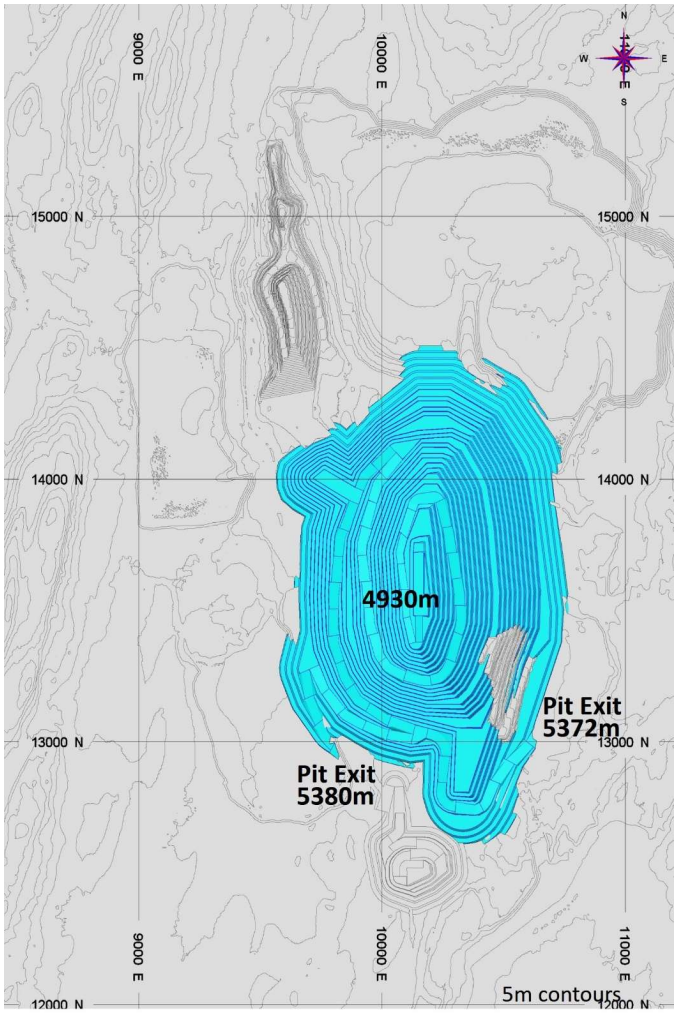


Source : AGP (2024)

87 Phase 2

La phase 2 de l'exploitation minière s'étend de 5 410 m à 4 930 m d'altitude. Tous les accès aux déchets et à l'alimentation du broyeur se trouveront du côté sud-ouest ou sud-est de cette phase. La conception est illustrée dansFigure -166 .

Figure -166 : Conception de la phase 2 du projet 87

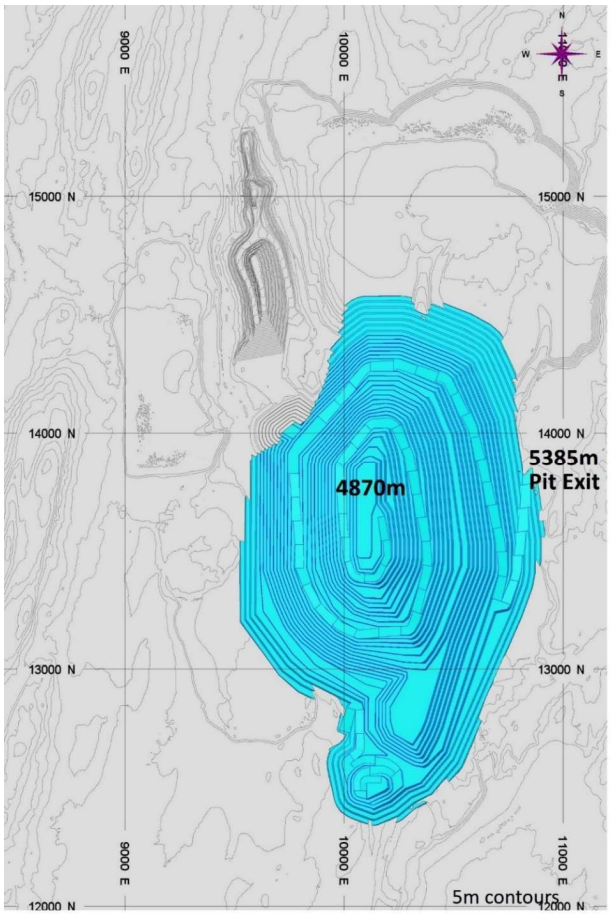


Source : AGP (2024)

87 Phase 3

La phase 3 est la dernière phase d'exploitation de la fosse 87. Elle s'étend de 5 420 m à 4 870 m d'altitude. Des sorties de fosse sont disponibles à l'ouest et à l'est de cette phase, ce qui offre une certaine flexibilité dans le choix des destinations. L'accès ouest est disponible en fonction de l'avancement de la fosse J pendant le calendrier. Les matériaux destinés au broyage utiliseront la sortie de fosse à l'est, près des stocks. La conception est illustrée à Figure -167 .

Figure -167 : 87 Conception de la phase 3

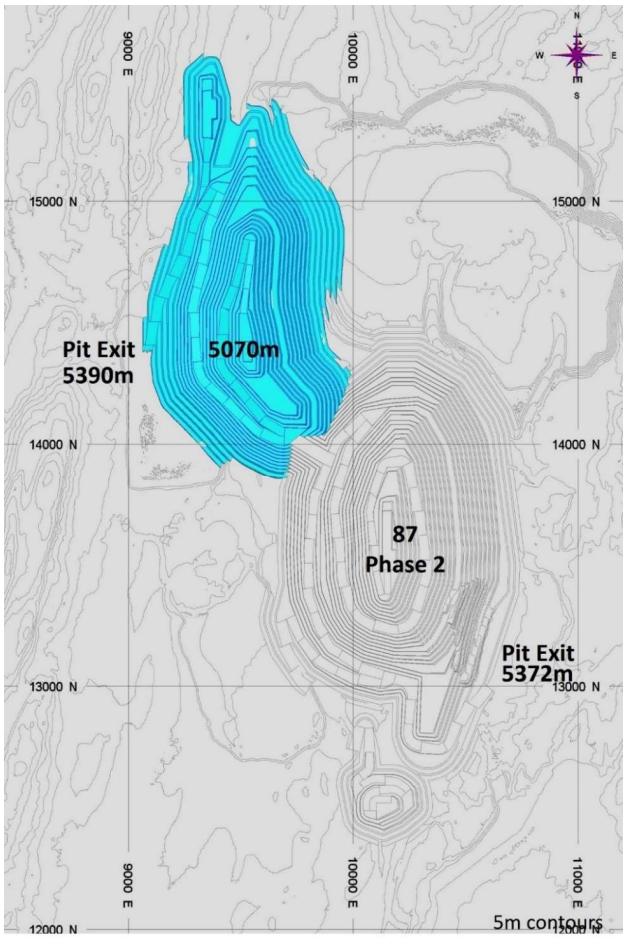


Source : AGP (2024)

Phase 1 du projet J

La phase J 1 est la première des deux phases exploitées dans la fosse J. Cette phase est exploitée de 5410 m à 5170 m d'altitude. L'alimentation du broyeur et la sortie de la fosse de déchets sont situées à l'ouest de la phase. Cette phase est reliée à la phase 87 2 à 5200 m d'altitude, ce qui permet également aux transports de sortir de la fosse 87 par le côté est. La conception est illustrée dansFigure -168 .

Figure -168 : Conception de la phase J 1

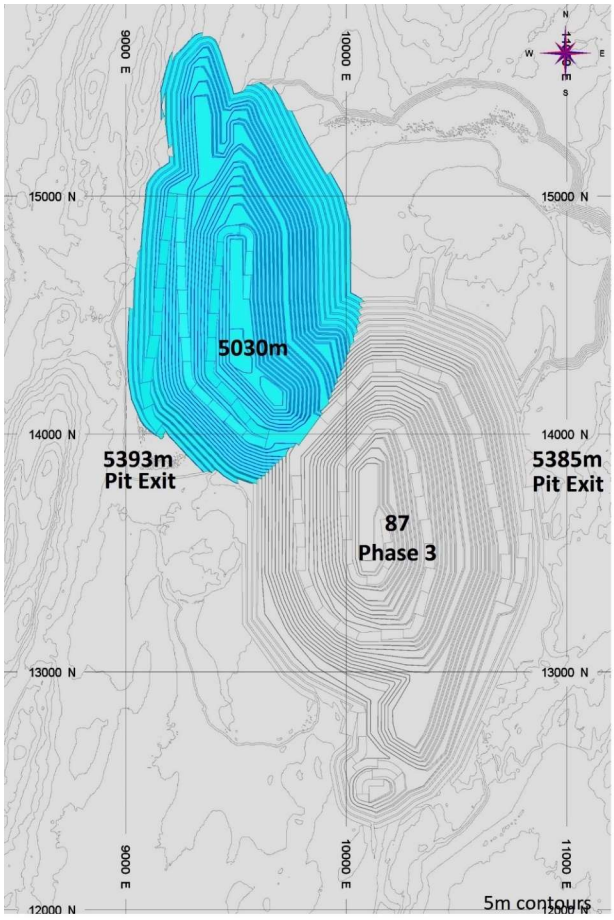


Source : AGP (2024)

Phase 2 du projet J

La phase 2 du puits J est la dernière phase d'exploitation du puits J. Cette phase s'étend de 5 410 m à 5 030 m d'altitude. L'alimentation du broyeur et la sortie du puits de déchets sont situées à l'extrémité sud de la phase. Cette phase est reliée à la rampe de transport de la phase 3 de la zone 87, à une altitude de 5 370 m, ce qui permet de raccourcir les trajets vers le concasseur et les stocks. Cette phase a nécessité l'exploitation de pentes moins raides dans les anciens terrils situés le long des parois sud-ouest et nord-est de la fosse. La conception est illustrée dans le document Figure -169).

Figure -169 : Conception de la phase J 2

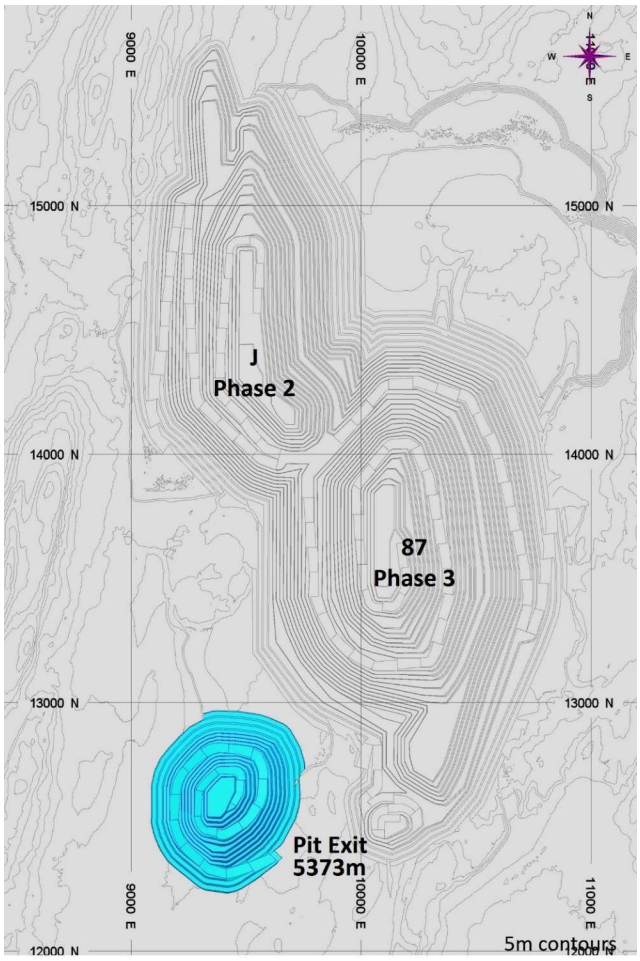


Source : AGP (2024)

X22 Phase 1

La phase 1 du X22 est la première des deux phases d'exploitation de la fosse X22. Cette phase est exploitée de 5 380 m à 5 170 m d'altitude. L'alimentation du broyeur et la sortie de la fosse de déchets sont situées à l'est de la phase. La conception est illustrée dansFigure -1610 .

Figure -1610 : Conception de la phase 1 du X22

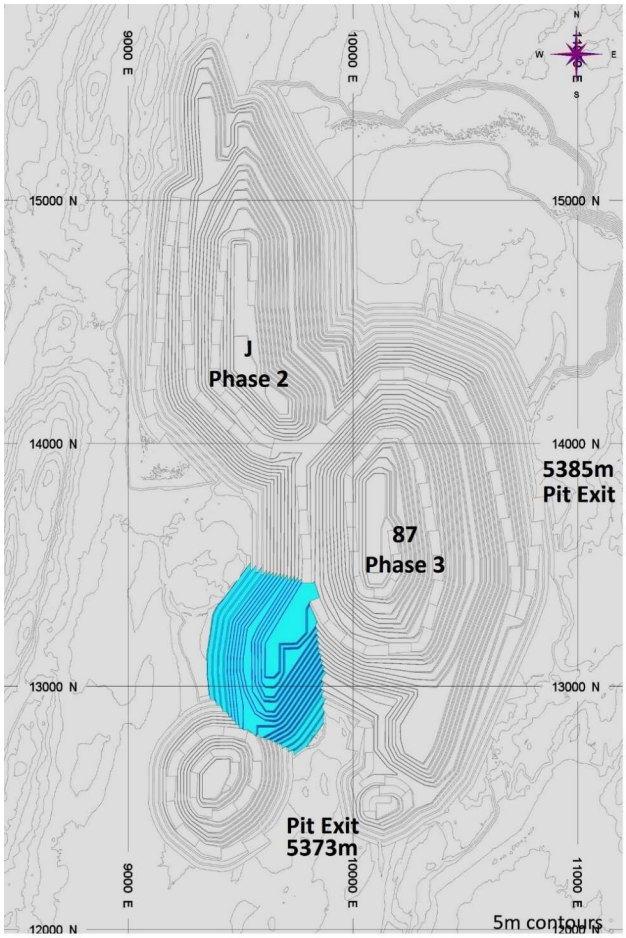


Source : AGP (2024)

Phase 2 du projet X22

La phase 2 du X22 est la dernière phase d'exploitation de la fosse X22. Cette phase est exploitée de 5 380 m à 5 130 m d'altitude. L'alimentation du broyeur et la sortie de la fosse de déchets sont situées à l'extrémité sud de la phase pour les bancs supérieurs. Cette phase est reliée à la rampe de transport de la phase 3 du 87 à 5 130 m d'altitude pour les bancs inférieurs. La rampe finale de cette phase est exploitée après avoir rejoint la rampe de transport de la phase 87. La conception est illustrée dansFigure -1611 .

Figure -1611 : Conception de la phase 2 de X22



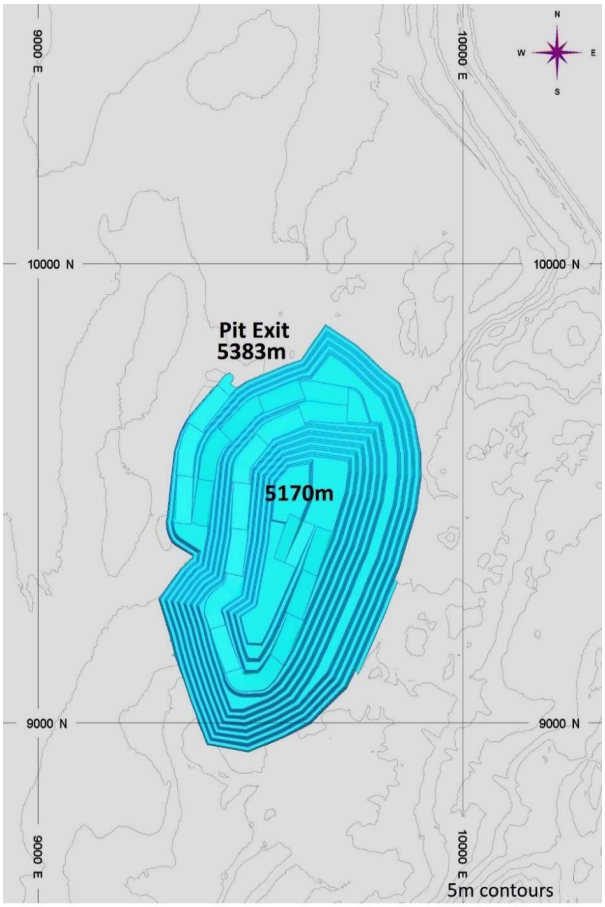
Source : AGP (2024)

Phase 1 du SW

La phase 1 SW est la première phase exploitée dans la fosse SW. Aucune exploitation minière n'a été effectuée auparavant à proximité du gisement SW. Cette phase est exploitée de 5390 m à 5170 m d'altitude. L'alimentation du broyeur et la sortie de la fosse de déchets sont situées à l'extrémité nord

de la phase, ce qui convient bien à l'emplacement du broyeur au nord. La conception est illustrée à Figure -1612 .

Figure -1612 : Conception de la phase 1 SW

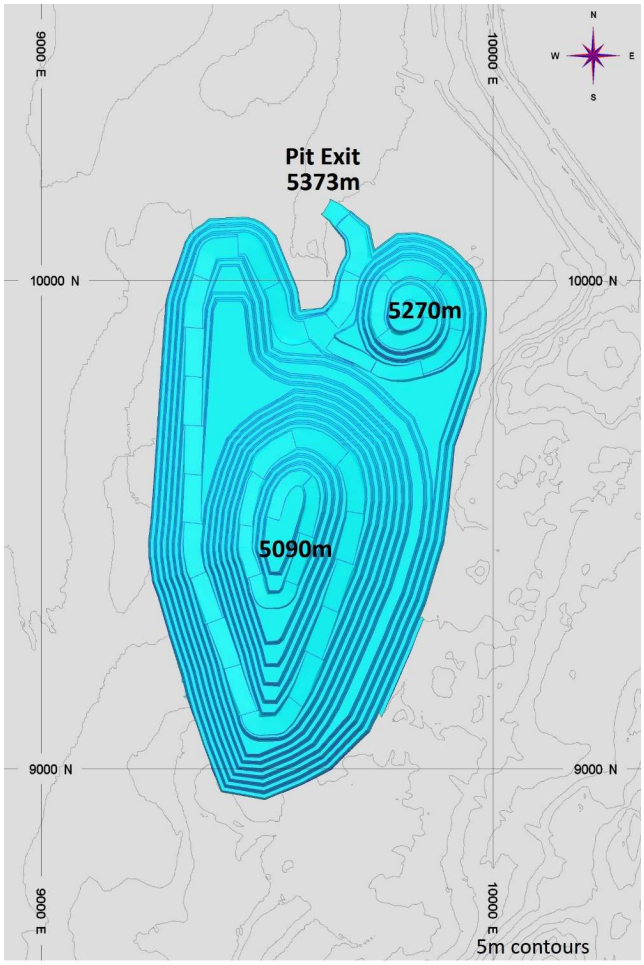


Source : AGP (2024)

Phase 2 SW

La phase 2 SW est la deuxième et dernière phase d'exploitation de la fosse SW. Cette phase est exploitée de 5 380 m à 5 090 m d'altitude. La sortie de la fosse reste située à l'extrémité nord de la phase. La conception est illustrée dansFigure -1613 .

Figure -1613 : Conception de la phase 2 du SW



Source : AGP (2024)

16.3.5 Conception de la décharge

Les matériaux extraits des fosses finales contiennent différents types de roches, qui ont été classés en deux catégories pour faciliter la gestion des déchets : les morts-terrains et les roches. Des installations de stockage séparées ont été conçues pour les morts-terrains de chaque fosse, tandis que tous les

autres matériaux rocheux seront mélangés dans les installations de gestion des déchets restantes. Une partie des décharges historiques devra être traitée à nouveau afin de permettre l'exploitation des fosses J, 87 et X22 agrandies. Ces matériaux ont été traités comme des roches d'une densité apparente de 2,20 t/m3 et aucun coût de forage et de dynamitage n'a été inclus dans les coûts d'exploitation. La quantité totale de déchets prévue dans le plan minier est de 1 171 Mt.

La conception des décharges de déchets rocheux a utilisé un facteur de gonflement de 1,30, tandis qu'un facteur de gonflement inférieur de 1,20 a été utilisé pour les décharges de morts-terrains. Toutes les installations de stockage des stériles ont été conçues avec une pente frontale de 37° et des pentes globales de 21,8° (2,5H:1V). Toutes les installations de stockage des morts-terrains ont été conçues avec une pente frontale de 37° et une pente globale de 18,4° (3H:1V). Les installations de morts-terrains ont été conçues avec une hauteur de levée de 10 m et des bermes de 16,7 m de large. Les installations de stockage des roches ont été conçues avec une hauteur de levée de 20 m et des bermes de 23,5 m.

Les installations de gestion des déchets seront activement réhabilitées au fur et à mesure de leur développement. Des bulldozers les remblayeront au fur et à mesure de leur avancement afin de permettre une revégétalisation aussi rapide que possible. Des fossés de drainage devront être mis en place le long des limites des décharges afin que l'eau ne s'écoule pas directement dans d'autres cours d'eau.

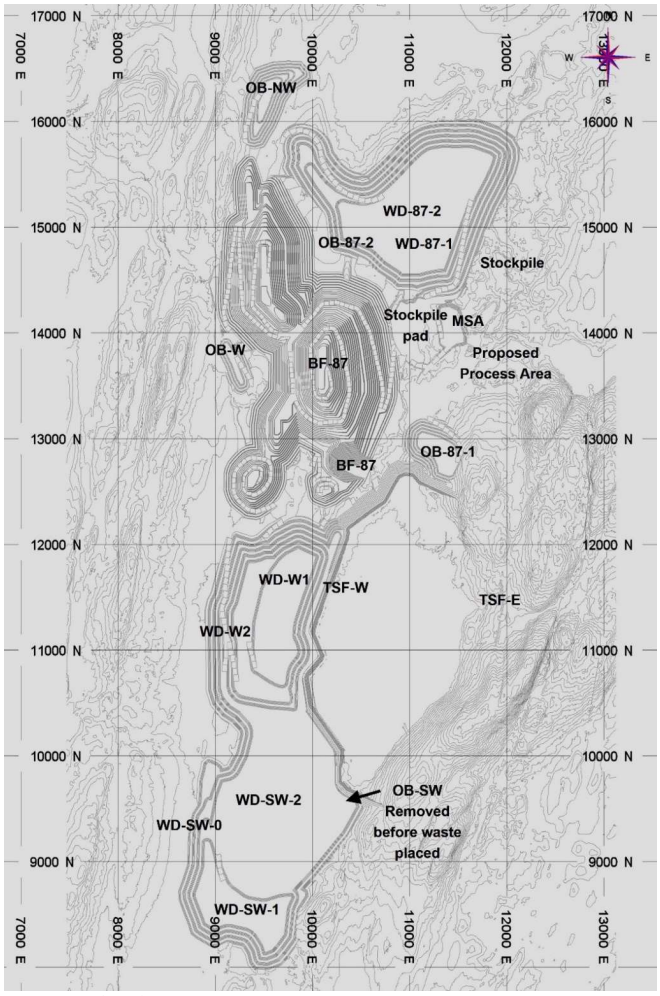
Les capacités et les hauteurs maximales de levage des installations de stockage des déchets sont indiquées dans Tableau -169 .

Tableau -169 : Résumé des installations de stockage des déchets

Installation de stockage des déchets	Capacité	Hauteur de levée maximale
	(M lcm)	(m)
Base du stock	1,3	5390
Plateforme ROM	2,9	5417,5
87 Matière en excédent 1	6,4	5440
87 Matières encaissantes 2	8,5	5460
87 Décharge 1 (Est)	38,6	5440
87 Décharge 2 (ouest)	150,4	5500
87 Remblai	7	5
NW Matière en excédent	10	5410
Dépassement ouest	1,7	5420
WDW1 Décharge	107,0	5440
WDW2 Décharge	40,1	5500
X22 remblai	16,4	5370
SW Matière en excès	6,9	5430
Décharge de déchets SW 0	2	5440
Décharge de déchets SW 1	39	54
Décharge de déchets SW 2 (sur les résidus)	100	5
TSF Remblai ouest	3	54
TSF Rive est	0,1	5435
Total	**600**	

Les destinations des déchets sont indiquées dans Figure -1614 .

Figure -1614 : Destinations des déchets



Source : AGP (2024)

16.3.6 Calendrier d'exploitation

Le calendrier d'exploitation à ciel ouvert prévoit l'extraction de 380 Mt de minerai titrant 0,49 g/t d'or, 0,058 % de cuivre et 1,0 g/t d'argent, ce qui permettra d'alimenter l'usine pendant 22 années de

production. Le tonnage total des déchets à ciel ouvert s'élève à 1 171 Mt et sera stocké dans des zones de stockage des déchets. Le ratio de décapage global à ciel ouvert est de 3,1:1. Le calendrier minier utilise les phases de fosse décrites précédemment pour acheminer un maximum de 18,3 Mtpa (50 000 tonnes par jour) de minerai vers l'usine de traitement.

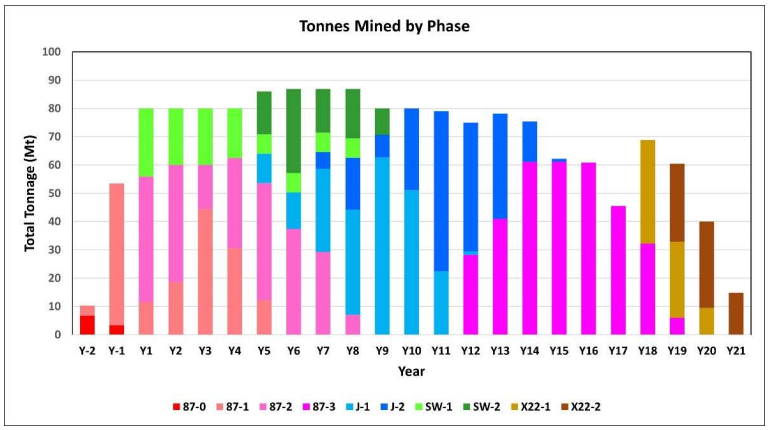
La durée de vie actuelle de la mine comprend deux années de pré-décapage suivies de vingt et une années d'exploitation. L'alimentation de l'usine est stockée pendant les années de pré-production, avec environ 0,7 Mt d'alimentation pour la mise en service de l'usine. Une capacité maximale de stockage de 48 Mt a été atteinte vers la fin de la onzième année. Les matériaux stockés sont récupérés après l'achèvement de l'exploitation et jusqu'au début de la vingt-deuxième année.

Tableau -1610 .

Tableau -1610 : Production annuelle par source

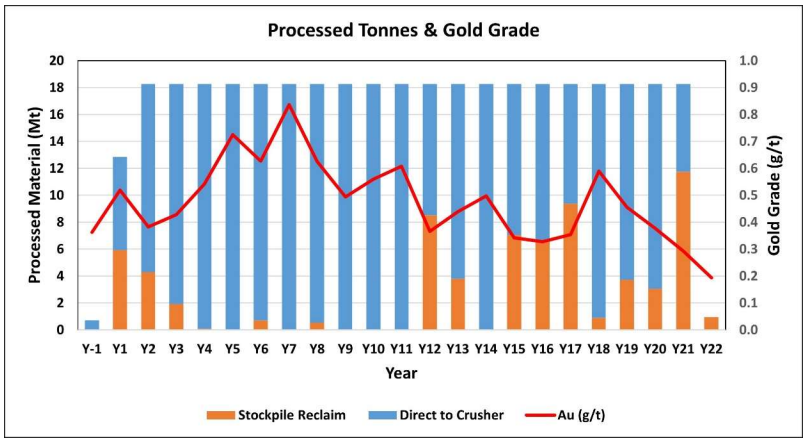
An	Matériaux extraits par source										Total
	87 Pit				J Pit		Fosse SW		X22 Pit		
	ph 0 (Mt)	ph 1 (Mt)	ph 2 (Mt)	ph 3 (Mt)	ph 1 (Mt)	ph 2 (Mt)	ph 1 (Mt)	ph 2 (Mt)	ph 1 (Mt)	ph 2 (Mt)	(Mt)
Y-2	7	4	0	0	0	0	0	0	0	0	10
Y-1	3	50	0	0	0	0	0	0	0	0	54
Y1	0	11	44	0	0	0	24	0	0	0	80
Y2	0	19	41	0	0	0	20	0	0	0	80
Y3	0	44	16	0	0	0	20	0	0	0	80
Y4	0	31	32	0	0	0	18	0	0	0	80
Y5	0	12	41	0	10	0	7	15	0	0	86
Y6	0	0	37	0	13	0	7	30	0	0	87
Y7	0	0	29	0	29	6	7	15	0	0	87
Y8	0	0	7	0	37	18	7	17	0	0	87
Y9	0	0	0	0	63	8	0	9	0	0	80
Y10	0	0	0	0	51	29	0	0	0	0	80
Y11	0	0	0	0	22	57	0	0	0	0	79
Y12	0	0	0	28	1	46	0	0	0	0	75
Y13	0	0	0	41	0	37	0	0	0	0	78
Y14	0	0	0	61	0	14	0	0	0	0	75
Y15	0	0	0	61	0	1	0	0	0	0	62
Y16	0	0	0	61	0	0	0	0	0	0	61
Y17	0	0	0	45	0	0	0	0	0	0	45
Y18	0	0	0	32	0	0	0	0	37	0	69
Y19	0	0	0	6	0	0	0	0	27	28	60
Y20	0	0	0	0	0	0	0	0	9	31	40
Y21	0	0	0	0	0	0	0	0	0	15	15
Total	**10**	**171**	**249**	**336**	**227**	**215**	**109**	**87**	**73**	**73**	**155**

Figure -1615 : Tonnes extraites par phase



Source : AGP (2024)

Figure -1616 : Tonnage traité et teneur en or



Source : AGP (2024)

Le calendrier détaillé de l'exploitation minière a été résumé sur une base annuelle et est présenté dans Tableau -1611 .

Tableau -1611 : Calendrier minier

	Y-2	Y		Y2	Y3	Y4	Y5	Y6	Y7	Y8	Y9	Y10
Résumé de l'exploitation minière												
Déchets (Mt)	**9,7**	**46,6**	**67,2**	**63,2**	**63,5**	**59,1**	**62,3**	**65,5**	**60,6**	**65,2**	**55,8**	**53,7**
Minerai (Mt)	**0,6**	**6,9**	**12,8**	**16,8**	**16,5**	**20,9**	**23,7**	**21,3**	**26,3**	**21,7**	**24,2**	**26,3**
Au (g/t)	0,50	0,45	0,39	0,39	0,45	0,50	0,61	0,56	0,65	0,56	0,42	0,45
Cu (%)	0,04	0,05	0,04	0,04	0,05	0,05	0,07	0,06	0,07	0,07	0,06	0,06
Ag (g/t)	0,70	1,07	0,83	0,85	0,97	1,05	1,10	1,00	1,08	0,97	0,83	0,95
Total (Mt)	**10,3**	**53,5**	**80**	**80**	**80**	**80,0**	**86,0**	**86,9**	**86,9**	**86,9**	**80,0**	**80**
Abasteau (Mt)	**0**	**0**	**12,9**	**18,2**	**18**	**18,3**	**18,3**	**18,3**	**18,3**	**18,3**	**18,3**	**18,3**
Au (g/t)	0,00	0,36	0,52	0,38	0,43	0,54	0,72	0,63	0,84	0,63	0,49	0,56
Cu (%)	0,00	0,06	0,04	0,04	0,05	0,06	0,08	0,06	0,09	0,08	0,06	0,06
Ag (g/t)	0,00	1,23	1,02	0,85	0,93	1,11	1,23	1,07	1,27	1,05	0,90	1,08
Stocks (Mt)												
LG : 9,66<NSR<14	0,2	1,7	4,0	5,2	3,5	5,5	9,4	13,2	17,5	21,5	26,8	31,4
MG1 : 14<NSR<18	0,1	1,2	2,7	0	0,0	0,6	2,2	1,5	5,0	4,6	5,3	8,6
MG2 : 18<NSR<22	0,1	0,9	0	0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,1	0,0	0,0	0,0
HG : NSR > 22	0,3	3	0	0	0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0
Total (Mt)	**0,6**	**6,8**	**6,7**	**5,2**	**3,5**	**6,1**	**11,5**	**14,6**	**22,7**	**26,1**	**32,0**	**40,1**
Récupération (Mt)	**0**	**0**	**5,9**	**4,3**	**1,9**	**0,1**	**0,0**	**0,7**	**0,0**	**0,5**	**0,0**	**0**
Mouvements de matières (Mt)	**10,3**	**5**	**85,9**	**84,3**	**81,9**	**80,1**	**86,0**	**87,6**	**86,9**	**87,4**	**80,0**	**80,0**

	Y11	Y12	Y13	Y14	Y15	Y16	Y17	Y18	Y19	Y20	Y21	Y22	Total
Résumé de l'exploitation minière													
Déchets (Mt)	**52,9**	**62,0**	**60,2**	**56,1**	**50,9**	**49,2**	**36,6**	**51,5**	**45,9**	**24,8**	**8,4**	**0**	**1 171**
Minerai (Mt)	**26,1**	**13**	**17,9**	**19,3**	**11,2**	**11,6**	**8,9**	**17,4**	**14,5**	**15,2**	**6,5**	**0,0**	**380**
Au (g/t)	0,49	0,40	0,43	0,48	0,43	0,40	0,52	0,61	0,52	0,41	0,47	0,00	0,49
Cu (%)	0,06	0,06	0,05	0,05	0,03	0,04	0,07	0,07	0,07	0,06	0,05	0,00	0,06
Ag (g/t)	0,89	0,80	0,87	1,01	0,86	0,90	1,26	1,31	1,28	1,27	0,74	0,00	1,00
Total (Mt)	**79**	**75**	**78,2**	**75,4**	**62,1**	**60,8**	**45,5**	**68,8**	**60,4**	**40,0**	**14,9**	**0**	**1 550**
Alimentation des broyeurs (Mt)	**18,3**	**18**	**18**	**18,3**	**18**	**18,3**	**18,3**	**18,3**	**18,3**	**18,3**	**18,3**	**0,9**	**380**
Au (g/t)	0,61	0,37	0,44	0,50	0,34	0,33	0,35	0,59	0,46	0,38	0,29	0,19	0,49
Cu (%)	0,06	0,06	0,05	0,05	0,03	0,04	0,05	0,07	0,06	0,06	0,04	0,04	0,06
Ag (g/t)	1,01	0,80	0,89	1,03	0,76	0,79	0,92	1,27	1,14	1,16	0,65	0,60	1,00
Stocks (Mt)													
LG : 9,66<NSR<14	35,6	38,9	42,3	43,4	36,4	29,7	20,4	19,5	15,7	12,7	0,9	0	
MG1 : 14<NSR<18	12,3	3,8	0,0	0	0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	
MG2 : 18<NSR<22	0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	
HG : NSR > 22	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	
Total (Mt)	**47,9**	**42,7**	**42,3**	**43,4**	**36,4**	**29,7**	**20,4**	**19,5**	**15,7**	**12,7**	**0,9**	**0**	
Récupération (Mt)	**0,0**	**8,5**	**3,8**	**0,0**	**7,1**	**6,6**	**9,4**	**0,9**	**3,7**	**3,1**	**11,7**	**0,9**	**69,2**

Mouvements de matières (Mt)	**79**	**83,5**	**82,0**	**75,4**	**69,2**	**67,4**	**54,8**	**69,7**	**64,1**	**43,1**	**26,6**	**0,9**	**1 620**

Les matériaux minéralisés dans le programme de production ont été répartis en quatre catégories de teneur NSR afin de faciliter la gestion réaliste de la teneur de l'alimentation du broyeur. Les matériaux stockés, ainsi que le séquençage des phases d'exploitation, ont été utilisés pour garantir que le broyeur traite les meilleurs matériaux disponibles pendant la durée du programme.Tableau -1612 présente un résumé des classifications des réserves pour l'alimentation du broyeur par fosse. Il n'y a pas de réserves prouvées.

Tableau -1612 : Résumé des réserves de matériaux prévus

	Réserves probables					
Fosse	**Alimentation du broyeur (Mt)**	**Au (g/t)**	**Cu (%)**	**(g/t)**	**AuEq (g/t)**	**CuEq (**
87	166	0,55	0,062	1,12	0,66	**0,43**
J	125	0,44	0,058	0,88	0,54	**0,36**
X22	36	0,41	0,058	1,16	0,52	**0,34**
SW	52	0,49	0,045	0,76	0,58	**0,35**
Total	**380**	**0,49**	**0,058**	**1,00**	**0,59**	**0**

Remarque : Cette estimation des réserves minérales a une date d'effet au 15 janvier 2024 et est basée sur l'estimation des ressources minérales datée du 2 octobre 2023 pour Troilus Gold par AGP Mining Consultants Inc. L'estimation des réserves minérales a été réalisée sous la supervision de Willie Hamilton, ingénieur professionnel agréé d'AGP, qui est une personne qualifiée au sens du règlement NI 43-101. Les réserves minérales sont indiquées dans les plans définitifs de la fosse, sur la base d'un prix de l'or de 1 550 $ US/oz, d'un prix de l'argent de 20,00 $ US/oz et d'un prix du cuivre de 3,50 $ US/lb. Un seuil de coupure NSR de 9,96 $ CA/t a été utilisé pour définir les réserves. Le coût de production moyen sur la durée de vie de la mine s'est établi à 3,99 $ CA/t extraite, les coûts de traitement préliminaires à 8,02 $ CA/t de minerai et les frais généraux et administratifs à 1,94 $ CA/t de minerai mis en réserve. Les taux de récupération métallurgique variaient en fonction de la teneur initiale en or et des teneurs des concentrés. Les taux de récupération en fosse pour des teneurs équivalentes étaient de 95,5 %, 94,7 % et 98,2 % pour l'or, le cuivre et l'argent, respectivement. Les taux de récupération en fosse J pour des teneurs équivalentes étaient de 93,1 %, 89,3 % et 88,9 % pour l'or, le cuivre et l'argent, respectivement. Les taux de récupération de la fosse X22 pour des teneurs équivalentes étaient respectivement de 95,5 %, 94,7 % et 98,2 % pour l'or, le cuivre et l'argent. Les taux de récupération de la fosse SW pour des teneurs équivalentes étaient respectivement de 85,7 %, 91,5 % et 85,6 % pour l'or, le cuivre et l'argent. Les formules utilisées pour calculer les valeurs équivalentes sont les suivantes : pour 87 Pit AuEq = Au + 1,5361*Cu +0,0133 *Ag, pour J Pit AuEq = Au + 1,4849*Cu +0,0123 *Ag, pour SW Pit AuEq = Au + 1,6535*Cu +0,0129 *Ag, pour X22 Pit AuEq = Au + 1,5361*Cu +0,0133 *Ag.

Deux années de préproduction ont été définies pour préparer le projet à la production complète de l'usine. Les années -2 et -1 ont vu le début de l'exploitation minière dans les phases 0 et 1 de la fosse 87. La phase 0 est achevée au cours de l'année -1 afin de pouvoir fournir un stockage d'eau pour les activités de gestion des eaux de surface. Pendant la préproduction, un total de 64 Mt de matériaux seront déplacés au fur et à mesure de l'avancement du projet. Une aire de stockage des matières premières destinées à l'usine est mise en place afin que celles-ci puissent être acheminées vers le stock de l'usine. Les déchets sont également utilisés pour créer une aire de stockage pour le concasseur et les installations d'entretien de la mine. 7,5 Mt de minerai destiné à l'usine sont extraits, dont seulement 0,7 Mt de matières à faible teneur sont acheminées vers l'usine au cours de l'année -1 afin de terminer la mise en service de l'usine. À la fin de la préproduction, 6,8 Mt de matière première destinée à l'usine de traitement restent en stock en prévision de la montée en puissance de l'usine jusqu'à sa pleine production. Les activités importantes à proximité de la fosse comprendront la construction de routes appropriées vers le concasseur de matière première et vers les différentes

zones de stockage des déchets. Sur le plan opérationnel, le creusement de fossés autour des fosses pour intercepter les eaux de ruissellement contribuera à minimiser les réductions de la production minière. Un fossé de dérivation a été creusé par les entrepreneurs pendant la phase de préproduction le long du côté ouest du projet. Les morts-terrains sont acheminés vers des zones de stockage dédiées au nord du TSF existant ainsi qu'au-dessus de l'ancienne installation de stockage des stériles 87. Le transport des stériles vers le TSF a commencé en année -1 et se poursuivra jusqu'en année 8 afin de garantir une capacité de stockage des résidus suffisante pour la production de l'usine.

La production de l'année 1 suppose que l'usine sera en mesure d'augmenter sa production et de traiter 12,8 Mt de minerai. Les trois derniers mois de l'année ont été programmés à la capacité nominale de 50 kt/j de l'usine. Le minerai proviendra des stocks et des fosses 87 et SW. La phase 2 du puits 87 et la phase 1 du puits SW sont lancées au cours de l'année 1 et restent, avec la phase 1 du puits 87, les seules zones d'exploitation actives jusqu'à la fin de l'année 4. Au cours de ces quatre années, les stériles du puits 87 sont envoyés au nord-est de l'ancienne installation de stockage des stériles du puits 87, vers les levées TSF ou vers l'installation de stockage des stériles à l'ouest du TSF. Les stériles du puits SW sont envoyés vers une installation de stockage des stériles à l'ouest du puits.

L'année 5 est marquée par l'achèvement de la phase 1 du site 87 et le début de la phase 1 du site J et de la phase 2 du site SW. Les morts-terrains de la fosse J sont envoyés vers le nord, et leurs déchets sont répartis entre l'installation de déchets à l'ouest et l'installation de stériles du site 87. Les années 5 à 8 affichent les taux d'exploitation les plus élevés du programme minier, avec environ 87 Mtpa de minerai et de déchets. Au cours de l'année 7, la phase 2 du site J est lancée. Au cours de la 8e année, la phase 2 de la zone 87 et la phase 1 de la zone SW seront entièrement exploitées.

La 9e année est la dernière année d'exploitation du puits SW. Une fois terminé, ce puits sera disponible pour le stockage des résidus, car le TSF devrait atteindre sa capacité nominale actuelle au cours de la 10e année.

Les années 10 et 11 sont consacrées exclusivement à l'exploitation des deux phases du puits J. La phase 1 du puits J est achevée au cours de l'année 12, ce qui coïncide avec le début de l'exploitation de la phase 3 du puits 87.

Les années 13 à 15 sont consacrées à l'exploitation de la phase 3 de la zone 87 et de la phase 2 de la zone J. La phase 2 de la zone J est achevée au cours de l'année 15 et devient disponible pour le stockage des résidus. Le stockage des résidus dans la fosse SW sera transféré vers la fosse J selon les besoins. Une fois que les résidus ne seront plus déposés dans la fosse SW, une installation de stockage des stériles sera mise en place pour recouvrir les résidus dans la fosse SW et relier les installations de stockage environnantes. Cette installation de stockage SW sera utilisée pour augmenter la capacité de stockage entre les années 15 et 19. Environ 14 Mt de stériles seront également remblayés dans la fosse 87 à partir du bord de la fosse près du TSF.

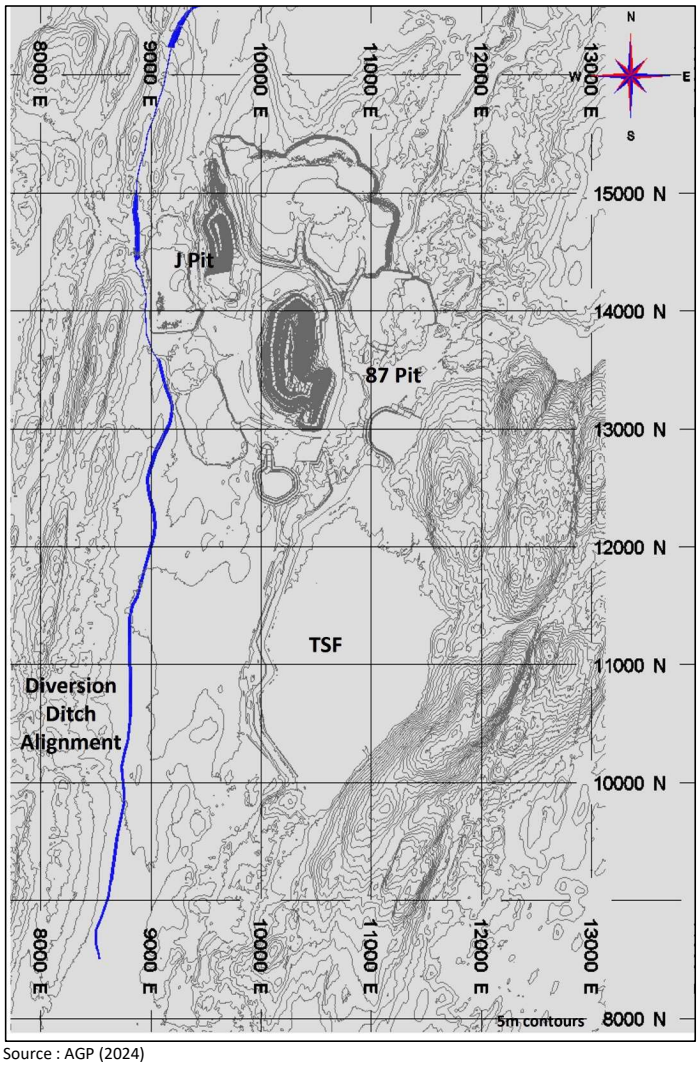
Les années 16 et 17 verront l'exploitation de la phase 3 du puits 87, les résidus étant dirigés vers le puits J. L'exploitation de la phase 3 du puits 87 devrait être terminée au début de l'année 19.

Les phases 1 et 2 de la fosse X22 commenceront respectivement en 2018 et 2019. L'année 2021 sera la dernière année d'exploitation de la fosse. Les 8 Mt de déchets provenant de l'année 2021 seront envoyés à la fosse 87 pour remblayage, mais pourraient également être envoyés vers d'autres installations de stockage des déchets ou servir de remblai pour la phase 1 de la fosse X22. Le stockage

des résidus devrait atteindre la capacité de stockage de la fosse J au début de l'année 19, après quoi il sera transféré vers la fosse 87 épuisée. Le reste de l'année 21 et jusqu'au début de l'année 22, l'usine sera alimentée par des matériaux récupérés dans les stocks.

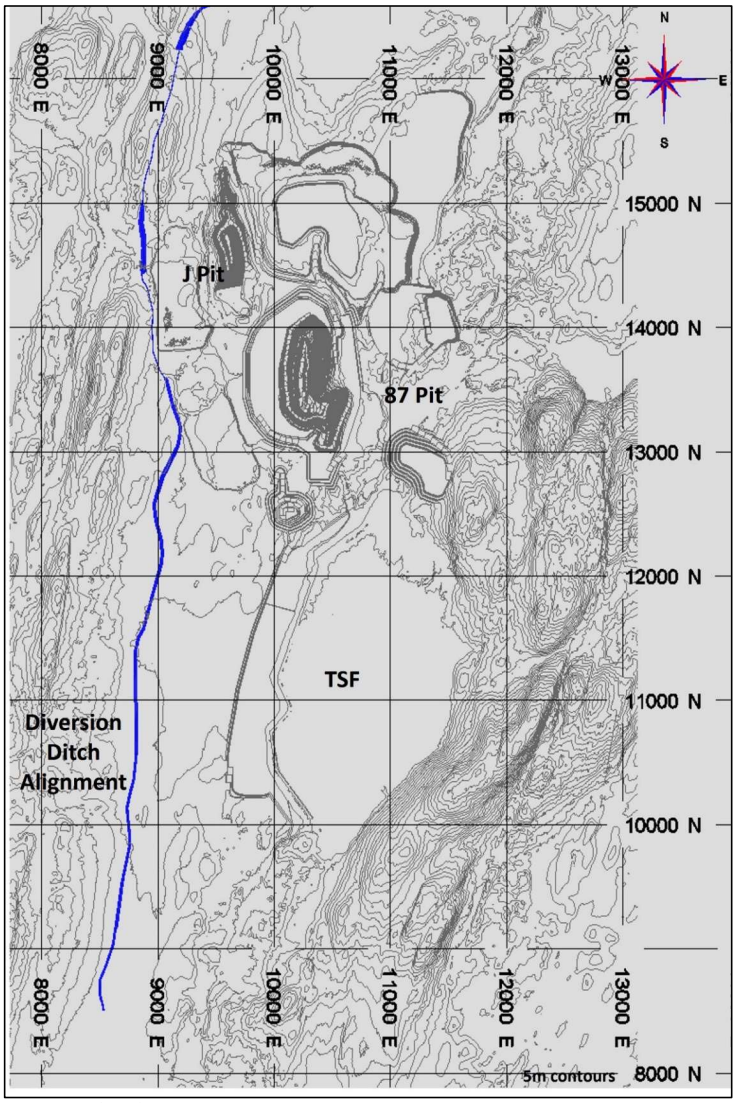
Les positions sélectionnées en fin d'année pour les fosses à ciel ouvert et les installations de stockage des déchets sont présentées dans Figure -1617 àFigure -1626 .

Figure -1617 : Fin de l'année -2



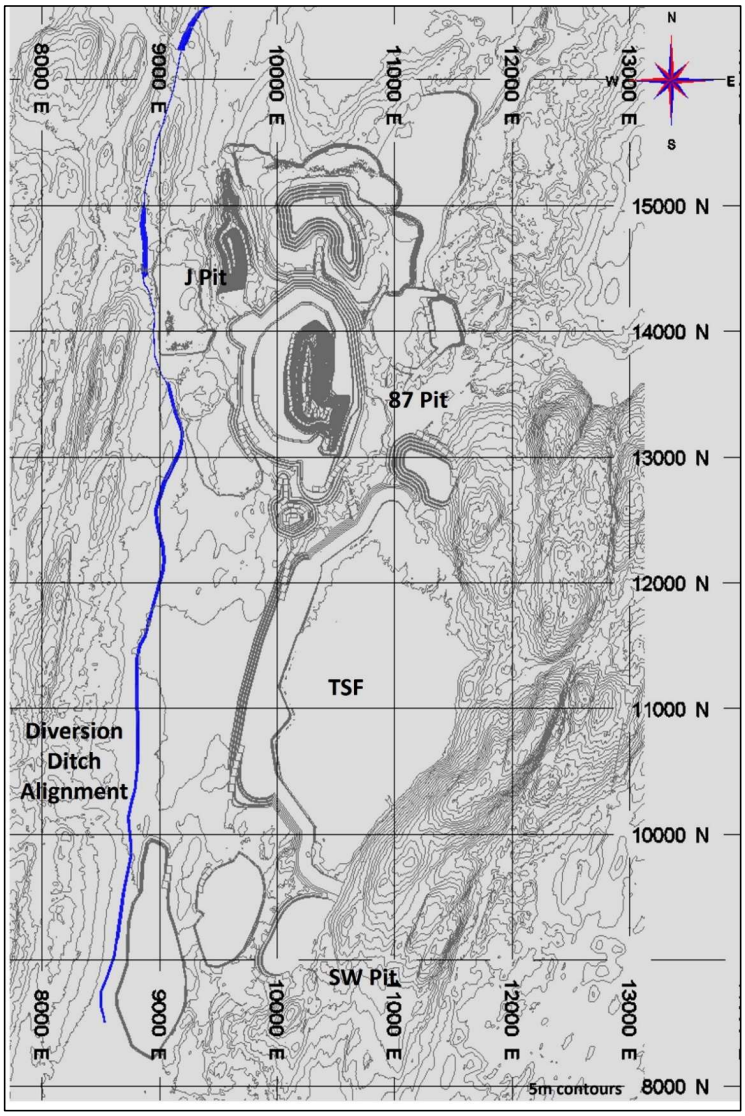
Source : AGP (2024)

Figure -1618 : Fin de l'année -1



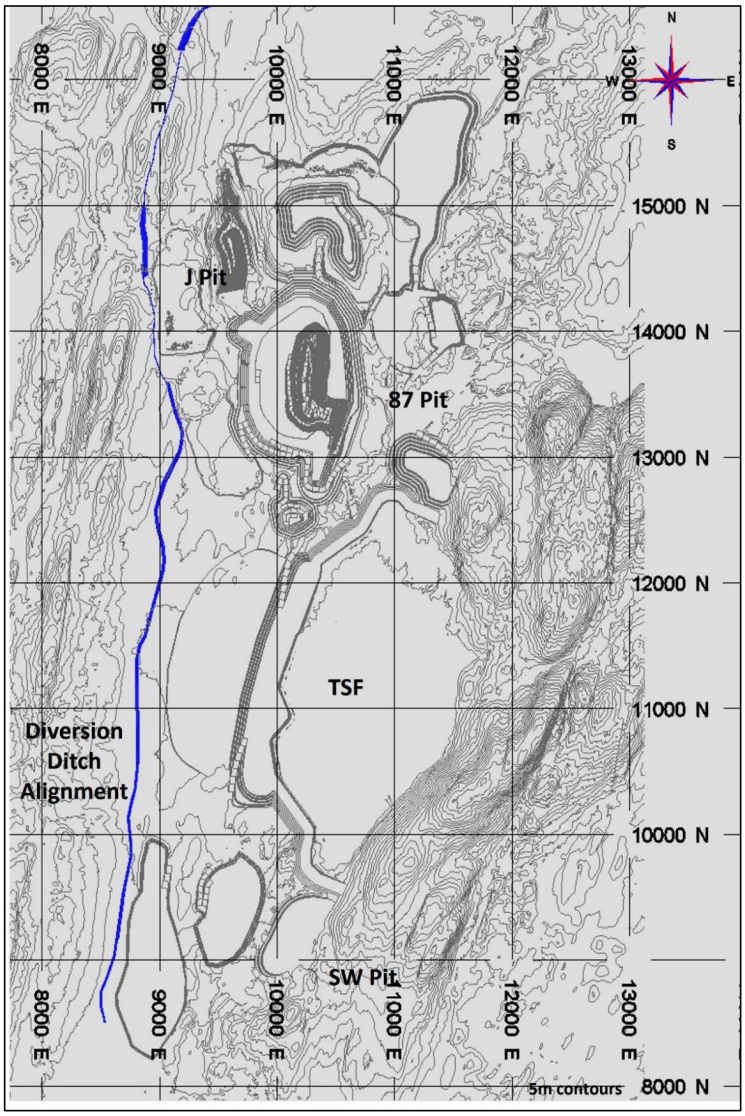
Source : AGP (2024)

Figure -1619 : Fin de l'année 1



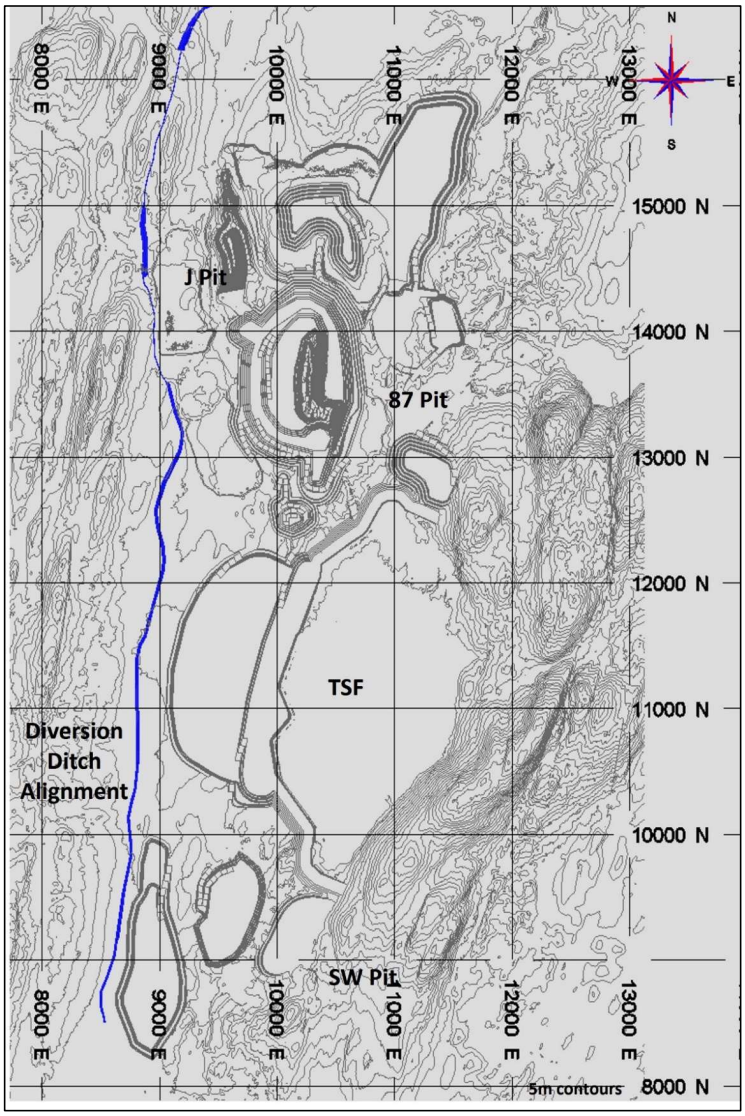
Source : AGP (2024)

s -1620 : Fin de l'année 2



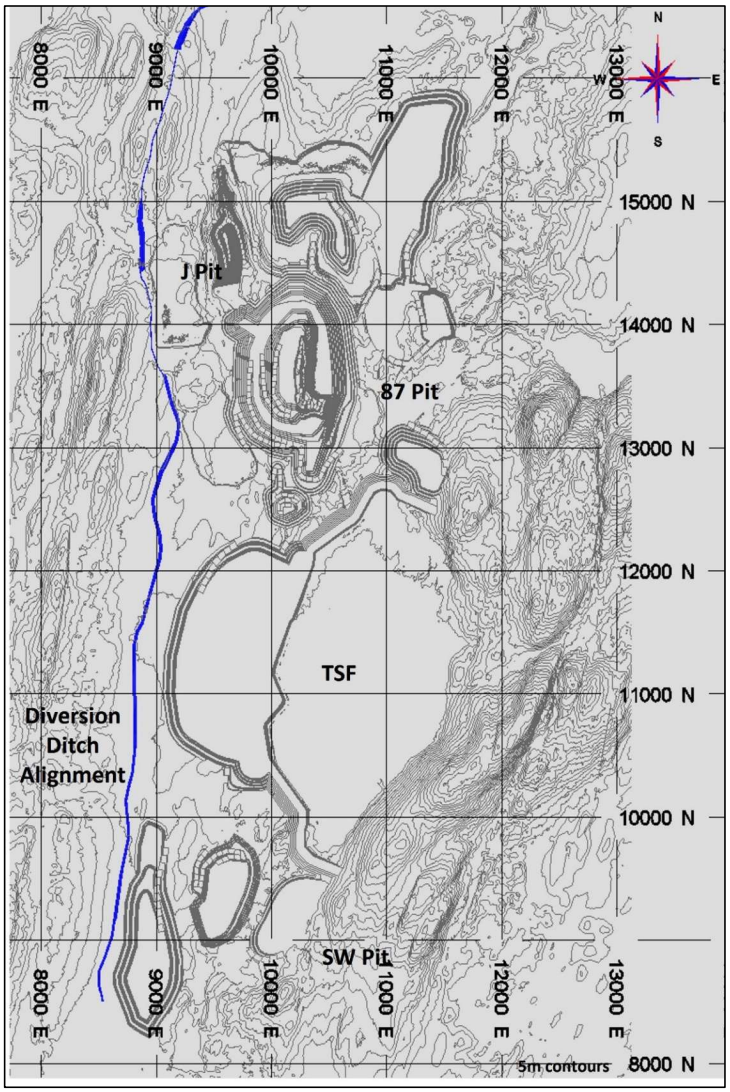
Source : AGP (2024)

16 s -21 : fin de l'année 3



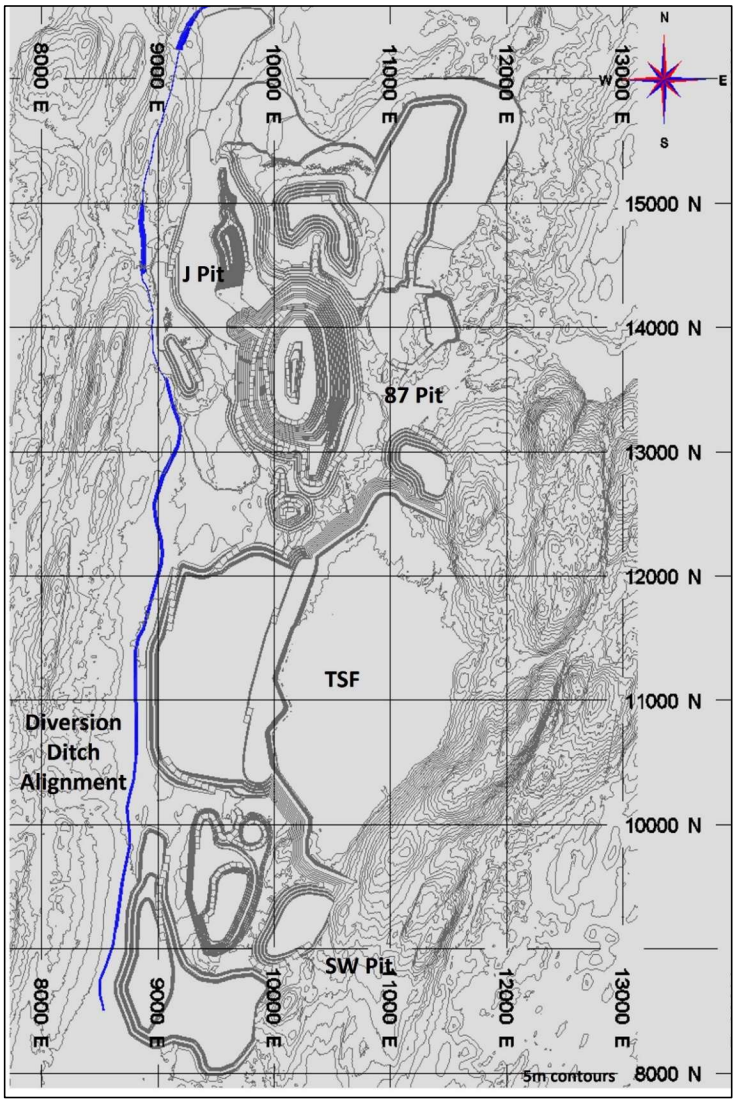
Source : AGP (2024)

Figure -1622 : Fin de l'année 4



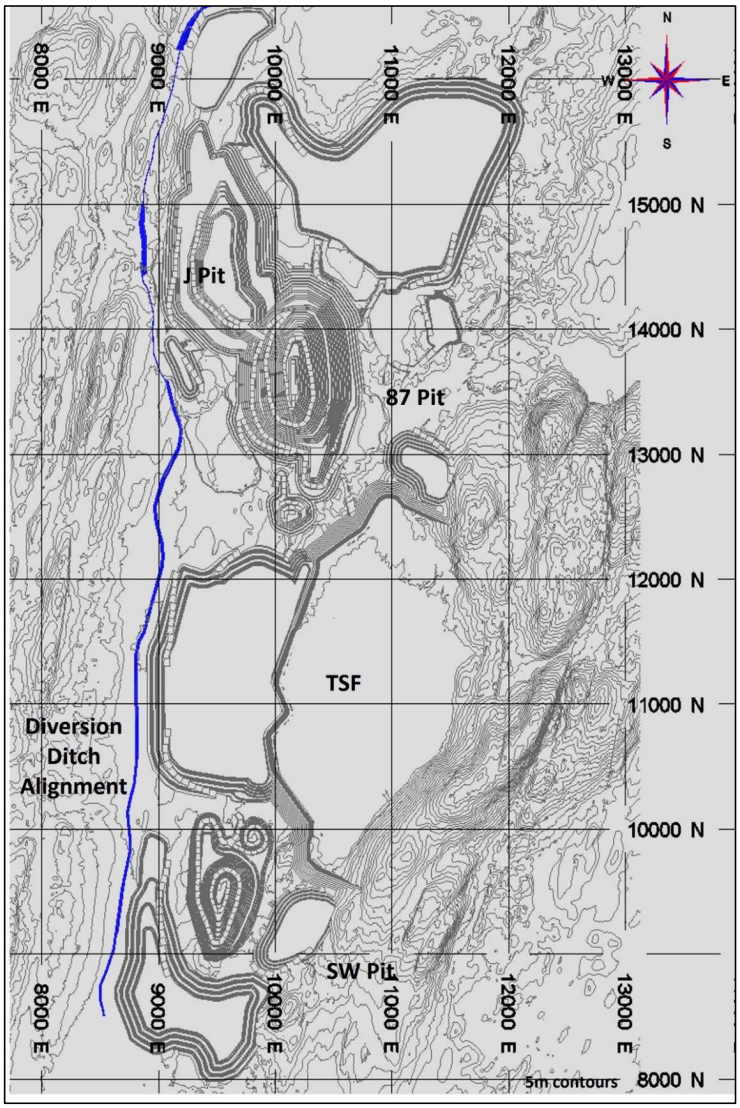
Source : AGP (2024)

Figure -1623 : Fin de l'année 5



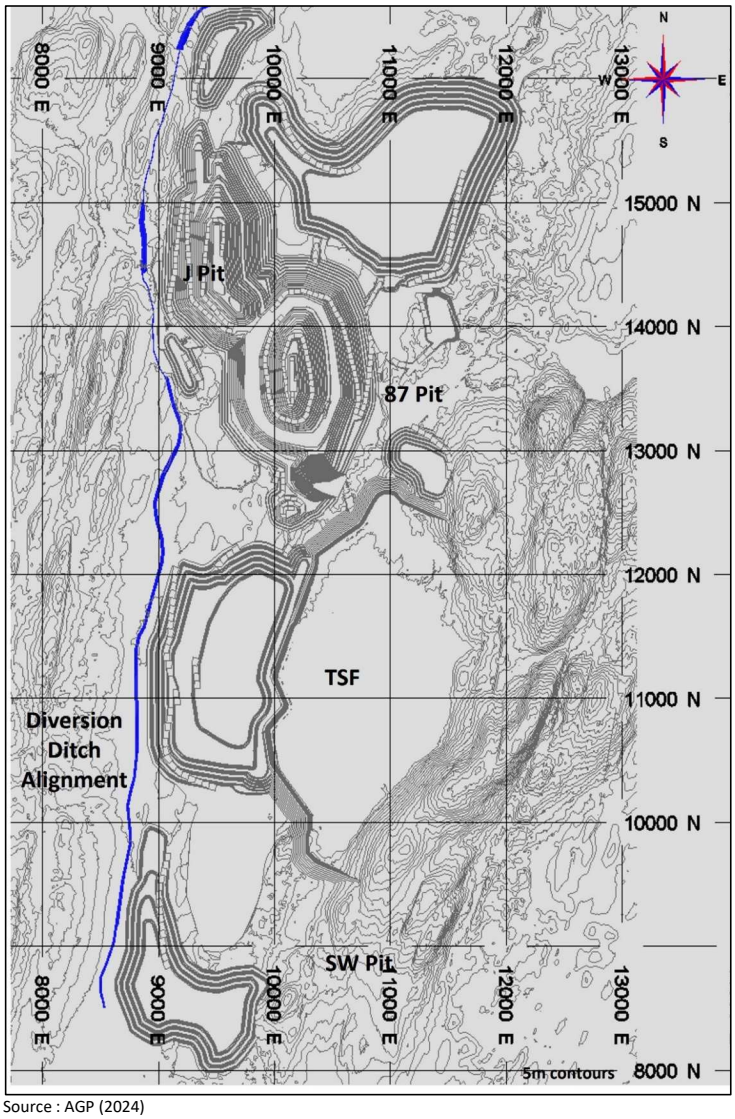
Source : AGP (2024)

16 s -24 : fin de l'année 10



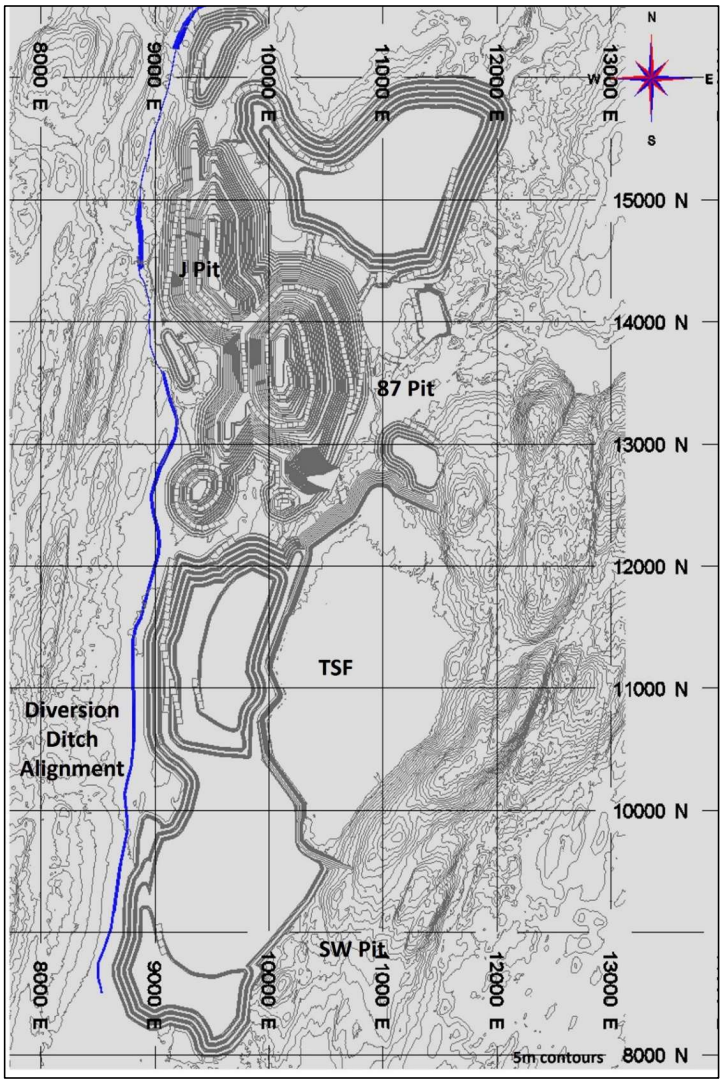
Source : AGP (2024)

Figure -1625 : Fin de l'année 10Source : AGP (2024)



Source : AGP (2024)

Figure -1626 : Fin d'année 21 (Mining Complete)



Source : AGP (2024)

16.3.7 Sélection des équipements miniers

L'équipement minier sélectionné pour respecter le calendrier de production requis est un équipement minier conventionnel, complété par des équipements auxiliaires pour le déneigement et l'entretien des fossés en surface.

Le forage sera réalisé à l'aide de foreuses à marteau fond de trou (DTH) équipées d'un trépan de 203 mm. Cela permet de forer des bancs de 10 mètres de hauteur en un seul passage.

Les principales unités de chargement seront des pelles hydrauliques de 34 m^3. Le chargement supplémentaire sera effectué par des chargeuses de 23 m^3. L'une des chargeuses devrait passer la majeure partie de son temps de fonctionnement au niveau du concasseur primaire. Les camions de transport seront des camions rigides conventionnels de 229 tonnes.

Le parc d'équipements de soutien sera chargé de l'entretien habituel des routes, des fosses et des décharges. Toutefois, en raison des conditions climatiques prévues, il jouera un rôle plus important dans le déneigement et la gestion de l'eau. Une production d'agrégats d'environ 500 kt par an sera nécessaire pour le bourrage et le concassage routier. Des chasse-neige et des niveleuses supplémentaires ont été inclus dans le parc. De plus, des équipements d'entretien routier plus petits sont inclus pour maintenir les fossés de drainage ouverts et les bassins de sédimentation fonctionnels.

Des détails supplémentaires sur le parc automobile sont fournis à la section 21.

16.3.8 Explosifs et dynamitage

Les schémas de dynamitage sont les mêmes pour les matières premières et les déchets. Les schémas de dynamitage seront de 6,1 m x 5,5 m (espacement x charge). Les trous auront une profondeur de 10 mètres, plus un forage supplémentaire de 1,1 mètre, pour un total de 11,1 mètres.

Le facteur de puissance avec cette taille de modèle sera de 0,31 kg/t. Seuls des explosifs en émulsion seront utilisés en raison des conditions humides prévues.

Le coût du dynamitage est estimé à partir des devis d'un fournisseur local. La mine est responsable de guider le processus de chargement, y compris la mise en place des boosters/Nonels, le bourrage et le tir.

Le coût mensuel total du service de livraison des explosifs au trou est de 383 000 $/mois pour les camions de ramassage, les pompes et la main-d'œuvre du fournisseur, et couvre également le coût de l'usine d'explosifs. Le fournisseur d'explosifs loue également les magasins d'explosifs et d'accessoires à Troilus dans le cadre de ce coût. De plus amples détails sur les explosifs sont fournis à la section 21.

16.3.9 Contrôle de la teneur

Le contrôle de la teneur sera effectué à l'aide d'un parc distinct de foreuses à circulation inverse (RC). Elles foreront le gisement selon un schéma de 10 m x 5 m dans les zones de minéralisation connues, en prélevant des échantillons tous les mètres. Les trous seront inclinés à 60 degrés.

Dans les zones de minéralisation à faible teneur ou de stériles, l'espacement sera de 20 m x 10 m avec un échantillonnage tous les 5 mètres. Ces trous serviront à trouver des filons ou des poches de minéralisation non découverts.

Ces trous de contrôle de la teneur serviront à définir la teneur de l'alimentation du broyeur et les contacts de minéralisation.

Les échantillons prélevés seront envoyés au laboratoire d'analyse et analysés en vue d'être utilisés dans le modèle d'exploitation à courte portée. L'échantillonnage des trous de mine fera également partie du programme de contrôle de la teneur initial afin de déterminer la meilleure méthode pour Troilus.

16.3.10 Assèchement des fosses

Le drainage des fosses est un élément important de l'exploitation minière à Troilus, d'autant plus que les fosses seront situées en dessous du niveau du ruisseau et que les fosses J et 87 sont actuellement remplies d'eau. Un drainage efficace et rentable jouera un rôle important dans le développement du projet Troilus. Le drainage des pentes pourrait permettre de réduire le ratio de décapage en rendant les angles entre les rampes plus raides, ce qui serait également plus sûr.

On estime qu'un écoulement moyen des eaux souterraines de 4 Mm3/an et un ruissellement d'un ordre de grandeur similaire devront être pompés à l'intérieur des fosses (WSP, 2024c) ; les volumes varieront pendant les opérations. L'eau devra être pompée vers le point de rejet dans l'environnement situé près des bassins de sédimentation. Les tempêtes peuvent avoir un impact sur les opérations minières, et une capacité de pompage comprise entre 0,3 m3/s et 0,5 m3/s par fosse est nécessaire pour gérer le stockage de l'eau dans les fosses lors de l'une de ces tempêtes (WSP, 2024c). L'estimation des coûts d'investissement tient compte, à la section 21, du nombre de pompes nécessaires sur le site pour faire face à un tel événement.

Le système de drainage comprend les pompes, les puisards et les canalisations chargés d'acheminer l'eau de la fosse vers les points de rejet. La main-d'œuvre nécessaire à cette tâche est déjà incluse dans la catégorie « Frais généraux et ingénierie minière » des coûts d'exploitation de la mine. La mine dispose d'une équipe de pompiers et d'un chef d'équipe dédiés.

Un drainage supplémentaire sous forme de trous de drainage horizontaux fait également partie des coûts d'exploitation liés au drainage. Ces trous seront forés dans le cadre de campagnes annuelles à partir de l'année -1. Le concept consiste en une série de trous de 50 m de long, légèrement inclinés vers le haut et forés dans les parois. Ils permettront à l'eau derrière la paroi de s'écouler librement et empêcheront l'accumulation de pression interstitielle, en particulier en cas de gel.

16.3.11 Surveillance de la pente de la fosse

La surveillance des mouvements de pente sera nécessaire pendant les opérations. La surveillance initiale des pentes pourrait être effectuée à l'aide de prismes lus par des méthodes de levé manuelles ou automatisées. Un système permanent et automatisé sera nécessaire une fois que les résultats des mesures de pente en exploitation auront été recueillis et analysés pendant les premières années. À ce stade, un système de surveillance permanent et entièrement automatisé utilisant un radar devrait également être envisagé pour les parois définitives de la fosse et certaines parois provisoires, en fonction des risques identifiés pendant l'exploitation et des résultats de la surveillance par prismes au cours des 12 à 24 premiers mois de fonctionnement des pentes. Si plusieurs parois définitives de la fosse sont exploitées, plusieurs systèmes radar peuvent être nécessaires. Envisager deux à quatre systèmes radar pendant l'exploitation des parois définitives de la fosse. Cela permettrait d'utiliser un

ou deux radars fixes pour surveiller les conditions imprévues et les déformations à long terme afin de compléter le réseau de prismes, ainsi qu'un ou deux radars mobiles pour la surveillance à court terme des zones préoccupantes afin de réduire les risques opérationnels grâce à un positionnement plus optimisé des radars. Des informations détaillées sur les mouvements des pentes seront utiles pour calibrer les futurs modèles numériques afin de soutenir la conception détaillée des fosses en profondeur.

Un nombre minimum de piézomètres à corde vibrante (3 à 4 installations de 200 m à 300 m de profondeur) doit être installé autour de chaque fosse afin de recueillir des informations sur les cônes de rabattement et la répartition de la pression interstitielle à mesure que les fosses s'approfondissent. Ils peuvent également être utiles pour évaluer l'efficacité des drains installés. Des drains passifs horizontaux espacés de 50 m ont été inclus dans le coût des parois ouest des fosses 87 et J. Ces drains permettront une dépressurisation locale afin d'améliorer les performances des pentes.

La cartographie des parois des fosses peut être réalisée à l'aide de méthodes numériques ou physiques. Les résultats de la cartographie peuvent ensuite être examinés et interprétés afin de vérifier la pertinence des plans de pente et des plans de dynamitage.

Des pratiques d'exploitation devront être mises au point afin de surveiller l'impact des conceptions des explosions et des vibrations sur les parois des fosses. Il est également recommandé de former les opérateurs des équipements afin de garantir que le dégagement et le nettoyage à proximité des parois sont effectués de manière adéquate.

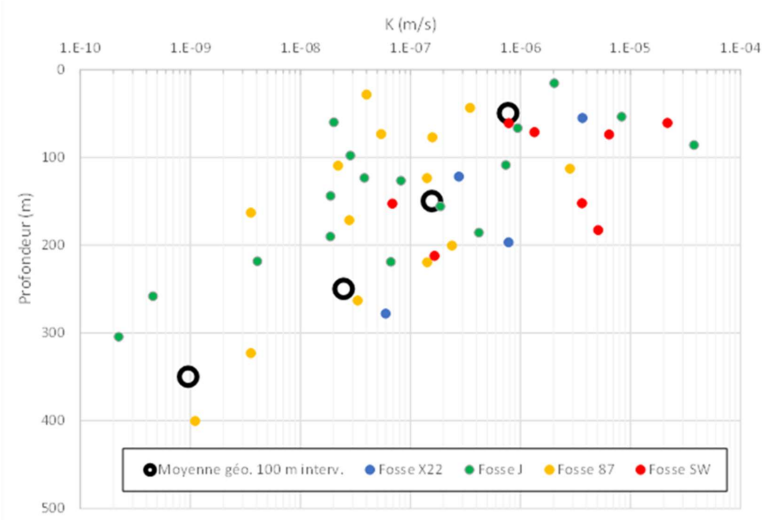
16.3.12 Hydrogéologie

Un modèle hydrogéologique a été élaboré afin d'évaluer le débit des eaux souterraines dans les quatre fosses minières (87, J, SW et X22) et l'abaissement du niveau d'eau causé par le drainage des fosses (WSP, 2024d). Le modèle comprend également le tracé du canal de dérivation du ruisseau Bibou. Il a été élaboré à partir des informations hydrogéologiques les plus récentes disponibles au moment de la réalisation de l'étude. Les détails de la construction du modèle sont fournis dans les paragraphes suivants.

Conductivité hydraulique

Entre 2020 et 2023, deux campagnes d'études hydrogéologiques ont été menées afin de caractériser les propriétés hydrogéologiques du substrat rocheux.Figure16 27 montre la variation de la conductivité hydraulique en fonction de la profondeur pour les quatre zones de puits. Le cercle noir indique les moyennes géométriques pour chaque intervalle de profondeur de 100 m. Les résultats montrent une tendance générale à la baisse de la conductivité hydraulique avec la profondeur. Une large gamme de valeurs est observée dans le premier intervalle de 200 m.

Figure16 27 : Conductivité hydraulique en fonction de la profondeur



Source : WSP, 2024d
Remarque : les cercles noirs représentent la moyenne géométrique par intervalle de profondeur de 100 m.

La moyenne géométrique de la conductivité hydraulique pour chacune des zones de fosse est indiquée dans **Erreur ! Source du renvoi introuvable.** . Une conductivité hydraulique élevée du substrat rocheux est observée dans la zone de fosse SW ainsi que dans la zone de fosse X22.

Tableau -1613 : Moyenne géométrique de la conductivité hydraulique pour les quatre zones de fosse

Zone	K (m/s) – Moyenne géométrique
Fosse J	8×10^{-8}
Fosse X22	5×10^{-7}
Fosse 87	5×10^{-8}
Fosse SW	2×10^{-6}

Recharge des eaux souterraines

La recharge des eaux souterraines a été estimée à partir d'un bilan hydrologique mensuel. Les flux de recharge ont été estimés pour les affleurements rocheux, les till, les dépôts fluvioglaciaires, les résidus miniers et la tourbe. Les flux de recharge sont présentés dans Tableau -1614 .

Tableau -1614 : Flux de recharge estimés utilisés dans le modèle des eaux souterraines

Zone de recharge	Recharge annuelle moyenne (mm/an)
Affleurement rocheux	83
Till	110

Sable/gravier/roches stériles	311
Résidus	4
Tourbe	5

Construction du modèle

La zone de conductivité hydraulique du substrat rocheux du modèle est constituée de quatre zones d'épaisseurs différentes : 6 m à 35 m, 35 m à 150 m, 150 m à 300 m et 300 m à 700 m. La moyenne géométrique de la conductivité hydraulique de ces intervalles a été utilisée comme première itération pour l'étalonnage.

Les zones bréchifiées définies dans le modèle géologique fourni par Troilus dans la zone sud-ouest de la fosse ont été utilisées comme zone à haute conductivité hydraulique. Une valeur de conductivité hydraulique de 1×10^{-6} m/s a été utilisée dans cette zone.

La fracturation causée par l'explosion sur les parois de la fosse pendant son développement a été simulée en ajoutant une zone d'environ 30 m d'épaisseur derrière les parois de la fosse. Pour cette zone, une valeur de conductivité hydraulique d'un ordre de grandeur supérieur à celle de l'unité rocheuse correspondante a été utilisée.

Trois simulations ont été réalisées. Les simulations ont été effectuées en régime permanent afin de représenter la moyenne à long terme de la recharge.

- La première simulation a été utilisée pour calibrer le modèle pour les conditions actuelles (2022 à 2023) (niveau d'eau réel dans les puits de surveillance et dans les fosses 87 et J, géométrie du TSF et géométrie des tas de stériles). L'étalonnage des têtes d'eau souterraine a été jugé satisfaisant avec une erreur moyenne de -0,9 m et une RMSE normalisée de 4 %. La conductivité hydraulique étalonnée pour toutes les unités géologiques est inférieure aux moyennes géométriques mesurées. Le Tableau -1615 présente le débit d'eau souterraine simulé pour les fosses 87 et J dans les conditions réelles.

Tableau -1615 : Rejets d'eau souterraine vers les fosses à ciel ouvert pour la simulation des conditions actuelles (2022 à 2023)

Fosse	Rejet d'eau souterraine (m^3/j)
Fosse 87	2130
Fosse J	1310

- Tableau -1616 .

Tableau -1616 : Rejets d'eau souterraine dans les fosses à ciel ouvert pour le modèle calibré

Fosse	Rejet d'eau souterraine (m^3/j)
Fosse 87	2450
Fosse J	2370
Fosse X22	2350
Pit SW	4010

- La troisième et dernière simulation visait à évaluer l'impact d'une augmentation de la conductivité hydraulique du substrat rocheux aux valeurs de la moyenne géométrique calculée

à partir des valeurs mesurées (les valeurs calibrées sont inférieures aux moyennes géométriques). Le débit simulé des eaux souterraines vers les quatre fosses à ciel ouvert est présenté dans Tableau -1617 . Cette simulation de sensibilité doit être considérée dans la fourchette supérieure des débits d'eaux souterraines et est présentée à titre comparatif uniquement.

Tableau -1617 : Rejets d'eau souterraine vers les fosses à ciel ouvert pour la simulation où la conductivité hydraulique du substrat rocheux est augmentée jusqu'à la moyenne géométrique

Carrière	Rejet d'eau souterraine (m^3/j)
Fosse 87	4360
Fosse J	4340
Fosse X22	4120
Pit SW	6500

17 MÉTHODES DE RÉCUPÉRATION

17.1 de conception du procédé

L'usine de traitement Troilus traitera les minerais de cuivre et d'or provenant de quatre gisements à l'aide de procédés de concassage, de broyage et de flottation afin de produire un concentré de cuivre contenant de l'or et de l'argent, avec possibilité de concentration par gravité à l'avenir pour produire de l'or doré. Le schéma de traitement est similaire à celui du circuit Troilus d'origine, mais il a été mis à jour afin d'offrir une usine à faible coût et à haut rendement énergétique, tout en maximisant la récupération de l'or et du cuivre.

Les principaux critères de sélection des équipements sont l'adéquation à l'usage prévu, la sécurité, la fiabilité et la facilité d'entretien. La configuration de l'usine de traitement permet d'accéder facilement à tous les équipements pour les opérations et la maintenance, tout en facilitant la construction simultanée de plusieurs zones.

Les principaux critères de conception du projet pour l'usine sont les suivants :

- Débit nominal de 50 000 t/j (sec).
- Circuit de concassage primaire et secondaire avec une disponibilité de 75 %, soutenu par l'utilisation de trémies tampons et d'alimentateurs dédiés pour les concasseurs à cône à alimentation par étranglement, afin d'optimiser les performances de concassage et de réduire l'usure.
- Un grand stock couvert de 12 heures assure la capacité de stockage entre le concassage secondaire et le reste de l'usine.
- Rouleaux de broyage à haute pression (HPGR) comme concassage tertiaire, suivi d'un broyage à boulets avec une disponibilité de 88 % grâce à des équipements de secours dans les zones critiques et une alimentation électrique fiable.
- Contrôle automatisé suffisant de l'usine pour minimiser le besoin d'une interface opérateur continue et permettre une commande manuelle en cas de besoin.

Les documents de conception de l'étude ont été préparés en tenant compte des critères de conception technique et des critères de conception métallurgique clés issus des résultats des essais métallurgiques réalisés à ce jour.

17.1.1 Schéma de procédé sélectionné

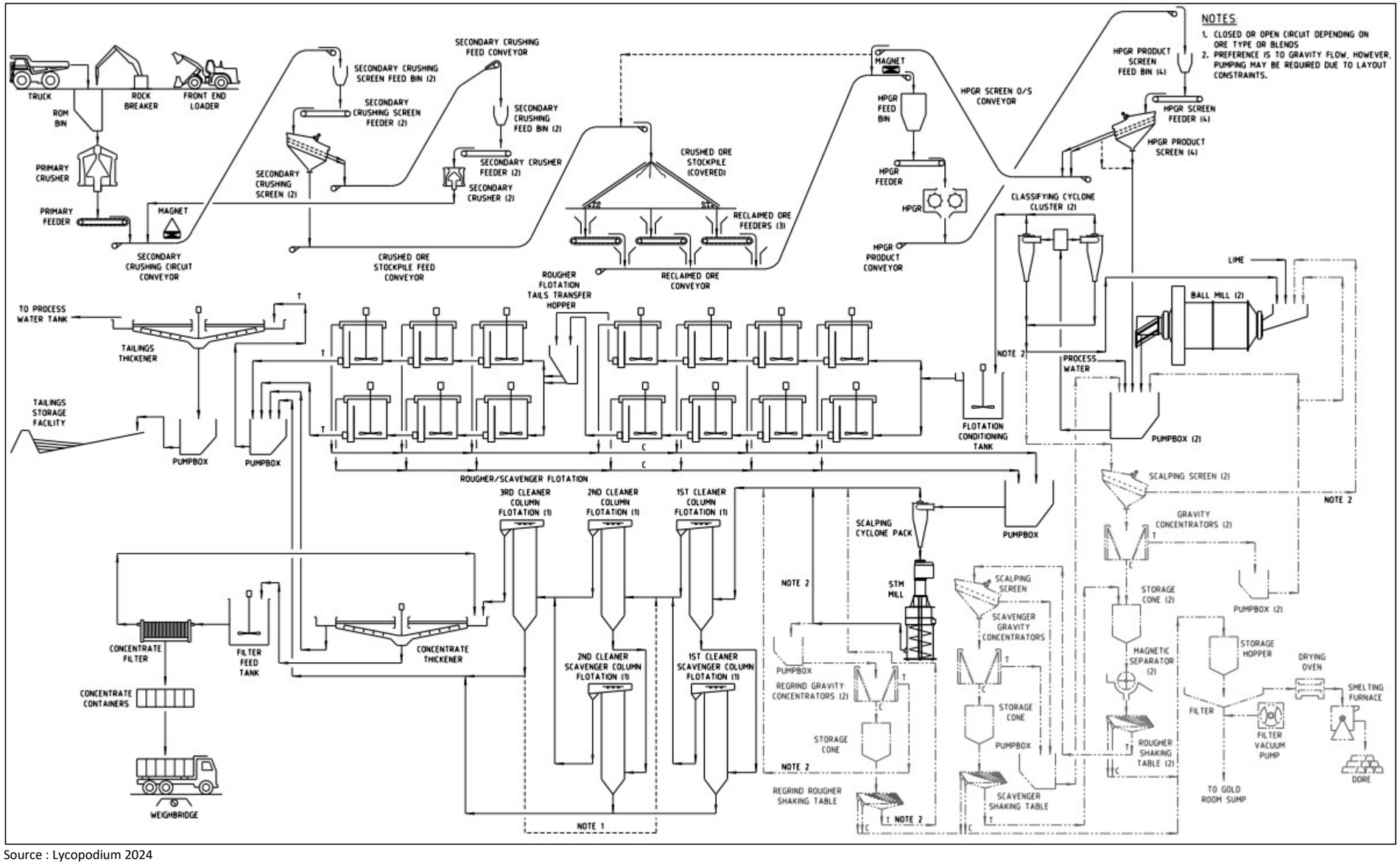
L'usine a été conçue pour un débit nominal de 50 000 t/j (sec) avec une teneur nominale de 0,74 g/t d'or, 1,50 g/t d'argent et 0,09 % de cuivre, et des teneurs moyennes sur la durée de vie de la mine (LOM) de 0,49 g/t d'or, 1,00 g/t d'argent et 0,06 % de cuivre. Le schéma de traitement global comprend les étapes suivantes :

- Concassage en deux étapes à l'aide d'un concasseur giratoire à circuit ouvert, suivi de deux concasseurs à cône secondaires en circuit fermé parallèles afin d'obtenir un produit concassé de -45 mm qui sera acheminé vers le HPGR. Le minerai concassé sera stocké dans un tas couvert.
- Un seul HPGR fonctionnant en circuit fermé avec quatre cribles vibrants parallèles pour produire une alimentation de -5 mm vers les broyeurs à boulets.

- Broyage et classification dans deux circuits parallèles de broyage à boulets en circuit fermé, avec possibilité d'ajouter à l'avenir une concentration par gravité avec un broyeur grossier et un récupérateur.
- Flottation brute et de récupération en vrac pour produire un concentré de cuivre primaire.
- Re-broyage du concentré en vrac dans une configuration en circuit ouvert, avec possibilité de concentration par gravité du re-broyage à l'avenir.
- Flottation de nettoyage en vrac, utilisant trois étapes de nettoyage par flottation en colonne.
- Épaississement et filtration du concentré de cuivre final.
- Fusion des concentrés gravimétriques du circuit de récupération pour produire du doré à l'avenir.
- Épaississement des résidus de flottation combinés et élimination dans une installation de stockage des résidus (TSF).

La figure 17-1 présente un diagramme global du flux de traitement illustrant les principales opérations unitaires intégrées dans le schéma de traitement sélectionné.

Figure -171 : Schéma global du procédé



Source : Lycopodium 2024

17.1.2 Critères clés de conception du procédé

Les critères clés de conception du procédé énumérés dans le tableau 17-1 constituent la base des critères détaillés de conception du procédé et de la liste des équipements mécaniques. Les paramètres de conception de l'usine de traitement sont basés sur des essais réalisés dans le cadre de programmes plus récents (après juillet 2021) à l'appui de l'EFD.

Tableau « » -171 : Critères clés de conception des processus

Paramètre	Unités	Valeur	Source
Débit de l'usine	tpd	50 000	Troilus
Teneur en tête – LOM / Conception	g Au/t	0,49 / 0,74	Troilus
	g Ag/t	1,00 / 1,50	Troilus
	% Cu	0,06 / 0,09	Troilus
Gravité – Poids moyen des zones minéralisées	% Au		Modélisation gravimétrique
	% Ag		Modélisation gravimétrique
	% Cu	Négligeable	Convenu
Récupération globale LOM – Poids moyen des zones minéralisées	% Au	92	Essais/calcul
	% Ag	91	Essais/Calcul.
	% Cu	91	Essais/calculs
Teneur en cuivre (fourchette)	% Cu		Essais/calculs
Utilisation de l'usine de concassage/broyage/filtration		75	OMC/Lycopodium
Indice de travail du concasseur à liaison (CWi) – Estimé à partir d'Axb	kWh/t	22	Consultant/OMC
Indice de travail du broyeur à boulets (BWi) – ^{85e} centile	kWh/t	13	Consultant/OMC
SMC Axb		26	Consultant/OMC
Indice d'abrasion des liaisons (Ai)	g	0,29	Consultant/OMC
Débit spécifique HPGR (m-dot)	t· s s/(m3· h)	27	Consultant/OMC
Alimentation du circuit HPGR et taille du produit ($_{F100/P100}$)	mm	4	Consultant/OMC
Taille du produit broyé ($_{P80}$) – Primaire / Rebroyé	µm	75	Essais/Troilus
Conc. de concrétion – Test / Conception		4,1	Essais/Conformément à ce qui a été convenu
Concentration finale de flottation. Extraction de masse – Test / Conception	%	0,36 / 0,41	Essais/Conformément à ce qui a été convenu
Principaux réactifs - Chaux (total)	kg/t	1	Essais
- SPRI 206 (égrenage / nettoyage)	g/t	28	Essais
- PAX (plus rugueux / plus propre)	g/t	48 / 8	Essais
- Na2SO3 (Rougher / Cleaner)	g/t	0 / 400	Essais
- Agent moussant (Rougher / Cleaner)	g/t	25	Essais
Épaississeur de concentré Charge solide	t/m2· h	0	Hypothétique
Chargement en solides de l'épaississeur de résidus	t/m2· h	0	Essais
Élimination des résidus		Pompé vers TSF	Troilus

17.2 Circuit de concassage

Le circuit de concassage primaire et secondaire produira un produit de -45 mm qui alimentera le circuit HPGR. Le circuit HPGR produira un produit de -5 mm, adapté à l'alimentation des broyeurs à boulons.

17.2.1 concassage primaire

Le minerai brut (ROM) sera soit déversé directement par un camion à benne basculante, soit récupéré dans le stock de minerai brut à l'aide d'une chargeuse frontale (FEL) et placé dans le bac de minerai brut avant d'être alimenté dans un concasseur giratoire primaire. Un brise-roche sera fourni pour aider à broyer les roches trop grosses, si nécessaire. Le produit concassé par le concasseur giratoire sera extrait du silo de minerai concassé situé sous le concasseur par un alimentateur à tablier et déversé sur le convoyeur du circuit de concassage secondaire.

Ce convoyeur sera équipé d'un peson pour surveiller le débit d'alimentation de l'usine et contrôler le débit d'alimentation frais du concasseur secondaire via la commande à vitesse variable du convoyeur à tablier. Un aimant d' des métaux étrangers à la décharge du convoyeur éliminera les métaux du flux de minerai concassé via une goulotte de transfert des métaux étrangers vers un bunker à ferraille.

La zone de concassage primaire sera desservie par le système de dépoussiérage primaire composé d'une série de hottes d'extraction, de conduits, d'un filtre à manches et d'un bac de collecte des poussières.

17.2.2 concassage secondaire et criblage

Le minerai concassé primaire sera acheminé vers un circuit de concassage secondaire composé d'un bac d'alimentation de crible et de deux convoyeurs à bande parallèles pour retirer le matériau à alimenter sur deux cribles vibrants parallèles. Ces cribles à double étage seront équipés de panneaux de criblage de 75 mm (en haut) et 45 mm (en bas). Les déchets trop gros seront acheminés vers la trémie d'alimentation du concasseur secondaire, où ils seront acheminés vers deux convoyeurs à bande alimentant deux concasseurs à cône. Les produits du concasseur secondaire seront renvoyés vers le convoyeur du circuit de concassage secondaire. Les déchets de moins de 45 mm seront acheminés vers un stock couvert. Le stock permet d'assurer une capacité de rupture et de compensation entre le concasseur secondaire et le reste du processus en aval.

Le convoyeur d'alimentation du concasseur secondaire (débris trop gros) sera équipé d'un aimant à bande autonettoyant qui évacuera les métaux étrangers vers une benne à ferraille. Un détecteur de métaux sera également installé après l'aimant afin d'identifier les métaux non magnétiques. Lorsque le détecteur de métaux est activé, la bande s'arrête automatiquement et l'emplacement du métal est signalé à l'aide d'un marqueur à peinture afin qu'un opérateur puisse le retirer manuellement.

La zone de concassage secondaire sera équipée de deux systèmes de dépoussiérage, chacun comprenant une série de hottes d'extraction, de conduits, d'un filtre à manches et d'un bac de collecte des poussières.

17.2.3 Récupération des stocks et HPGR

Le minerai concassé secondaire sera stocké dans un stock couvert et récupéré par trois alimentateurs à tablier dans le tunnel situé en dessous pour être déchargé sur un convoyeur

de minerai récupéré. Le convoyeur sera équipé d'un peson pour surveiller et contrôler le débit total vers le circuit HPGR.

Le minerai broyé récupéré sera acheminé vers un silo tampon et un alimentateur en amont d'un seul HPGR en circuit fermé avec quatre cribles humides. Le produit HPGR sera transféré vers le silo d'alimentation du HPGR qui le distribuera à quatre cribles parallèles à double étage et à pentes multiples via quatre alimentateurs à bande. Les cribles seront chacun équipés d'une ouverture de 8 mm sur le pont supérieur et de 5 mm sur le pont inférieur. Les middlings et les surgrands du criblage seront renvoyés vers le convoyeur de minerai récupéré via la vanne de dérivation du stock, tandis que les sous-grands du criblage seront acheminés vers les trémies d'alimentation du cyclone dans le circuit de broyage en tant que produit HPGR. La taille attendue du produit issu du circuit HPGR sera $_{de\ P80}$ 2,7 mm.

Une charge circulante de 85 % a été sélectionnée pour le circuit HPGR sur la base des essais et de l'expérience d'OMC.

La zone HPGR sera équipée d'un système de dépoussiérage comprenant une série de hottes d'extraction, de conduits, d'un filtre à manches et d'un bac de collecte des poussières. Une pompe à vidange à arbre vertical située au bas du bâtiment évacuera tous les déversements et les inondations de cette zone.

Le convoyeur de surdimensionnement des cribles HPGR sera équipé d'un peson afin de surveiller le tonnage total de surdimensionnement du crible et de permettre le calcul de l'alimentation fraîche du HPGR et de l'alimentation du circuit de broyage (c'est-à-dire le tonnage total vers le HPGR moins le surdimensionnement du crible HPGR).

17.3 Circuit de broyage

Le produit du circuit HPGR à -5 mm s'écoulera via des goulottes vers deux trémies d'alimentation à cyclone alimentant deux circuits de broyage à boulets parallèles.

Chaque circuit de broyage comprendra un broyeur à boulets à un étage fonctionnant en circuit fermé avec un groupe de cyclones. Chaque broyeur à boulets aura un diamètre de 8,23 m et une longueur de broyage effective (EGL) de 13,34 m. Les broyeurs à débordement seront équipés de tambours et entraînés par deux pignons, chacun relié à un moteur à vitesse variable de 9 MW. De l'eau sera ajoutée à la goulotte d'alimentation afin d'obtenir la densité de broyage souhaitée. De la chaux sera également ajoutée directement dans la goulotte d'alimentation du broyeur à partir d'un silo à chaux via un alimentateur à vis dédié à chaque broyeur.

Le produit issu du broyeur à boulets sera déchargé sur un trommel, les grains trop gros étant acheminés vers une trémie, d'où ils seront périodiquement retirés et renvoyés vers l'alimentation du broyeur via un FEL. Les grains trop fins passeront par gravité vers la trémie d'alimentation du cyclone, où ils seront encore dilués afin d'obtenir la densité d'alimentation requise. Le sous-flux du cyclone retournera au broyeur à boulets, tandis que le surflux du cyclone à un P80 $_{de}$ 75 µm s'écoulera par gravité vers le réservoir de conditionnement en amont du circuit de flottation grossière. Des dispositions ont été prises pour qu'une partie du flux de sous-flux du cyclone provenant de chaque train de broyage soit détournée vers un circuit de concentration par gravité à l'avenir.

Une pompe à vidange à axe vertical desservira la surface au sol de chaque circuit de broyage à boulets. Le sol en béton sous chaque zone de broyage sera en pente vers les puisards afin de faciliter le nettoyage.

Les médias de broyage pour les broyeurs à boulets seront ajoutés à l'aide d'un bac de chargement dédié, soulevé par la grue d'entretien de la zone de broyage.

17.4 Circuits de concentration par gravité (à venir)

À l'avenir, il y aura deux circuits de gravité : un dans le circuit du broyeur à boulets et un dans le circuit de rebroyage des concentrés. Pour le circuit du broyeur à boulets, chaque ligne de broyage détournera une partie du flux de sous-écoulement des cyclones de classification vers le circuit de concentration par gravité. L'objectif du circuit de gravité est de récupérer l'or libre grossier et l'or associé aux particules de sulfure grossières.

De l'eau de traitement sera ajoutée dans les canaux de sous-écoulement des cyclones afin de faciliter l'écoulement vers les tamis de scalpage par gravité et de maintenir un pourcentage de solides (p/p) approprié pour les concentrateurs par gravité. Les tamis de scalpage vibrants par gravité élimineront les particules grossières et les déchets du flux de boue avant le concentrateur par gravité. Les particules trop grosses seront recyclées vers le broyeur à boulets, tandis que les particules trop fines passeront à travers le tamis pour alimenter les concentrateurs centrifuges par gravité.

Chaque concentrateur gravitaire fonctionnera en mode semi-continu, le cycle consistant en 45 minutes de concentration continue suivies d'un rinçage périodique du concentré accumulé vers un cône de stockage pour une concentration supplémentaire à l'aide de tables vibrantes. L'eau de traitement sera utilisée pour fluidifier l'alimentation du concentrateur gravitaire. Les résidus gravitaires retourneront à la pompe d'alimentation du cyclone dans le circuit de broyage.

Le concentré provenant du cône de stockage du concentré de gravité de chaque train sera pompé vers un séparateur magnétique afin d'éliminer les pièces métalliques avant d'être traité par la table vibrante de gros nettoyage. Les résidus provenant de la table vibrante de gros nettoyage des deux trains seront acheminés vers un circuit de nettoyage secondaire, composé d'un autre tamis de scalpage, d'un concentrateur centrifuge à gravité et d'une autre table vibrante. Les résidus provenant du circuit de table vibrante de récupération retourneront à l'alimentation de la table vibrante de concassage, tandis que le concentré sera combiné avec le concentré de la table vibrante de concass s dans les deux trains, ainsi qu'avec le concentré de la table vibrante de rebroyage dans une trémie de stockage pour être transféré à la salle d'or afin d'être filtré, séché et fondu en lingots d'or doré.

Dans le circuit de rebroyage des concentrés, un boîtier de pompage sera installé à l'avenir pour collecter les boues rejetées par le broyeur de rebroyage afin de les pomper vers deux concentrateurs à gravité. Les concentrés provenant des concentrateurs à gravité seront ensuite concentrés par une table vibrante. Les concentrés de la table vibrante de rebroyage seront transférés avec les autres concentrés provenant des tables vibrantes de pré-concentration et de récupération vers la salle d'or pour être filtrés, séchés et fondus en lingots d'or doré. Les résidus provenant de la table vibrante de rebroyage seront évacués du circuit de rebroyage en les détournant vers le réservoir de conditionnement du circuit de flottation de nettoyage.

17.5 Circuit de flottation du broyeur grossier et du récupérateur

Le trop-plein des cyclones des deux trains du circuit de broyage sera acheminé vers un seul réservoir de conditionnement de flottation de pré-lavage/de récupération avec un temps de séjour d'environ 6 minutes. Le moussant et le collecteur seront dosés dans le réservoir de conditionnement. De la chaux sera nécessaire pour ajuster le pH, la majeure partie étant ajoutée à l'alimentation du broyeur, comme détaillé dans la section 17.3. De l'eau de

traitement sera également ajoutée si nécessaire pour diluer l'alimentation afin d'obtenir la densité de boue appropriée. La boue obtenue sera acheminée vers deux trains de cellules de flottation de pré-affinage/de récupération.

La section de flottation grossière/de récupération se composera de deux trains de sept unités Stack Cell en série. Les concentrés de la flottation grossière et de la flottation de récupération s'écouleront par gravité vers le circuit de rebroyage afin de réduire davantage la taille de la mouture à $_{P80}$ 20 µm pour alimenter le circuit de flottation de nettoyage.

Les résidus de flottation grossière/de récupération seront combinés avec les résidus du circuit de nettoyage vers la boîte d'alimentation de l'épaississeur de résidus.

Des échantillonneurs de pression seront installés à différents points afin de prélever des échantillons des deux lignes de résidus du rougher/scavenger et de la ligne combinée de concentrés du rougher/scavenger vers l'analyseur en ligne (OSA) à des fins de contrôle du processus.

Le pont roulant du bâtiment de flottation sera utilisé pour toutes les opérations de levage dans la zone de flottation. Des puisards équipés de pompes à arbre vertical serviront à nettoyer les déversements dans cette zone.

17.6 Circuit de rebroyage

Le concentré de concasseur/récupérateur sera transféré vers un circuit de rebroyage ouvert afin de réduire la taille des particules à $_{P80}$ 20 µm avant d'alimenter le circuit de flottation de nettoyage.

La boue concentrée dans le boîtier de la pompe d'alimentation du cyclone de rebroyage sera pompée vers un groupe de cyclones, le sous-flux des cyclones alimentant un broyeur vertical à agitation. Le surdébit des cyclones à $_{P80}$ 20 µm, joint au débit du broyeur de rebroyage, s'écoulera par gravité vers le réservoir de conditionnement du nettoyeur.

Des échantillonneurs de pression seront installés sur l'alimentation du cyclone et sur la conduite d'alimentation vers le réservoir de conditionnement du nettoyeur afin d'envoyer des échantillons à l'analyseur en ligne (OSA) à des fins de contrôle du processus.

Le produit de rebroyage sera introduit via la trémie de produit de rebroyage en vrac. Un élévateur de produit en vrac sera installé pour permettre le remplissage de la trémie de produit de rebroyage en vrac à partir de sacs en vrac.

Un puisard avec une pompe à arbre vertical servira à nettoyer les déversements dans cette zone.

17.7 Circuit de flottation du nettoyeur

La flottation de nettoyage comprendra trois étapes de nettoyage en circuit ouvert avec la possibilité de recycler les résidus du nettoyeur 3 vers le nettoyeur 2 si nécessaire pour certains types de minerai. Des cellules à colonnes seront utilisées dans les trois étapes de nettoyage afin de réduire l'entraînement de gangue dans le concentré.

Deux réservoirs de conditionnement seront installés en série en amont de chaque étape de nettoyage afin de séquencer le dosage des réactifs. Le pH de la boue doit avoir été ajusté avant le circuit de flottation du nettoyeur. Du lait de chaux peut également être ajouté à la boue d'alimentation avant chaque étape de nettoyage si nécessaire. Dans le premier réservoir de

conditionnement de chaque étape de nettoyage, du sulfite de sodium ($Na2SO3_)$ sera ajouté pour réduire la pyrite. Du sulfate de zinc ($ZnSO4_)$ et du trithiocarbonate de sodium ($Na2CS3_)$ peuvent également être ajoutés pour réduire respectivement le zinc et l'arsenic, si nécessaire. Dans le deuxième réservoir de conditionnement de chaque étape de nettoyage, des collecteurs tels que PAX et SPRI 206 seront ajoutés. Un moussant sera également ajouté à l'aspiration de chaque pompe de recirculation de la colonne de nettoyage si nécessaire. La possibilité d'ajouter de l'eau de process pour diluer la boue à la densité d'alimentation souhaitée sera également prévue.

Les première et deuxième étapes de nettoyage comprendront chacune une colonne de nettoyage et une colonne de récupération. La troisième étape de nettoyage comprendra uniquement une colonne de nettoyage.

Les résidus du purificateur 1 seront pompés vers la colonne de récupération du purificateur 1 via une trémie de transfert et une pompe. Les concentrés du nettoyeur 1 et du récupérateur du nettoyeur 1 seront pompés vers le circuit du nettoyeur 2 par une pompe à mousse. Les résidus du récupérateur du nettoyeur 1 seront transférés vers le boîtier de pompage des résidus de flottation également via une trémie de transfert et une pompe. Des échantillonneurs de pression seront installés sur les conduites de concentrés et de résidus du nettoyeur 1 afin d'envoyer des échantillons à l'OSA à des fins de contrôle du processus.

Les résidus du nettoyeur 2 seront pompés pour alimenter la colonne de récupération du nettoyeur 2 via une trémie de transfert et une pompe. Les concentrés du nettoyeur 2 et du récupérateur du nettoyeur 2 seront pompés vers le circuit du nettoyeur 3 par une pompe à mousse. Les résidus du récupérateur du nettoyeur 2 seront transférés vers le boîtier de pompage des résidus de flottation également via une trémie de transfert et une pompe. Des échantillonneurs de pression seront installés sur les conduites de concentré et de résidus du nettoyeur 2 afin d'envoyer des échantillons à l'OSA à des fins de contrôle du processus.

Les résidus du nettoyeur 3 seront transférés vers le boîtier de pompage des résidus de flottation via une trémie de transfert et une pompe. Le concentré du nettoyeur 3 sera pompé vers l'épaississeur de concentré via une pompe à mousse. Des échantillonneurs de conduite sous pression seront installés sur les conduites de concentré et de résidus du nettoyeur 3 afin d'envoyer des échantillons à l'OSA à des fins de contrôle du processus.

Des puisards équipés de pompes à arbre vertical serviront à nettoyer cette zone en cas de déversement.

17.8 Salle de l'or (future)

Les concentrés gravimétriques contenant de l'or et de l'argent provenant du futur circuit de tables vibrantes de grossage, de récupération et de rebroyage seront collectés dans la trémie de stockage des concentrés de la table vibrante, où ils seront filtrés à l'aide d'un filtre à boues sous vide et séchés dans un four.

Une fois refroidi, le gâteau de concentré séché sera mélangé à des fondants et chargé dans le four de fusion. Les fondants réagiront avec les oxydes de métaux communs pour former un laitier, tandis que l'or et l'argent resteront sous forme de métal fondu. Le métal fondu sera coulé dans des moules pour former des lingots dorés, qui seront nettoyés, analysés, estampillés et stockés dans un coffre-fort sécurisé, prêts à être expédiés. Le laitier produit sera périodiquement renvoyé à la goulotte d'alimentation du broyeur à boulets à la main.

Le four de fusion devra traiter la masse prévue de concentré pour le cas de teneur de tête de conception à une fréquence d'une fusion par jour (7 fusions par semaine) et avec la capacité de traiter jusqu'à 2 fusions par jour (14 fusions par semaine) si nécessaire.

Un système d'extraction/ventilation des fumées et un filtre à manches pour le four seront fournis afin d'éliminer les gaz nocifs et la poussière du four de fusion. En outre, des ventilateurs d'air frais seront installés pour assurer une ventilation adéquate à l'intérieur de la salle d'or.

Un puisard avec une pompe à arbre vertical, couplé à un piège à or, sera installé dans la salle d'or afin d'éliminer tout déversement ou renversement.

L'équipement auxiliaire de la salle d'or comprendra :

- un bac à flux, une balance à plate-forme, une table de mélange de flux
- chariot à cascade pour la coulée de l'or et chariot à scories
- moules à lingots et table de nettoyage des lingots
- balance pour lingots

17.9 Circuit d'épaississement et de filtration des concentrés

Le concentré final (nettoyeur 3) sera pompé vers un épaississeur de concentré à haut débit de 9 m de diamètre. La solution mère de floculant sera encore diluée avec de l'eau du circuit en vrac (recyclée à partir du trop-plein de l'épaississeur) dans un mélangeur statique en ligne avant d'être dosée dans l'épaississeur de concentré. Le trop-plein de l'épaississeur sera collecté dans un réservoir de trop-plein et pompé vers le boîtier de la pompe à résidus pour être éliminé.

Le sous-flux de l'épaississeur de concentré, à environ 55 % de solides en poids, sera pompé vers le réservoir d'alimentation du filtre à concentré agité par la pompe de sous-flux de l'épaississeur de concentré. Ce réservoir fournira une capacité de compensation de 48 heures entre l'épaississeur de concentré et le filtre-presse à concentré en vrac.

Un puisard et une pompe à puisard à arbre vertical seront fournis pour renvoyer les déversements vers l'épaississeur de concentré en vrac.

Le concentré épaissi sera pompé vers le filtre-presse à concentré. Le filtre-presse éliminera l'eau du concentré afin d'atteindre le taux d'humidité cible d'environ 9 % p/p à l'aide d'une série d'étapes de pressage et de soufflage d'air. Après le temps de filtration souhaité, le filtre-presse s'ouvrira et déchargera le concentré en vrac directement dans une trémie à concentré. Après le déchargement du concentré, le tissu filtrant sera lavé à l'eau de process avant le cycle suivant. Le filtrat provenant du filtre à concentré en vrac sera renvoyé par gravité vers l'épaississeur de concentré.

Le gâteau de filtration sera chargé par un chargeur frontal (FEL) dans des conteneurs d'expédition de 20 pieds et pesé avant d'être expédié hors site par camion. Des échantillons seront prélevés sur chaque lot à des fins de contrôle du processus et de comptabilité métallurgique.

Un puisard et une pompe à puisard à arbre vertical seront fournis pour renvoyer tout déversement provenant de la zone du filtre en vrac vers l'épaississeur de concentré en vrac.

17.10 Élimination des résidus

Les résidus de flottation ainsi que les résidus provenant des zones de flottation, de floculation, d'agitation et de collecte (SPRI 206) seront transférés vers le bac d'alimentation de

l'épaississeur de résidus en amont d'un épaississeur à haut débit de 64 m de diamètre afin de déshydrater la boue avant son pompage vers l'installation de stockage des résidus (TSF).

Le sous-débit de l'épaississeur de résidus, à une densité cible de 55 % de solides (p/p), sera transféré vers le caisson de pompage des résidus et pompé vers la TSF par la pompe à résidus. Le trop-plein de l'épaississeur de résidus s'écoulera par gravité vers le réservoir d'eau de traitement pour être réutilisé dans l'usine de traitement.

Un puisard dédié et une pompe à puisard à arbre vertical seront fournis pour renvoyer les déversements vers l'épaississeur de résidus.

17.11 des réactifs et des consommables

Les réactifs sont stockés en vrac sur le site dans un emplacement central pour un stock de 7 jours.

17.11.1 Floculant

Le floculant sera livré sur le site dans des sacs en vrac de 1 tonne et stocké dans le hangar à réactifs. Un système de mélange de floculant fourni par le fournisseur sera installé, qui comprendra la trémie de floculant, le briseur de sacs de floculant, le souffleur de floculant, la tête de mouillage, le réservoir de mélange de floculant et la pompe de transfert. Le floculant en poudre sera chargé à la main dans la trémie à floculant, puis transféré par voie pneumatique vers la tête de mouillage, où il entrera en contact avec l'eau brute. La solution de floculant sera agitée dans le réservoir de mélange de floculant pendant une durée prédéfinie. La solution de floculant sera ensuite transférée vers le réservoir de stockage de floculant.

Le floculant sera dosé dans les épaississeurs de concentrés et de résidus à l'aide de pompes volumétriques à vitesse variable. Le floculant sera encore dilué avant d'être ajouté aux épaississeurs.

Un puisard dédié et une pompe à puisard à arbre vertical seront fournis dans cette zone.

17.11.2 Chaux

De la chaux vive (chaux) sera ajoutée au processus via un système primaire et un système secondaire. Le système primaire ajoutera la majeure partie de la chaux nécessaire pour augmenter le pH de la boue directement dans les broyeurs à boulons, tandis que le système secondaire sera composé d'un éteignoir à chaux et d'un système de distribution en boucle qui sera utilisé pour ajuster le pH dans le circuit de flottation.

Système primaire :

La poudre sèche sera livrée par un camion-citerne et stockée dans un silo d'où elle sera acheminée par voie pneumatique vers une petite trémie située au-dessus de la goulotte d'alimentation de chaque train de broyage. Une vanne rotative distribuera la chaux à un débit contrôlé dans la goulotte d'alimentation du broyeur à boulets.

Système secondaire :

Le système secondaire de chaux sera un système de slaking de type mixtank/batch. La chaux conditionnée en sacs de 1 tonne sera hissée dans le silo à chaux pour être stockée. La chaux sera extraite du silo via une vanne rotative et un doseur à vis pour être mélangée à de l'eau brute dans un réservoir de mélange de chaux afin d'obtenir la densité de chaux souhaitée. La chaux mélangée ou éteinte sera stockée dans le réservoir de stockage de lait de chaux pour

être distribuée à la zone de flottation par la pompe de circulation de boue de chaux et un circuit principal en boucle, avec des prises permettant de distribuer la chaux selon les besoins.

Une pompe de puisard à arbre vertical dédiée sera fournie pour contrôler les déversements dans la zone d'extinction.

17.11.3 Agent moussant

L'agent moussant sera livré dans des conteneurs intermédiaires pour vrac (IBC) et stocké dans le hangar à réactifs jusqu'à ce qu'il soit nécessaire. Un conteneur permanent sera installé pour fournir une capacité de stockage à proximité de la zone de flottation. L'agent moussant sera dosé tel quel, sans dilution. Plusieurs pompes doseuses à membrane délivreront l'agent moussant aux emplacements requis dans le circuit de flottation. Le remplissage du conteneur permanent sera effectué manuellement selon les besoins.

Une pompe à membrane pneumatique unique sera fournie pour contrôler les déversements dans la zone du moussant.

17.11.4 Collecteur 1

Le xanthate d'amyle et de potassium (PAX) sera livré sous forme de poudre granulaire dans des sacs en vrac de 850 kg et stocké dans l'abri pour réactifs jusqu'à utilisation. Les sacs seront soulevés à l'aide d'un crochet de levage situé au sommet du réservoir à l'aide d'un pont roulant commun à la zone des réactifs. La poudre tombera dans le réservoir et sera dissoute dans de l'eau brute afin d'obtenir la concentration de dosage requise.

La solution de PAX sera transférée vers le réservoir de stockage du collecteur de PAX à l'aide d'une pompe centrifuge. La solution de PAX sera acheminée vers le circuit de flottation à l'aide de pompes doseuses à membrane.

Les réservoirs de mélange et de stockage ainsi que le puisard seront ventilés par des ventilateurs d'extraction de service et de secours afin d'éliminer le dioxyde de carbone. Un puisard dédié avec une pompe à puisard à arbre vertical sera prévu pour contrôler les déversements.

17.11.5 Collecteur 2

Le collecteur 2 ou SPRI 206 sera livré dans des IBC et stocké dans le hangar à réactifs jusqu'à ce qu'il soit nécessaire. Un conteneur permanent sera installé pour fournir une capacité de stockage à proximité de la zone de flottation. Le SPRI 206 sera dosé tel quel, sans dilution. Deux pompes doseuses à membrane achemineront le réactif vers les emplacements requis dans le circuit de flottation. Le remplissage du bac de stockage permanent sera effectué manuellement selon les besoins. Un puisard équipé d'une pompe à membrane pneumatique sera fourni pour contrôler les déversements dans la zone SPRI 206.

17.11.6 Dépresseur de pyrite

Le sulfite de sodium (Na_2SO_3) sera livré sous forme de poudre cristalline blanche en sacs de 1,25 t et stocké dans le hangar à réactifs jusqu'à utilisation. Les sacs seront soulevés à l'aide d'un crochet de levage situé au sommet du réservoir à l'aide d'un pont roulant commun à la zone des réactifs. La poudre tombera dans le réservoir de mélange et sera dissoute dans l'eau brute pour obtenir le dosage requis.

La solution de Na_2SO_3 sera transférée vers un réservoir de stockage à l'aide d'une pompe centrifuge. La solution de Na_2SO_3 sera acheminée vers le circuit de flottation à l'aide d'une pompe à membrane.

Les réservoirs de mélange et de stockage, ainsi que le puisard, seront ventilés à l'aide de ventilateurs de service et de secours afin d'éliminer le dioxyde de carbone. Un puisard dédié équipé d'une pompe à arbre vertical sera prévu pour contrôler les déversements.

17.11.7 du dépresseur de zinc

Le sulfate de zinc ($ZnSO_4$) sera livré sous forme de poudre cristalline blanche de sulfate de zinc monohydraté ($ZnSO_4 \cdot H2O$) dans des sacs en vrac de 1 tonne et stocké dans le hangar à réactifs pour être utilisé selon les besoins. Les sacs seront soulevés à l'aide d'un crochet de levage situé au sommet du réservoir à l'aide d'un pont roulant commun à la zone des réactifs. La poudre tombera dans le réservoir et sera dissoute dans l'eau brute afin d'obtenir la concentration requise.

La solution de $ZnSO_4$ sera transférée vers le réservoir de stockage à l'aide d'une pompe centrifuge. La solution de $ZnSO_4$ sera acheminée vers le circuit de flottation à l'aide d'une pompe à membrane. Un dépresseur de zinc n'est généralement pas nécessaire, et ce système n'est installé qu'à titre de secours dans le cas où certains minerais nécessiteraient un dépresseur de zinc.

Les réservoirs de mélange et de stockage, ainsi que le puisard, seront ventilés à l'aide de ventilateurs de service et de secours afin d'éliminer le dioxyde de carbone. Un puisard dédié avec une pompe à arbre vertical sera fourni pour contrôler les déversements.

17.11.8 Dépresseur d'arsenic

Le trithiocarbonate de sodium (Na_2CS_3) sera livré sous forme de poudre de qualité technique dans des sacs en vrac de 1,2 t et stocké dans le hangar à réactifs pour être utilisé selon les besoins. Les sacs seront soulevés à l'aide d'un crochet de levage situé au sommet du réservoir à l'aide d'un pont roulant commun à la zone des réactifs. La poudre tombera dans le réservoir et sera dissoute dans l'eau brute afin d'obtenir la concentration de dosage requise.

La solution de Na_2CS_3 sera transférée vers le réservoir de stockage à l'aide d'une pompe centrifuge. La solution de Na_2CS_3 sera acheminée vers le circuit de flottation à l'aide d'une pompe à membrane. Un dépresseur d'arsenic n'est généralement pas nécessaire, et ce système n'est installé qu'à titre de secours dans le cas où certains minerais nécessitent un dépresseur d'arsenic.

Les réservoirs de mélange et de stockage, ainsi que le puisard, seront ventilés à l'aide de ventilateurs de service et de secours afin d'éliminer le dioxyde de carbone. Un puisard dédié équipé d'une pompe à arbre vertical sera prévu pour contrôler les déversements.

17.12 Distribution d'eau

Cette usine nécessite de l'eau de process, de l'eau brute, de l'eau potable, de l'eau d'incendie et de l'eau décantée TSF.

17.12.1 de l'eau de process

L'eau de process utilisée dans l'usine de traitement proviendra de différentes sources, notamment l'eau décantée TSF, le trop-plein de l'épaississeur de résidus et les pompes d'eau brute en tant qu'appoint si les deux autres sources sont épuisées. Le réservoir d'eau de process

aura une capacité de stockage de 3 413 ^{m3} afin de fournir une capacité de pointe de 0,5 h sur la base d'une consommation moyenne de 6 825 m3/h.

L'eau de traitement sera utilisée pour les tâches suivantes :

- dépulpage par tamisage humide
- pulvérisation et dilution du circuit de broyage
- fluidisation du concentrateur par gravité (à venir)
- eau de dilution du circuit de flottation
- eau de dilution des floculants
- eau de lavage du filtre à concentré
- eau de lavage de la salle d'or (à venir)
- lavage de l'usine

17.12.2 d'eau brute

L'eau brute provenant du lac A sera acheminée vers un réservoir de stockage d'eau brute d'une capacité de 1 144 ^{m3}. Ce réservoir servira également de source d'eau d'extinction, avec 864 ^{m3} réservés à cet usage et le reste destiné à fournir une capacité de pointe d'une heure pour l'eau brute. La consommation moyenne d'eau brute est d'environ 280 m3/h, avec des pics intermittents pouvant atteindre environ 514 m3/h.

L'eau brute sera utilisée pour les tâches suivantes :

- eau de scellement des broyeurs à boulets
- pulvérisation des filtres HPGR
- mélange de réactifs
- lavage de la salle d'extraction de l'or (à venir)
- eau brute filtrée comme eau de scellement
- appoint d'eau de process via la pompe d'eau brute à la source d'eau brute (Lac A)

17.12.3 d'eau potable

L'usine de traitement de l'eau potable sera fournie par un fournisseur. Le réservoir d'eau potable de l'usine servira à stocker l'eau potable destinée à l'OSA, aux installations d'exploitation et aux douches de sécurité de l'usine de traitement. Un réservoir de stockage d'eau pour les douches de sécurité et un système de distribution en boucle seront installés séparément afin d'alimenter les douches de sécurité et les fontaines à eau potable dans l'usine.

17.12.4 Eau d'incendie

L'eau d'incendie sera fournie à l'aide d'un ensemble fourni par le fournisseur, qui comprendra une pompe électrique à eau d'incendie, une pompe jockey à eau d'incendie et une pompe à eau d'incendie diesel.

17.12.5 de l'eau décantée du TSF

Les résidus seront pompés vers le TSF. La solution surnageante sera récupérée du TSF et recyclée vers le réservoir d'eau de traitement de l'usine à l'aide de pompes de retour de décantation.

17.13 Autres services et utilités

17.13.1 Analyseur de taille des particules

La taille des particules dans le flux de débordement du cyclone provenant de chaque train de broyage sera contrôlée par un analyseur de taille de particules (PSA) afin de garantir que la taille de broyage visée a été atteinte pour l'alimentation du circuit de flottation. Les rejets de l'analyseur de particules seront envoyés à l'analyseur en ligne afin de contrôler le flux d'alimentation vers la flottation grossière.

17.13.2 Analyseur en ligne

Les performances du circuit de flottation seront surveillées par un système d'analyse en continu (OSA) dédié afin de permettre à l'opérateur d'ajuster l'air, le niveau de boue ou les doses de réactifs en fonction des analyses en temps réel de tous les flux principaux. L'analyse comprendra des dosages du pourcentage de solides, du pH, du cuivre, de l'or et de l'argent. Des échantillons cumulatifs seront également prélevés pour analyse en laboratoire via le système d'échantillonnage OSA. Le système sera équipé d'un système de contrôle, d'étalonnage et de rapport autonome, mais pourra fournir des données d'analyse au système de contrôle de l'usine si nécessaire.

Les échantillons seront prélevés à l'aide d'une combinaison de pompes d'échantillonnage, d'échantillonneurs à pression et d'échantillonneurs linéaires, selon les besoins. Les échantillons seront combinés de manière logique après analyse et renvoyés à un endroit approprié à l'aide de pompes à axe vertical.

17.13.3 Échantillonneurs

Différents flux sont envoyés aux systèmes PSA et OSA à l'aide de divers échantillonneurs à des fins de comptabilité métallurgique ou de contrôle des processus.

17.13.4 Air haute et basse pression

De l'air à haute pression (750 kPa) sera fourni par deux compresseurs d'air (rotatifs) à haute pression, fonctionnant en configuration lead-lag. Toute l'air haute pression sera séché et pourra être utilisé pour satisfaire les besoins en air de l'usine et des instruments. Cependant, l'air destiné aux instruments sera équipé de filtres et de sécheurs supplémentaires afin de le protéger contre l'humidité. L'air séché de l' usine sera distribué via le récepteur d'air principal de l'usine, avec des récepteurs supplémentaires dans les zones de concassage, de broyage, de flottation et dans la future salle d'extraction de l'or.

L'air à basse pression à environ 230 kPa pour le circuit de flottation grossière/de récupération sera fourni par deux soufflantes d'air centrifuges de service et de secours.

L'air comprimé à 550 kPa pour les colonnes de flottation sera fourni par le récepteur d'air de flottation avec un régulateur de pression d'air pour réduire la pression de 750 kPa à 550 kPa pour les colonnes.

17.14 Besoins en énergie

La consommation électrique annuelle estimée est résumée dans le tableau 17-2.

Tableau 172 : Consommation électrique annuelle moyenne

Zone	Consommation électrique annuelle (MWh)
Zone 120 - Préparation des aliments / Broyage	3
Zone 130 - Récupération, broyage et classification	338
Zone 130 - Récupération, broyage et classification (à l'avenir, circuit gravitaire inclus)	345
Zone 150 - Flottation et traitement des concentrés	52
Zone 170 - Salle d'or et fonderie (à l'avenir, circuit gravitationnel inclus)	0,98
Zone 180 - Traitement des queues	8
Zone 210 - Réactifs	1
Zone 220 - Services d'eau	11
Zone 230 - Services liés aux installations	0
Zone 240 - Services aériens	8
Zone 250 - Stockage et distribution de carburant	0,37
Zone 310 - Infrastructure générale	0
Zone 330 - Approvisionnement en eau brute	0
Zone 350 - Système de décantation des résidus miniers	3
Zone 360 - Bâtiments - Administration et sécurité	2
Zone 370 - Bâtiments - Bureaux de l'usine	9
Zone 380 - Logements permanents	136
Zone 450 - Installations minières	0
Total	**6**
Total (avenir avec circuit Gravity inclus)	**620,4**

18 INFRASTRUCTURE DU PROJET

18.1 Général

Le projet comprendra les infrastructures et les installations sur site suivantes, qui seront nouvellement construites. Ces installations sont présentées dans Figure -181 .

- mine à ciel ouvert sud-ouest
- installations de gestion des déchets (WMF)
- installation de gestion des résidus (TMF)
- canalisations de résidus et de récupération
- Conduite d'eau brute du lac A
- voies de transport minier
- routes d'accès au site
- installation de gestion du carburant
- concassage primaire et secondaire
- stockage et récupération du minerai grossier
- installations de traitement - concassage, broyage, épaississement, flottation, récupération de l'or par gravité (à venir), salle d'or (à venir), manutention et chargement des concentrés, systèmes de gestion de l'eau, systèmes de réactifs et stockage des réactifs
- bâtiments du site - bâtiment administratif, sanitaires, bâtiment hautement sécurisé, infirmerie, guérite, atelier et entrepôt, salle de contrôle, laboratoire de métallurgie et d'analyse
- bâtiments des services miniers - atelier de maintenance des camions miniers, entrepôt minier, installation de changement de pneus, installation de lavage des camions et sanitaires miniers
- installations du camp
- installation de stockage d'explosifs
- décharge sanitaire
- station d'épuration des eaux (WTP)
- station d'épuration des eaux usées (STEP)

Outre les installations nouvellement construites, il existe des infrastructures existantes qui seront réutilisées pour le projet. Le tableau 18-1 présente une liste des infrastructures existantes et leur réutilisation proposée.

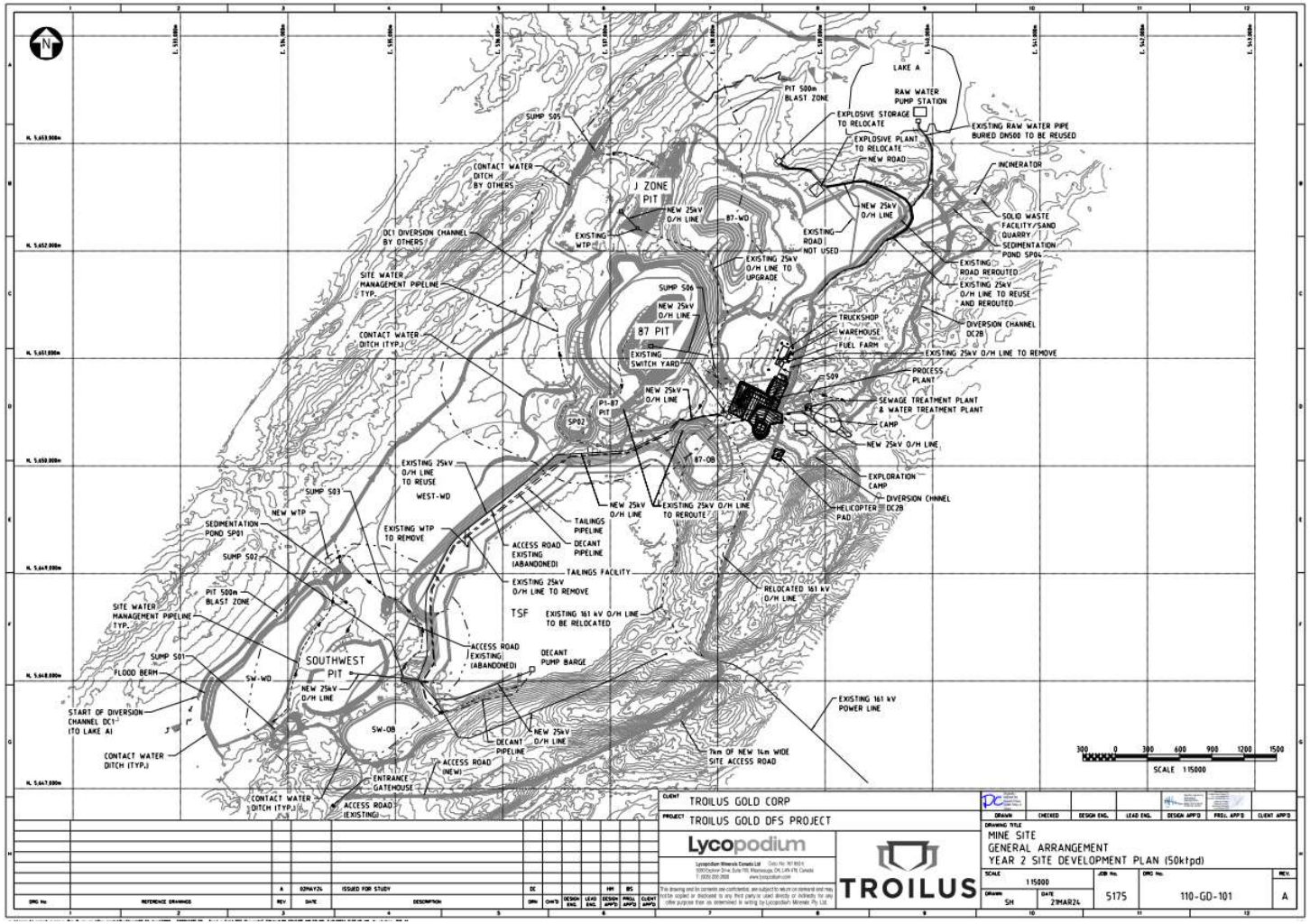
- Zone J à ciel ouvert
- 87 carrières à ciel ouvert
- routes d'accès au site
- camp d'exploration
- sous-station principale
- lignes électriques aériennes principales et internes à l'usine
- puits d'eau potable, pompe et pipeline

- aires de stockage
- bassins de gestion de l'eau
- installation de stockage des résidus (TSF)
- station d'épuration des eaux de la TSF
- héliport

Tableau « » -181 : Infrastructures existantes

Emplacement	Infrastructure existante	Réaffectation
J4 Open Pit	Pompes et e-house	Déplacer et utiliser les pompes et le bâtiment électrique pour le lac A d'eau douce
Sous-station HT	Existante 50 MVA	Extension à 75 MVA
Ligne électrique entrante	Existante 161 kV	Réutilisation et réalignement le long du côté est du TSF
Lignes électriques du site	Existantes 25 kV	Réutilisation et extension vers la fosse sud-ouest, les stations de pompage à distance et le camp.
Routes	Routes d'accès au site	Réutilisation et extension de sept kilomètres jusqu'au nouvel emplacement de l'usine de traitement
Routes	Routes du site	Réutilisation de toutes les routes existantes du site ; réalignement et prolongement jusqu'au nouvel emplacement de l'usine de traitement
TSF	Existant	Rehaussements futurs nécessaires
TSF Station d'épuration	Existante	Suffisante pour les deux premières années d'exploitation
Héliport	Existant	Réutilisation

Figure -181 : Plan général du site



Source : Lycopodium (2024)

18.2 Routes et terrassements

18.2.1 Route d'accès au site

Le projet est situé à 170 km au nord de Chibougamau. Depuis Chibougamau, on accède au projet en empruntant la route 167, la route du Nord et la route d'accès au site. La route 167 est asphaltée et en bon état. La route du Nord et la route d'accès au site sont en gravier et bien entretenues toute l'année. Le pont de la rivière Troilus est soumis à une limitation de poids de 130 tonnes. La route d'accès au site devra être déviée sur 7 km à l'est du site de stockage des résidus afin de permettre l'aménagement de la nouvelle mine à ciel ouvert SW. Cette route aura une largeur de 14 mètres et reliera la route existante au nord-est de l'usine de traitement qui mène au lac A.

18.2.2 Routes du site

Plusieurs routes internes existantes permettront d'accéder à l'usine de concassage, à l'usine de traitement, aux services miniers, au lac A et aux autres installations du site, y compris les bâtiments administratifs et le camp. Des ajustements mineurs seront apportés aux routes internes existantes afin de relier les nouvelles zones du site. Les routes internes auront généralement une largeur de 8 m et seront construites à partir de déchets miniers. Des fossés et des ponceaux seront utilisés si nécessaire pour garantir des conditions de conduite sécuritaires.

Un réseau de routes de transport minier sera construit et entretenu par le département minier et utilisé pour accéder à la mine à ciel ouvert, aux WRF et pour le transport du minerai vers la plate-forme ROM.

18.2.3 Terrassement

La conception des travaux de terrassement pour l'aménagement du site offre un tracé optimisé et comprend :

- la définition des limites et des élévations des accès et des plateformes
- le calcul des volumes de déblai et de remblai
- les plans et profils

Les travaux de terrassement prévus pour l'accès aux bâtiments sont considérés comme la largeur minimale requise pour les véhicules utilisant la zone.

Les paramètres de pente des déblais et remblais adoptés pour ce projet sont basés sur l'examen des rapports géotechniques préliminaires.

- Pentes de talus : 1,0 H : 2,0 V
- Pentes de remblai : 1,0 H : 3,0 V

Pour les coupes de plus de 8 m de profondeur, un banc de 4 m de large sera prévu tous les 8 m.

En général, toutes les zones du projet ont été nivelées afin d'assurer un drainage et une gestion adéquats des eaux de surface, minimisant ainsi l'impact négatif sur l'environnement. Les pentes seront revégétalisées afin de contrôler l'érosion.

18.2.4 Drainage

La conception du système de drainage du site est basée sur les données pluviométriques, les zones de drainage individuelles et un coefficient de ruissellement approprié afin de déterminer les volumes d'eau à gérer et de dimensionner les fossés et les ponceaux.

18.3 Concassage primaire et secondaire, stockage du minerai concassé

L'installation de concassage primaire et secondaire est située à l'extrémité nord-est de la zone de l'usine de traitement. Cette installation est illustrée à la figure 18-2.

Les installations comprennent les principaux équipements énumérés dans le tableau 18-2.

Tableau18 -2 : Équipements principaux du concassage primaire et secondaire et du stockage du minerai concassé

Équipement		Puissance (kW)
Benne à minerai brut (ROM)	Capacité utile de 360 t ou 1,5 camion minier	N/A
Concasseur primaire	2 778 t sèches/h, MKII 60-89	74
Alimentateur primaire	3 333 t sèches/h (2 100 m de large x 6,9 m de long)	90
Convoyeur du circuit de concassage secondaire	7 468 t sèches/h (2 400 mm de largeur x 276 m de longueur x 39 m de hauteur)	2 x 560
Trémie d'alimentation du crible de concassage secondaire	486 m3 de capacité utile	N/A
Cribles de concassage secondaire	2 x Double pont multi-pentes (4,2 m x 8,5 m)	110
Convoyeur d'alimentation pour concassage secondaire	3 653 t/h à sec (1 800 mm de largeur x 195 m de longueur x 18 m de hauteur)	400
Trémie d'alimentation pour concassage secondaire	288 m3 de capacité utile	N/A
Concasseurs secondaires	1 725 t/h sec, 2 concasseurs à cône MP 800	933 chacun
Convoyeur d'alimentation du stock de minerai grossier	4 051 t sèches/h (1 800 mm de largeur x 260 m de longueur x 44 m de hauteur)	800
Stockage de minerai grossier	Capacité de 20 heures (35 m de haut x 90 m de diamètre) 28 400 tonnes en service	N/A

Les installations du concasseur primaire seront logées dans une structure en béton armé creusée dans la colline au nord-est de l'usine de traitement. Les dimensions de la structure du concasseur primaire sont d'environ 26 m de largeur, 12 m de longueur et 29 m de hauteur.

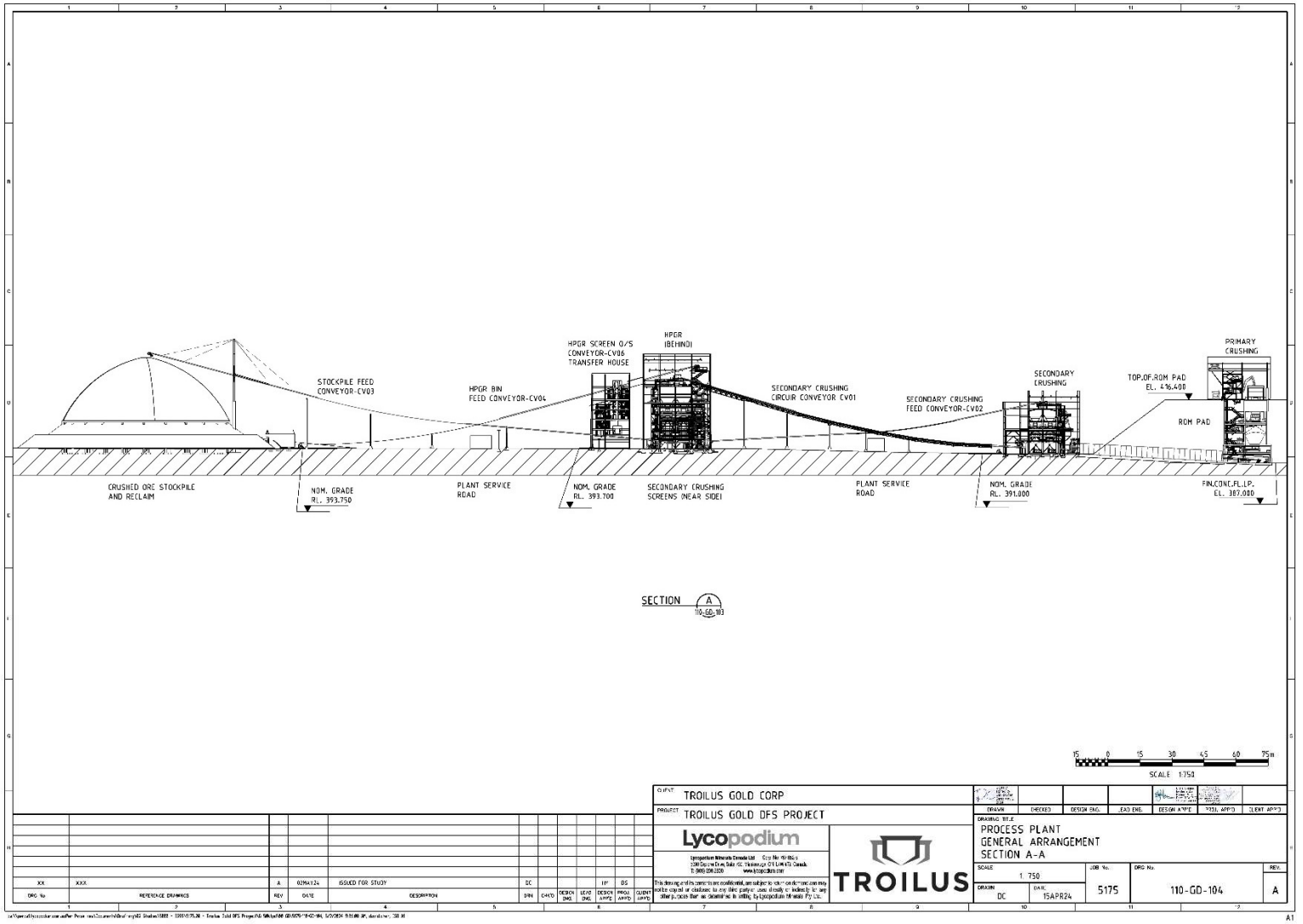
Les camions de transport minier déverseront le minerai directement dans le bac ROM qui alimente le concasseur giratoire primaire. Le minerai concassé sera extrait du bac situé sous le concasseur par un alimentateur à tablier et déversé sur le convoyeur du circuit de concassage secondaire. Ce convoyeur déverse dans le bac d'alimentation du crible secondaire qui sert également à répartir l'alimentation vers deux cribles vibrants parallèles.

Les fines seront acheminées vers le stock de minerai concassé, qui assure la capacité de pointe entre le circuit de concassage et le reste de l'usine (HPGR/broyeur à boulets/flottation). Les gros grains seront acheminés vers un bac d'alimentation du concasseur secondaire qui sert également à répartir l'alimentation vers deux concasseurs secondaires parallèles. Le produit du

concasseur sera renvoyé vers le bac d'alimentation des cribles dans une configuration en boucle fermée.

Le stock de minerai concassé sera partiellement recouvert d'un abri en forme de dôme et abritera un tas de minerai de forme généralement conique avec un angle de repos moyen de 35 degrés. Le stock aura une hauteur de 35 m et une capacité utile de 28 400 t, offrant jusqu'à 28 heures de tampon entre les opérations d'extraction et de traitement.

Figure -182 : Concassage primaire et secondaire et stock de minerai concassé



Source : Lycopodium (2024)

18.4 Récupération et broyage à haute pression

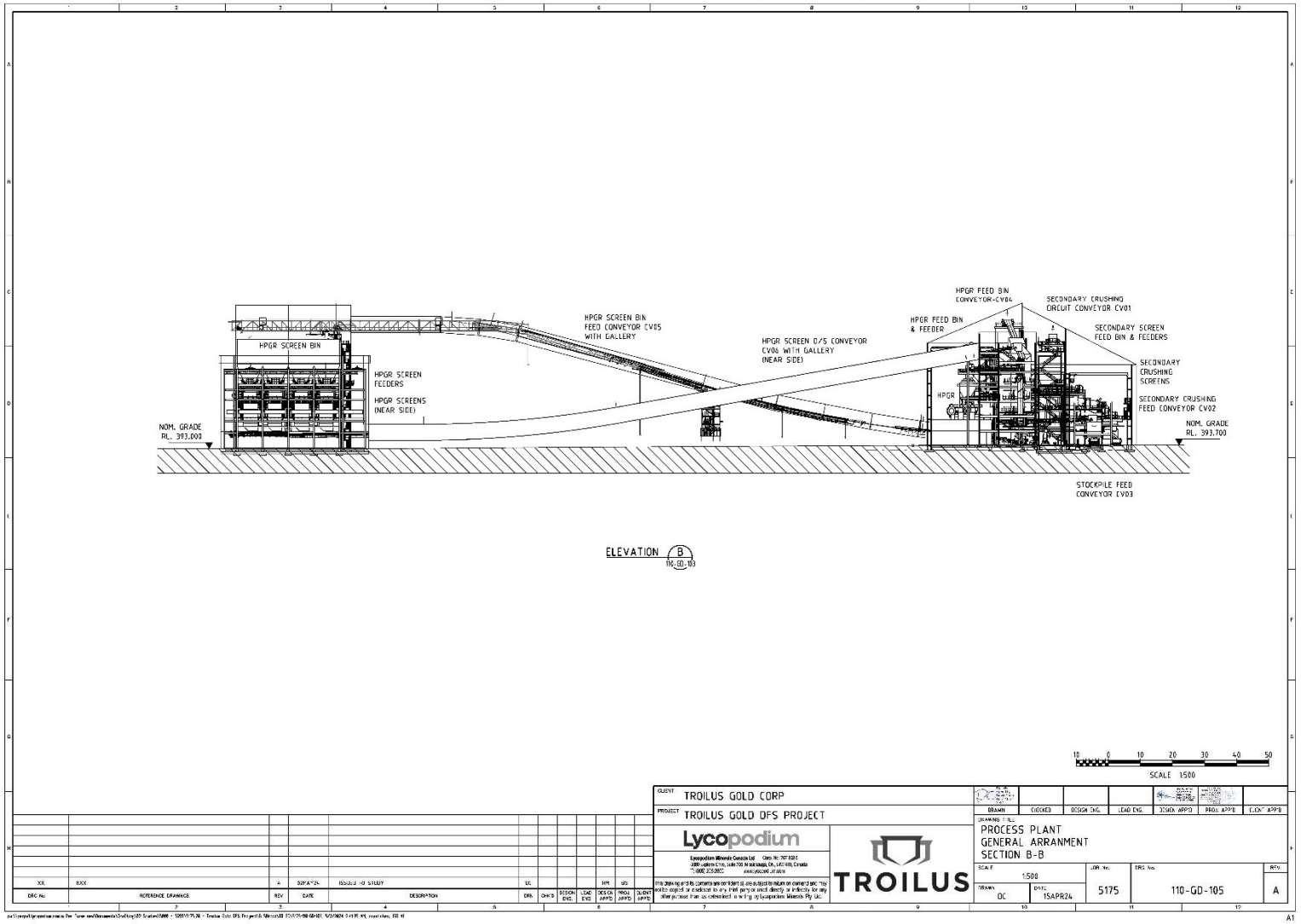
Le stock de minerai concassé et la récupération seront situés au sud-est de l'usine de traitement. Le bâtiment des rouleaux de broyage à haute pression (HPGR) sera situé à l'est de l'usine de traitement, entre les installations de concassage primaire et secondaire et le stock de minerai concassé. La figure 18-3 montre la disposition générale et les principales zones du bâtiment de récupération et des HPGR. En outre, le tableau 18-3 résume les principaux équipements de ces zones.

Le minerai broyé sera récupéré à l'aide de trois alimentateurs à tablier et acheminé vers la trémie d'alimentation HPGR. Un alimentateur à bande extraira les matériaux de la trémie d'alimentation et les déversera dans la trémie d'alimentation HPGR. Le HPGR broiera le matériau jusqu'à une granulométrie P80 de -10 mm. Ce matériau fin sera ensuite acheminé vers un circuit de criblage qui assurera le retour des grains trop gros vers le HPGR dans une configuration en boucle fermée. Les matériaux sous-dimensionnés pulvérisés avec de l'eau sont déchargés directement dans des caisses de pompage pour être broyés.

18 s sur la table -3 : Équipement principal pour la récupération et le broyage à haute pression

Équipement	Dimensions	Puissance (kW)
Alimentateurs de minerai récupéré 1-3	1 214 t/h humide (1 520 mm L x 9,0 m L)	55 chacun
Convoyeur de minerai récupéré	5 255 t sèches/h (2 100 mm L x 292 m L x 37 m H)	90
Trémie d'alimentation HPGR	Capacité utile de 500 m3	N/A
HPGR	4 380 t/h sec (rouleaux de 2,6 m de diamètre x 2,6 m de large) – HRC 3000	2 x 5 700
Convoyeur d'alimentation pour tamis HPGR	5 255 t sèches/h (2 100 mm de largeur x 245 m de longueur x 36 m de hauteur)	
Silo tampon pour criblage HPGR	3 750 m3 de capacité utile	N/A
Cribles HPGR 1-4	4 x double étage à pentes multiples (3,6 m x 8,5 m) 1 611 m3/h de boue	90
Convoyeur pour tamis HPGR surdimensionnés	2 414 t sèches/h (1 500 mm de largeur x 248 m de longueur x 28 m de hauteur)	355

Figure -183 : Récupération et broyage haute pression



Source : Lycopodium (2024)

18.5 Usine de traitement

La disposition générale de l'usine de traitement est illustrée à la figure 18-4. Les principales zones qui composent l'usine de traitement sont les suivantes :

- zone de broyage et de classification
- circuit gravitaire (futur)
- circuit de rebroyage
- flottation grossière, de récupération et de nettoyage
- manipulation des concentrés
- salle d'or (à venir)
- résidus
- services d'eau
- zone des réactifs

La zone de broyage est située à environ 300 mètres au nord-ouest du stock de minerai concassé. Cette zone sera constituée d'un bâtiment fermé à ossature métallique reposant sur des fondations en béton et équipé de ponts roulants pour la maintenance. Le bâtiment de broyage comprendra deux lignes parallèles contenant chacune un broyeur (8,23 m de diamètre x 13,34 m EGL) et des hydrocyclones. Les broyeurs à boulets seront soutenus par des fondations en béton indépendantes.

Le bâtiment de flottation est situé à côté du bâtiment de broyage, du côté sud-ouest. Il comprend un circuit de flottation grossière et de récupération, un circuit de rebroyage des concentrés, un épaississeur de concentrés, un circuit de flottation de nettoyage 1, 2 et 3 et des services d'approvisionnement en eau. Le bâtiment est une construction fermée à ossature métallique reposant sur des fondations en béton et équipée de ponts roulants pour la maintenance. Il occupe une superficie d'environ 3 950 m² et abrite les pompes de sous-écoulement et de résidus de l'épaississeur, ainsi que diverses autres pompes à eau utilitaires. L'épaississeur de résidus de 65 m de diamètre et le réservoir d'eau de traitement sont situés à l'extérieur du bâtiment, dans une zone de confinement en béton.

Le bâtiment de traitement des concentrés est une extension du bâtiment de flottation situé au sud-est. Il abrite un réservoir d'alimentation du filtre à concentrés, un réservoir de filtrat et un filtre à pression pour concentrés. Le bâtiment comprendra également un passage pour les camions où les concentrés seront chargés à l'aide d'un chargeur frontal.

Le futur bâtiment combiné du circuit de gravité et de la salle d'or sera également une extension du bâtiment de flottation sur le côté nord-est. Il comprendra plusieurs concentrateurs gravitaires, plusieurs tables vibrantes, un four de séchage, un four de fusion au diesel et un coffre-fort.

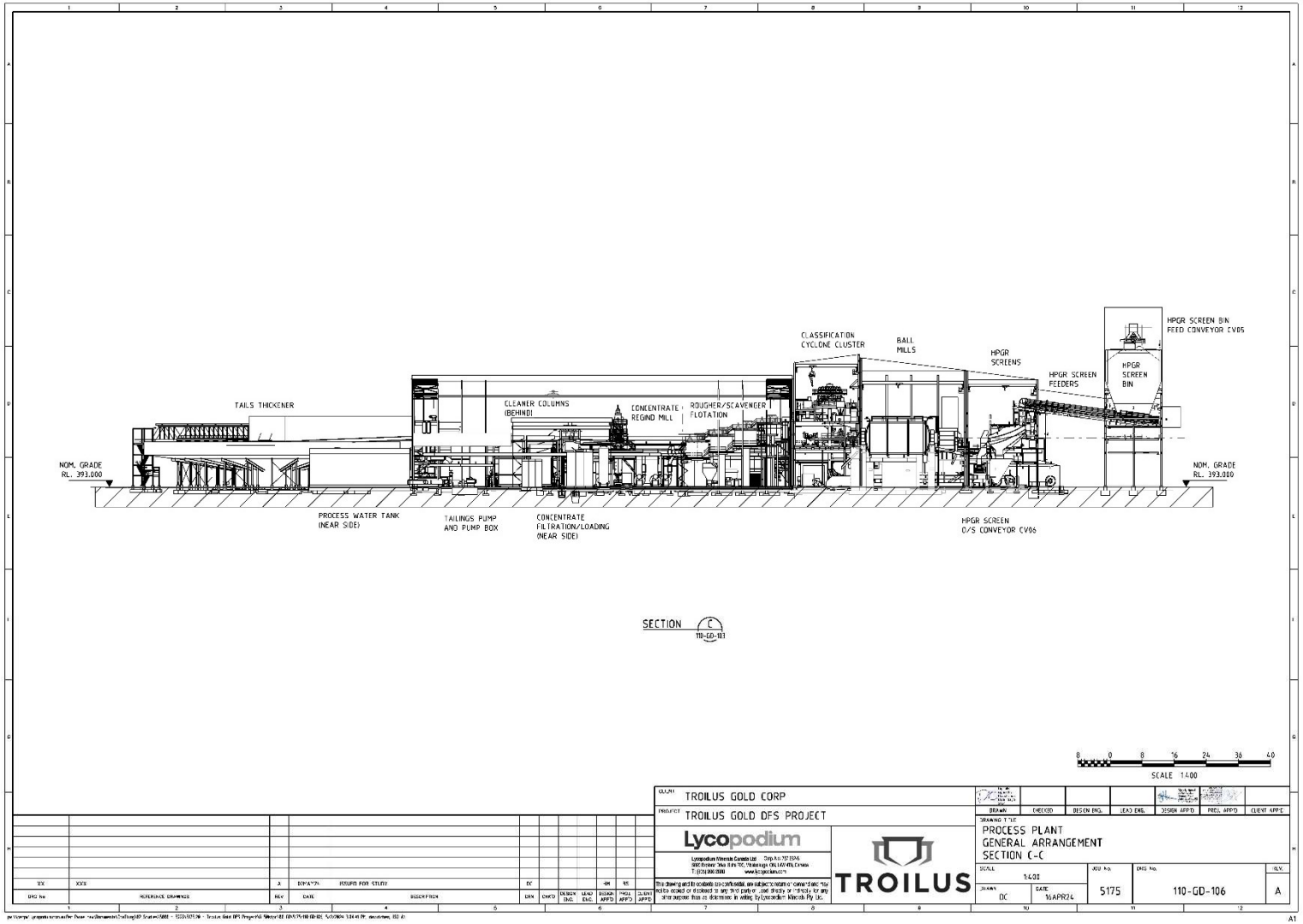
Le bâtiment des réactifs sera situé au nord-ouest du bâtiment de flottation. Divers réservoirs de stockage de réactifs seront situés dans des zones de confinement en béton séparées. Tous les réservoirs de stockage, les structures en acier et les pompes seront soutenus par une grande dalle de béton au niveau du sol. Ce bâtiment aura une longueur de 54 m et une largeur de 20 m.

Les principaux équipements de l'usine de traitement sont répertoriés dans Tableau -184 .

Tableau -184 : Équipements principaux de l'usine de traitement

Équipement		Puissance (kW)
Broyeur à boulets 1 et 2	1 184 t/h sec, 8,23 m de diamètre x 13,34 m EGL	2 x 9 000 chacun
Groupe cyclone n° 1/n° 2 Pompe d'alimentation 1/2	7 713 m3/h à 36,9 m TDH, 24 x 20	1 800 chacune
Groupe cyclone 1 et 2	6 430 m3/h, 14 unités de 660 mm – gMax26-H	N/A
Crible à gravité n° 1 et 2 (à venir)	1 585 m3/h, 4,88 m de large x 9,76 m de long	90 chacun
Concentrateur gravitaire 1 et 2 (à venir)	1 000 t/h, diamètre nominal de 70 pouces / 1 780 mm	186,4 chacun
Cellules de flottation grossière/de récupération 1-14	65 m3 (équivalent 200 m3)	110 chacune
Broyeur de rebroyage	170 t/h sec, P80 = 20 microns, VRMTM15000-2550	2 500
Épaississeur de résidus	3 340 m3/h de boue, diamètre 64 m	37

Figure -184 : Usine de traitement



Source : Lycopodium (2024)

18.6 Bâtiments du site

18.6.1 Bâtiment administratif

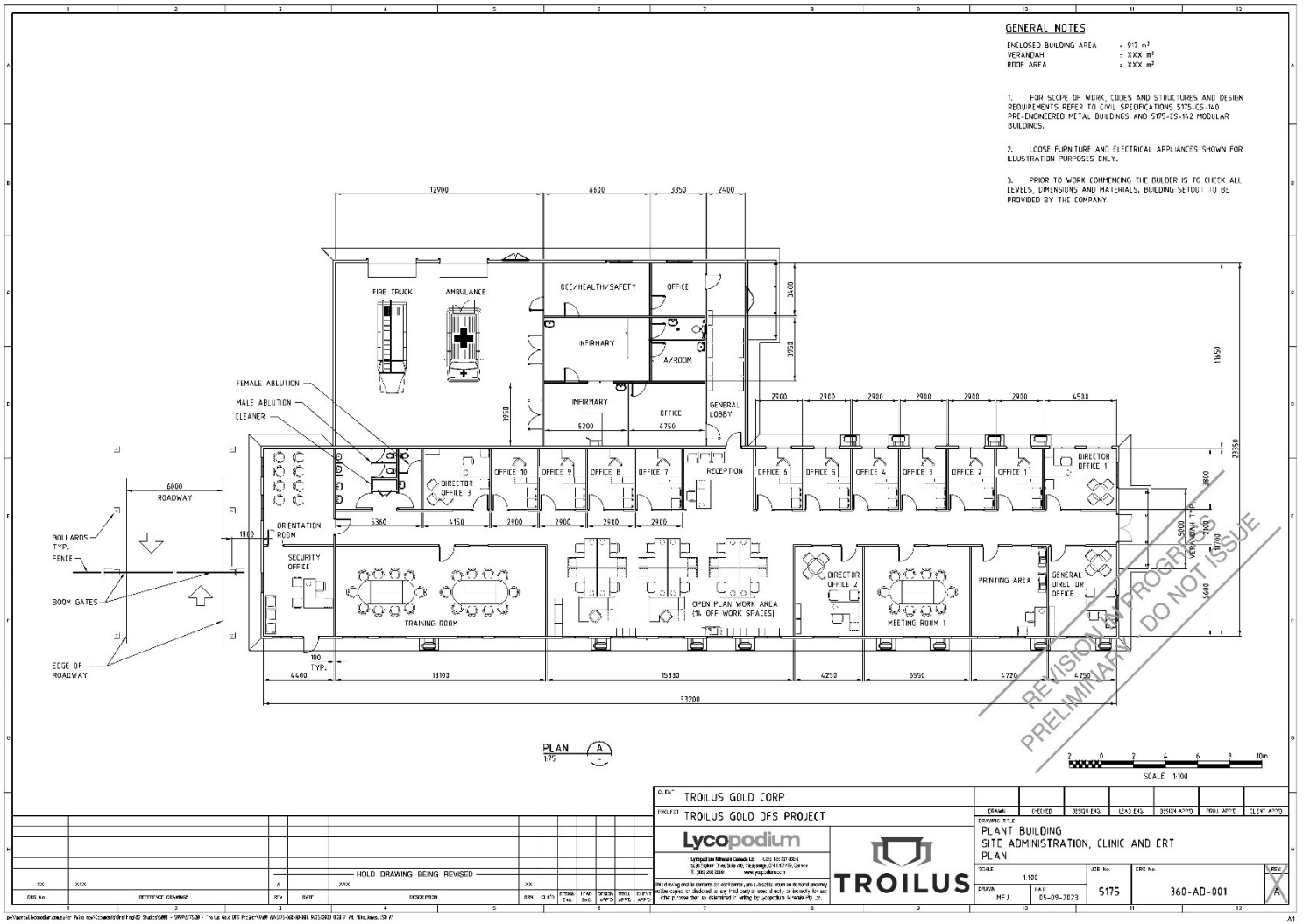
Le bâtiment administratif du site sera situé au sud-ouest de l'usine de traitement. Ce bâtiment comprend les bureaux administratifs et de l'usine, les bureaux des services techniques, les salles de réunion, les salles de formation, la réception, la salle à manger et les toilettes. Les dimensions globales du bâtiment sont de 11,7 m x 37,6 m de long x 2,7 m de haut. Une partie du bâtiment servira de clinique et de centre de soins d'urgence. Elle comprendra une salle de soins, une aire de stationnement pour les ambulances, un cabinet médical, une salle d'attente et des toilettes. Le bâtiment administratif comprendra également un bâtiment hautement sécurisé. Il abritera des bureaux et une zone de recherche.

Il s'agira d'un bâtiment préfabriqué reposant sur des semelles en béton. Le plan du bâtiment proposé est présenté à la figure 18-5.

18.6.2 Laboratoire de métallurgie et d'analyse

Le laboratoire sera situé à l'est du bâtiment de l'usine de flottation. Il s'agira d'un bâtiment conteneurisé d'environ 5,5 m x 11,8 m x 4,8 m de haut. Il comprendra les laboratoires de métallurgie, d'analyse et d'essais au feu. Le bâtiment abritera également les zones de préparation et de réception des échantillons, la salle des instruments, les zones de stockage et les bureaux. Le bâtiment sera soutenu par des semelles en béton.

Figure -185 : Bâtiment administratif



Source : Lycopodium (2024)

18.7 Bâtiments des services miniers

18.7.1 Atelier de réparation des camions miniers

L'atelier de réparation des camions miniers sera situé au nord-est de la plate-forme ROM et de l'installation de concassage primaire. Il abritera un atelier de réparation des camions miniers, un atelier pour les véhicules légers, une aire de soudage pour les pièces surdimensionnées/débordantes et une aire de lavage. Les aires de maintenance des véhicules lourds et à chenilles auront une hauteur de 4,9 m. Les autres aires auront une hauteur de 2,4 m. Le bâtiment sera soutenu par des semelles en béton.

18.7.2 Entrepôt minier

L'entrepôt minier sera situé à côté de l'atelier de réparation des camions miniers, du côté ouest. Ce bâtiment abritera un entrepôt de 2 000 mètres carrés et des bureaux en mezzanine. Il s'agira d'un bâtiment préfabriqué d'environ 50 m x 20 m x 8,0 m de haut.

18.7.3 Installation de gestion du carburant

L'installation de gestion du carburant sera située au nord-est de l'atelier/entrepôt des camions miniers. Cette installation sera conçue et fournie par le fournisseur de carburant. Les camions de livraison seront raccordés à des pompes de déchargement de diesel à l'aide de tuyaux flexibles. Le diesel sera transféré vers des réservoirs de stockage de carburant en vrac situés dans un bac de rétention. Les pompes de distribution de diesel transféreront le carburant vers la plate-forme de ravitaillement des camions miniers. La station de ravitaillement sera équipée de dalles de confinement, de bordures et de bacs de rétention. La protection contre les incendies sera assurée par le système de protection incendie du site.

18.7.4 Camp

À l'heure actuelle, il existe un petit camp d'exploration sur le site pouvant héberger et nourrir environ 60 personnes.

Le camp et les installations annexes seront construits en deux phases. Dans un premier temps, le camp sera utilisé pour accueillir environ 530 personnes pendant la phase de construction.

Le camp de construction/d'exploitation sera situé au même endroit que le camp utilisé lors de l'exploitation initiale de 1996 à 2009. Cet emplacement offre une plate-forme plane déjà établie.

Le camp de construction/exploitation est inclus dans un devis récemment obtenu auprès d'un fournisseur local pour la fourniture de toutes les installations du camp et de restauration sur une base locative et journalière pendant les cinq premières années. Les installations comprendront tous les hébergements, la restauration, les salons et un centre de remise en forme.

Les coûts du camp pendant la phase de construction sont comptabilisés en tant que coûts d'investissement, tandis que les coûts du camp pendant l'exploitation sont inclus dans les frais généraux et administratifs.

Les bâtiments du camp seront préfabriqués et transportés sous forme de « kits plats » sur le site pour être rapidement assemblés sur des fondations en béton préparées à l'avance. Les structures seront constituées d'une ossature en acier et de panneaux intérieurs isolés et de panneaux extérieurs. Des portes et fenêtres métalliques seront fournies. Les systèmes

électriques, de plomberie, de chauffage, de ventilation et de climatisation ainsi que les systèmes de communication pour chaque type de bâtiment seront installés sur le site.

Les bâtiments du camp comprendront :

- (11x) dortoirs de type Jack et Jill pour 42 personnes
- (2) dortoirs de type exécutif pouvant accueillir 36 personnes
- (3) halls d'entrée et réceptions
- (7x) unités de centre de loisirs
- (16x) unités de cuisine et de restauration
- (1x) Unité de congélation/réfrigération supplémentaire
- (1x) Unité de buanderie
- (1x) Poste de garde
- (10x) Couloirs arctiques
- (1x) Station d'épuration
- (1x) Station d'épuration des eaux usées
- (1x) Station de pompage d'eau d'incendie

18.8 Alimentation électrique et infrastructure électrique

18.8.1 Infrastructure électrique existante

Le projet est actuellement alimenté par une ligne électrique existante de 161 MVA, détenue et exploitée par Hydro-Québec. La ligne électrique a une capacité de 75 MVA.

À l'heure actuelle, la sous-station HT existante est conçue pour une puissance nominale maximale de 50 MVA.

La sous-station HT comprend les équipements et infrastructures suivants :

- Ligne électrique Hydro-Québec de 161 kV, alimentation unique
- 1 disjoncteur 170 kV, réservoir sous tension, SF6, 3150 A
- 2 sectionneurs 161 kV, 600 A chacun
- 2 transformateurs 15/20/25 MVA (ONAN/ONAF/ONAF), 161/25 kV, équipés de ventilateurs, à cinq prises en charge à vide
- 3 disjoncteurs 34,5 kV, 800 A
- 3 sectionneurs 25 kV, 600 A
- 1 transformateur de mise à la terre, 26,4 kV, ONAN
- 3 régulateurs de tension 25 kV
- Salle de contrôle avec système de chargeur de batterie 125 VCC

Il existe une distribution électrique aérienne de 25 kV sur le site pour les services du site, comprenant :

- campement temporaire (transformateur 500 kVA, 25/0,6 kV, ONAN) + (générateur diesel de secours 150 kW, 0,6 kV)
- bâtiments administratifs/entrepôts (transformateur 500 kVA, 25/0,6 kV, ONAN)
- ancien bâtiment de traitement des eaux (750 kVA, transformateur 25/0,6 kV, ONAN)

- pompes de déshydratation du bassin de résidus (1 000 kVA, transformateur 25/0,6 kV, ONAN)

Une nouvelle ligne électrique aérienne de 25 kV a également été installée vers la nouvelle station de traitement des eaux.

18.8.2 Sous-station principale

Comme mentionné ci-dessus, la sous-station principale du site est alimentée par une ligne électrique existante de 161 kV appartenant à Hydro Québec, qui en assure également l'exploitation, avec une puissance de 75 MVA. La demande maximale à pleine charge (MD) de l'usine est de 84,66 MVA. La ligne sera mise à niveau pour faire face à la charge supplémentaire.

Il existe deux transformateurs de puissance T1 et T2 de 15/20/25 MVA (ONAN/ONAF/ONAF), 161/25 kV, triphasés, tous deux installés il y a 28 ans et qui n'ont pas été utilisés pendant de nombreuses années avant la remise en état des unités par ABB.

Les deux transformateurs seront exploités indépendamment (et non en parallèle) et connectés à un busbar commun via un disjoncteur de couplage de bus afin de pouvoir utiliser l'un ou l'autre en cas de besoin.

Le transformateur n° 1 alimentera une ligne aérienne (OHL) de 25 kV à distance, comprenant la gestion de l'eau et la mine, en plus des infrastructures du site.

Le transformateur n° 2 alimentera l'appareillage de commutation 25 kV du concassage et du broyage, ainsi que d'autres charges liées au processus des zones 120 et 130.

Un nouveau transformateur n° 3 de 60/80/100 MVA (ONAN/ONAF/ONAF), 161/25 kV, triphasé avec protection et contrôle sera installé pour alimenter le reste de l'usine de traitement.

Les mises à niveau suivantes sont prévues pour la sous-station HT :

- un nouveau transformateur principal 60/80/100 MVA ONAN/ONAF/ONAF
- un nouveau disjoncteur 170 kV, réservoir sous tension, SF6, 600 A
- un nouveau disjoncteur 34,5 kV, 3000 A
- un nouveau disjoncteur 34,5 kV, 1600 A
- système de protection, de contrôle et de mesure pour le nouveau transformateur et les autres équipements
- mise à niveau du panneau d'alarme de contrôle vers des relais numériques et des systèmes de contrôle
- le système de chargeur de batterie nécessite de nouvelles batteries
- nouvelle clôture avec mise à la terre
- pierres isolantes supplémentaires

Le réseau aérien de distribution électrique existant de 25 kV devra être étendu pour alimenter les nouveaux services miniers, divers bâtiments, le TSF et les stations de pompage à distance.

18.8.3 Demande en électricité

La demande maximale en puissance (MD) calculée pour l'ensemble du site est de 84,66 MVA et la charge totale connectée est estimée à 114,49 MVA (voir la liste des charges TRO-E-LI-0001).

La MD de l'usine comprend deux charges principales :

- 20,114 MVA de charges à distance (équipements miniers et gestion de l'eau) et infrastructures
- 64,7 MVA de charges de processus comprenant deux alimentations principales 14,7 MVA pour les zones de concassage 120 et 130 et 50 MVA pour le reste de l'usine de traitement

La demande moyenne en électricité est résumée dans le tableau 18-5. La consommation moyenne en électricité est estimée à 79 239 kW.

Tableau18 -5 : demande en électricité

Zone	Puissance installée kWh	Consommation moyenne en continu kWh	Consommation électrique annuelle kWh
120 – Préparation de l'alimentation	6 722	5 650	49 498 385
130 – Broyage et classification	57 724	44 803	392 478 859
150 – Flottation et traitement des concentrés	8 927	6 812	59 677 457
170 – Salle d'or	155	123	1 087 091
180 – Traitement des résidus miniers	1 399	1 103	9 666 416
190 – Épaississement et filtration du béton	162	101	883 972
210 – Réactifs	192	131	1 150 459
220 – Services d'approvisionnement en eau	2 141	1 611	14 108 308
240 – Services aériens	1 210	1 068	9 351 537
250 – Stockage et distribution de carburant	55	46	406 017
261 – Services électriques	1 168	320	2 805 565
370 – Bâtiments	110	33	289 080
400 – Services miniers	15 042	8 880	77 788 800
Autres infrastructures éloignées	11 581	8 648	75 756 480
Total	**106 588**	**79 329**	**694 948 426**

*Basé sur la liste actualisée des charges électriques

18.8.4 Alimentation électrique de l'usine de traitement et des services auxiliaires

L'usine de traitement sera alimentée par deux appareillages de commutation moyenne tension 25 kV ; le concassage et le broyage (zones 120 et 130) seront alimentés par le 342-SG-002 et le reste de l'usine de traitement sera alimenté par le 342-SG-001. Les deux appareillages de commutation sont situés à l'intérieur du bâtiment électrique (E-House) 4.

Les charges de traitement distribuées à partir de MCC adaptés avec des transformateurs de 2000 kVA maintiennent environ 80 % de la puissance nominale des transformateurs. De petits transformateurs secs seront utilisés pour fournir du 208-120 V au tableau de distribution pour les services non liés au traitement (éclairage, prises et petites charges).

18.8.5 s détaillées sur la distribution électrique - Ligne aérienne

Le réseau aérien de distribution électrique existant de 25 kV devra être étendu afin de desservir les nouveaux services miniers, divers bâtiments, la station de transfert de sécurité (TSF) et les stations de pompage à distance.

Une nouvelle ligne aérienne comprendra trois branches principales de 25 kV à partir de la sous-station principale (voir le schéma TRO-0342-E-SL-0008) afin d'alimenter les charges mentionnées.

Une partie de la ligne aérienne existante sera utilisée telle quelle, une autre partie sera mise à niveau pour fournir une puissance plus élevée si nécessaire, tandis que dans d'autres zones, quelques parties seront supprimées en raison de la nouvelle configuration de la répartition de la charge. De nouvelles lignes aériennes de 25 kV seront installées dans différentes zones en fonction des nouveaux emplacements de charge. (Voir le schéma TRO-0342-E-GA-000)

Dans les mines à ciel ouvert, les équipements seront alimentés en 25 kV à partir du poteau de ligne aérienne de haute tension le plus proche, et les fournisseurs fourniront des transformateurs adaptés aux tensions et à la puissance des équipements. Les pompes de gestion de l'eau seront alimentées en 25 kV vers des transformateurs de 25 kV/600 V et deux de 25/4,16 kV, conformément à la liste des équipements WSPF.

Les infrastructures seront alimentées en 25 kV vers des transformateurs de 25 kV/600 V de différentes puissances nominales.

Il n'y a pas de lignes aériennes à proximité de l'usine de traitement.

18.8.6 Détails de la distribution électrique - Usine de traitement

Deux appareillages de commutation de 25 kV constituent le principal système de distribution électrique de l'ensemble de l'usine de traitement.

La plupart des entraînements de grande puissance sont alimentés par des alimentations de 4,16 kV provenant de trois appareillages de commutation moyenne tension (MT) (292-SG-001, 292-SG-002 et 292-SG-003), tandis que les entraînements de plus grande puissance (Ball Mill1 et 2, chacun de 18 000 kVA VFD et HPGR, un 12 000 kVA VFD) seront alimentés par des câbles d'alimentation directs de 25 kV provenant du tableau de distribution principal 342-SG-001.

Trois câbles d'alimentation provenant du tableau principal de 25 kV alimenteront trois transformateurs de puissance de 25/4,16 kV, chacun alimentant un tableau de distribution de 4,16 kV. Ces tableaux de distribution MT sont situés dans des locaux électriques (E-House) répartis sur trois zones (120, 130 et 150).

Onze centres de commande de moteurs (MCC) basse tension de 600 V pour les charges de l'usine de traitement sont alimentés par des transformateurs de distribution de 2 000 kVA, 4,16 kV/600 V. L'éclairage et les petites charges électriques seront alimentés par des transformateurs 600/208-120 V et des tableaux de distribution.

Tous les transformateurs de puissance sont des transformateurs extérieurs étanches à immersion dans l'huile avec refroidissement ONAN/ONAF, tandis que le refroidissement des transformateurs de distribution (5 MVA et moins) est de type ONAN, sauf indication contraire dans les plans.

Des câbles MT et BT de type Teck90 (sauf indication contraire) seront utilisés pour la distribution électrique et le câblage de commande. Les câbles sont dimensionnés en fonction de la charge nominale, du courant et de la chute de tension à partir de calculs initiaux.

Les câbles seront posés sous terre, directement enterrés ou dans des chemins de câbles, comme spécifié, et sur des chemins de câbles/échelles protégés contre les effets mécaniques et atmosphériques.

18.8.7 Sélection de la tension

Le système de tension du site est de 161 kV pour la HT, 25 kV et 5 kV pour la MT et 600/208-120 VCA pour la BT. La très basse tension ELV est de 48 ou 24 VCC et VCS pour la commande, l'instrumentation et la communication.

Conformément aux spécifications techniques et aux critères de conception des moteurs électriques BT et MT, la tension des moteurs doit être la suivante :

- moteurs jusqu'à 0,37 kW : 208-120 VCA, 60 Hz, 1 ou 3 phases, solidement mis à la terre
- moteurs de 0,37 kW à 200 kW : 575 VCA, 60 Hz, triphasés, haute résistance (10 A) avec mise à la terre
- moteurs jusqu'à 400 kW alimentés par VFD : 575 VCA, 60 Hz, triphasés, haute résistance (10 A) avec mise à la terre
- moteurs d'une puissance nominale supérieure à celle indiquée ci-dessus : 5000 VCA, triphasés ou tension supérieure (25 kV ou 11 kV) en fonction de la puissance nominale et de la conception du fabricant (selon les critères de conception)

18.8.8 Qualité de l'alimentation

19,5 MVAR est la puissance réactive calculée sur la base de la puissance maximale demandée (MD) du site. Le facteur de puissance doit être corrigé à environ 1 à l'aide de trois batteries de condensateurs de correction du facteur de puissance (PFCC) en raison de la séparation des centres de charge. Les unités PFCC sont dimensionnées en fonction de la puissance réactive calculée conformément à la liste des charges électriques.

Un PFCC de 4,5 MVAR sera connecté à l'alimentation OHL sortante de 25 kV dans la sous-station principale pour les charges à distance. Le deuxième PFCC de 4 MVAR pour les charges des zones de concassage a été fourni par (sur 342-SG-002) et le troisième PFCC de 11 MVAR pour les charges restantes du processus a été fourni par 342-SG-001.

Les batteries PFCC sont équipées d'un contrôleur permettant d'ajouter des condensateurs par paliers en fonction du facteur de puissance (p.f) à un moment donné. Le PFCC doit inclure un système d'atténuation des harmoniques afin de contrôler les harmoniques produites par les charges non linéaires.

La tension peut être régulée via un changeur de prises en charge (OLTC) pour les nouveaux transformateurs et un régulateur de tension pour les transformateurs existants.

La qualité de l'alimentation hydroélectrique haute tension doit être comprise dans les plages acceptables, sans creux de tension.

18.8.9 Alimentation électrique du chantier

Il existe de nombreuses zones actuellement en service et alimentées par la sous-station existante via des transformateurs BT qui pourraient être utilisées pour les activités de construction et le campement. Une alimentation électrique supplémentaire pourrait être fournie à partir de la ligne aérienne de 25 kV à l'aide de transformateurs BT 25 kV/600 V temporaires, si nécessaire. Des générateurs principaux pourraient être utilisés pour les travaux situés loin de la ligne aérienne, si nécessaire.

18.8.10 Alimentation de secours / de réserve

Trois générateurs de secours de 2 000 kVA chacun fourniront l'électricité nécessaire aux charges essentielles via des transformateurs élévateurs et un système de synchronisation (appareillage de commutation 342-SG-001).

Quelques charges éloignées sont alimentées par de petits générateurs de secours locaux (camp et station d'épuration). Le générateur existant de 1,25 kVA pourrait être utilisé pour

l'alimentation électrique essentielle connectée à la ligne aérienne à haute tension séparément si nécessaire. Le client doit donner son avis.

18.8.11 Salles de commutation et E-Houses

Quatre E-Houses préfabriquées (ou construites sur site) seront fournies et installées dans les zones de traitement. La taille et les dimensions des E-Houses sont estimées en fonction de la répartition de la charge et de la taille des appareillages de commutation et des MCC de chaque zone. Une petite E-House accueillera le MCC basse tension et d'autres services dans la zone de stockage. Se reporter au plan des E-Houses.

18.8.12 Système de contrôle et instrumentation

Le système de contrôle de l'usine (PCS) sera configuré sous la forme d'un réseau pyramidal à trois niveaux. Le niveau inférieur comprendra l'instrumentation de terrain et l'équipement de contrôle. Le niveau intermédiaire comprendra le matériel du système de contrôle des processus. Le niveau supérieur comprendra le matériel de l'interface opérateur.

Le PCS sera programmé conformément aux P&ID et à la philosophie de contrôle du projet. Le système sera configuré de manière à ce que les modifications, le dépannage et la recherche de pannes puissent être effectués par le personnel de maintenance sans formation approfondie.

Le PCS sera composé d'un réseau PLC et d'un système SCADA conformément aux sections du processus.

Un PLC sera généralement installé pour chaque zone principale, selon les besoins. Chaque PLC sera une unité autonome équipée d'un processeur. Des panneaux d'E/S déportés situés sur le terrain seront utilisés et connectés au processeur de la zone concernée. Tous les PLC et panneaux d'E/S déportés de l'usine seront reliés à un réseau de communication Ethernet commun, dans la mesure du possible.

Le système SCADA sera composé de plusieurs postes opérateurs équipés d'un logiciel propriétaire, qui fourniront aux opérateurs une représentation graphique de l'usine. Chaque poste opérateur sera composé d'un ordinateur de bureau standard, de deux écrans couleur, d'un clavier et d'une souris. (Voir les critères de conception)

18.9 Logistique

Pendant les phases de construction et d'exploitation, le matériel et les fournitures d'exploitation seront livrés quotidiennement sur le site. Il s'agit notamment de livraisons locales provenant de diverses parties du monde, y compris des États-Unis et d'outre-mer.

La plupart des équipements et des fournitures d'exploitation seront livrés dans des conteneurs ou en vrac directement sur le site. Tous les transports vers le site seront vérifiés à Chibougamau, au , avant d'être expédiés vers le site, afin de s'assurer que les protocoles de communication sont compris et respectés pendant le trajet entre Chibougamau et le site.

Pendant la construction, une zone de triage sera mise en place à Chibougamau afin de vérifier l'inventaire, de stocker le matériel si nécessaire et de coordonner la livraison sur le site.

Il y a un quai de transbordement ferroviaire à Chibougamau et un quai de transbordement routier sur le site.

La communication radio entre la ville et le site s'effectue par FM et CB.

Il y a un atelier de réparation de machines lourdes à Chibougamau et sur le site. Caterpillar et une autre entreprise disposent d'unités mobiles pour les réparations d'urgence.

La ville et le site disposent tous deux d'une capacité d'hébergement suffisante pour répondre à la demande.

18.10 Approvisionnement en carburant

Le diesel sera acheté auprès d'un fournisseur local du Québec et livré sur le site sous forme de diesel coloré.

L'approvisionnement en carburant en vrac sera assuré par une installation de stockage sur place qui stockera le diesel destiné aux camions de la mine et aux véhicules légers. Le ravitaillement en lubrifiants et en diesel en vrac est assuré pour les camions de la mine et les véhicules légers. Un fournisseur local fournira le diesel.

18.11 Eau potable

L'eau douce provenant du lac A sera traitée dans une station d'épuration (WTP) et distribuée à divers endroits du site. Le plus grand consommateur d'eau potable pendant les opérations sera le camp permanent.

18.12 Gestion des eaux usées et des déchets solides

18.12.1 Traitement des eaux usées

Les effluents provenant de toutes les installations sanitaires du camp permanent, des bâtiments administratifs, de l'usine de traitement et des installations minières seront pompés vers une station d'épuration commune (STEP). Les effluents traités seront rejetés dans l'environnement. Les boues issues de la STEP pourront être directement mises en décharge.

18.12.2 Déchets solides

Les déchets seront triés, réutilisés ou recyclés autant que possible. Les déchets qui ne peuvent être recyclés seront incinérés ou enfouis dans une décharge. Les huiles lubrifiantes usagées seront retirées et éliminées par le fournisseur de carburant. Les déchets dangereux ou nocifs seront collectés et stockés brièvement avant d'être transférés vers une installation agréée appropriée, sur site ou hors site, en fonction des matériaux et des exigences spécifiques.

18.13 Installations industrielles et minières

18.13.1 Général

Les bâtiments du site seront des structures industrielles modulaires « adaptées à l'usage prévu ».

18.13.2 Zone de l'usine

Les bâtiments et installations suivants seront prévus pour la zone de l'usine :

- poste de garde avec infirmerie, ambulance et camion de pompiers
- bâtiment administratif destiné à accueillir le directeur général, le personnel chargé des processus et des services miniers

- ateliers de l'usine
- laboratoires d'analyse et de traitement

18.13.3 Services miniers

Les bâtiments et installations suivants seront mis à disposition pour la zone minière :

- atelier et entrepôt pour les camions miniers
- zone de stockage de carburant pour le ravitaillement des camions miniers et des véhicules légers
- composés explosifs pour le stockage sécurisé des matériaux de dynamitage
- usine de mélange d'explosifs
- installation de lavage des camions

18.14 Sécurité du site

Le poste de garde situé à l'entrée principale, dans le bâtiment administratif et ERT, sera occupé 24 heures sur 24, 7 jours sur 7. Tous les employés et visiteurs devront s'inscrire à leur arrivée et à leur départ, et un registre de toutes les personnes présentes sur le site sera tenu à jour.

À l'avenir, le doré sera conservé dans une zone verrouillée à accès restreint. Il sera transporté par hélicoptère jusqu'à un véhicule blindé à Chibougamau. Ce dernier acheminera le doré vers une raffinerie au Québec.

18.15 Gestion de l'eau sur l'ensemble du site

Troilus a chargé WSP de préparer un plan de gestion de l'eau à l'échelle du site pour le projet Troilus. Le plan de gestion de l'eau tient compte de la séquence de développement du site à partir des plans miniers disponibles.

Le plan de gestion de l'eau de la mine comprend les principaux éléments suivants :

- Gestion des eaux naturelles - elle sera réalisée en détournant les cours d'eau naturels autour de la zone perturbée.
- Gestion des eaux de contact - les eaux de contact désignent les eaux qui seront collectées dans l'empreinte du développement et qui pourraient entrer en contact avec les stériles, les résidus miniers, les routes d'accès ou d'autres infrastructures du site.
- Assèchement des fosses et gestion des eaux de fosse - cet élément ne relevait pas du champ d'application de WSP et est traité au chapitre 21. Le plan de gestion de l'eau a pris en compte l'impact du pompage des eaux de fosse vers d'autres installations et son rôle dans le bilan hydrique global du site.
- Gestion des eaux de résidus - cela comprend la collecte des eaux consolidées provenant des résidus et leur retour à l'usine de traitement du minerai.
- Approvisionnement en eau douce - cet élément ne relevait pas du champ d'application de WSP et est traité aux sections 17.13 et 18.11.
- Surveillance des eaux de surface.

Le champ d'application des travaux de WSP comprenait la préparation des plans, le séquençage de la construction et la conception au niveau de la faisabilité pour les éléments énumérés ci-dessus, à l'exception des exceptions indiquées, ainsi que l'estimation des quantités de

construction pour les structures de gestion de l'eau conçues. Les résultats sont présentés dans les sections suivantes. La préparation d'un bilan hydrique opérationnel à l'échelle du site et les considérations conceptuelles relatives à la fermeture ont également été incluses dans le champ d'application des travaux.

L'évaluation de la qualité de l'eau de contact ne faisait pas partie du champ d'application de WSP. Troilus a indiqué ce qui suit :

- La surveillance historique de la qualité des eaux de ruissellement et d'infiltration provenant des décharges de stériles existantes et de l'installation de stockage des résidus miniers (TSF), qui ont été développées lors de l'exploitation précédente du site Troilus qui a pris fin en 2009, n'a révélé aucun problème de qualité de l'eau qui empêcherait le rejet de l'eau dans l'environnement.
- À titre d'exception à la déclaration précédente, on observe des concentrations élevées de fer dans les eaux d'infiltration collectées au pied de l'IGR, que Troilus gère en renvoyant de petits volumes d'eau vers le bassin d'eau de l'IGR. De plus, certains effluents actuels dépassent les critères de qualité des eaux de surface spécifiques à la protection de la vie aquatique (effet chronique) pour l'aluminium, le cadmium, le cuivre et le zinc, mais les concentrations restent inférieures aux directives applicables en matière d'effluents.
- Partant du principe que les caractéristiques futures des stériles et des résidus seront similaires à celles de l'exploitation précédente, Troilus a demandé à WSP de considérer que la qualité de l'eau de contact serait conforme aux directives en matière de qualité des eaux rejetées. La concentration totale en matières en suspension (TMS) est le seul paramètre de qualité de l'eau pris en compte par WSP dans l'élaboration du plan de gestion de l'eau.

18.15.1 Objectifs de gestion de l'eau

Les objectifs du système de gestion de l'eau sont les suivants :

- Faciliter la construction, l'exploitation et la fermeture efficaces de la mine et de l'usine en :
  - réduisant les besoins en traitement de l'eau sur le site
  - assurant un approvisionnement sûr en eau pour répondre aux besoins du projet en matière de production.
- Réduire les effets sur les plans d'eau en aval en :
  - optimisant le détournement des cours d'eau naturels autour de la zone d'exploitation
  - gérant les eaux de contact afin de respecter les exigences réglementaires en matière de rejets d'eau.

Les objectifs de gestion de l'eau mentionnés ci-dessus seront atteints grâce à la conception, la construction et l'exploitation des installations de gestion de l'eau suivantes :

- Canaux de dérivation et barrage de dérivation pour détourner les eaux de ruissellement provenant des bassins versants naturels en amont de la zone de développement du projet.
- Fossés de drainage, puisards, pompes et bassins de sédimentation pour gérer les eaux de contact et intercepter les eaux de ruissellement naturel non dérivées et les

infiltrations d'eau souterraine afin que l'eau soit d'une qualité acceptable avant son rejet dans l'environnement récepteur.

- Puits, pompes et canalisations pour assécher les fosses.
- Bassin d'eau à l'intérieur du TSF et déversoir d'urgence du TSF.
- Pompes et canalisations provenant du lac A pour répondre à la demande en eau douce de l'usine.
- Stations de surveillance des eaux de surface et souterraines pour collecter des données sur la quantité et la qualité de l'eau afin de vérifier la conformité réglementaire.

Le WSP (2024c) comprend la conception au niveau de la faisabilité des structures de gestion de l'eau évoquées. Les exceptions sont les systèmes d'assèchement des fosses, qui ne relevaient pas du champ d'application du WSP, et les systèmes de surveillance, qui n'ont été proposés qu'au niveau conceptuel.

Les paragraphes suivants présentent les éléments généraux du plan opérationnel de gestion de l'eau à l'échelle du site du projet.

18.15.2 Critères de conception de la gestion de l'eau

Le tableau 18-15 présente les critères de conception proposés pour la gestion de l'eau. Ils sont principalement basés sur la directive 019 de 2012 du gouvernement provincial pour l'industrie minière et sur les recommandations de la Canadian Dam Association en matière de sécurité des barrages. Comme indiqué à la section 18.16.1, WSP a supposé que la concentration en TSS était le seul paramètre de qualité de l'eau nécessitant un traitement.

Tableau18 -6 : Critères de conception des ouvrages de gestion de l'eau

Structure	Critères de conception	Source et commentaires
Dérivation du ruisseau Bibou	Gérer le débit de crue centenaire sans débordement incontrôlé ni dommages structurels importants	Directive 019 (MELCCFP, 2012)
	Prévoir une hauteur libre de 0,3 m entre le sommet des berges et le niveau maximal prévu pour les crues	Pratique générale pour tenir compte des incertitudes liées à la conception et à la construction, des effets de la glace, de l'accumulation de débris et des vagues
	Assurer le passage des poissons pendant les épisodes de faible débit de 7Q10 en octobre et de fort débit de 14Q2 au printemps, en tenant compte de la migration du doré jaune au printemps et du passage de la lotte pendant les conditions annuelles moyennes en eau libre	WSP basé sur les connaissances actuelles des poissons et de leur habitat
	Pentes latérales : 2,5H:1V dans le till 1H:1V dans le substrat rocheux	Pente latérale typique pour un sol modérément compétent et pour l'excavation dans le substrat rocheux. Pour l'excavation dans le substrat rocheux, la pente tient compte de l'exigence potentielle de bancs de sécurité.
	Largeur minimale de la base de 1 m et profondeur minimale de 1 m, à l'exception du canal à faible débit (passage des poissons)	Considérations pratiques pour la construction

Structure	Critères de conception	Source et commentaires
	Prévoir une protection adéquate contre l'érosion pour toutes les structures, avec des enrochements d'une taille maximale de 500 mm	Limiter les dommages structurels dus à l'érosion et à la mobilisation des TSS, et utiliser les matériaux disponibles sur place provenant de roches dynamitées triées
Fossés de collecte et dérivations secondaires	Gérer le débit de crue centenaire sans débordement incontrôlé ni dommages structurels importants	Directive 019 (MELCCFP, 2012).
	Prévoir un franc-bord de 0,3 m entre le sommet des berges et le niveau de crue de référence	Pratique générale pour tenir compte des incertitudes liées à la conception et à la construction, des effets de la glace, des accumulations de débris et des vagues
	Pentes latérales : 3H:1V dans le till 0,5H:1V dans le substrat rocheux	Pente latérale type pour un sol modérément cohésif et pour l'excavation dans le substrat rocheux
	Largeur minimale de la base : 1 m et profondeur minimale : 1 m	Considérations pratiques pour la construction
	Prévoir une protection adéquate contre l'érosion pour toutes les structures, avec des enrochements d'une taille maximale de 500 mm	Limiter les dommages structurels dus à l'érosion et à la mobilisation des TSS, et utiliser les matériaux disponibles sur place provenant de roches dynamitées triées
Puits et bassins de sédimentation	Profondeur minimale de 0,5 m pour l'accumulation des sédiments	Faire appel à l'avis d'un professionnel pour tenir compte des incertitudes liées à la conception, à la construction et à l'exploitation, et pour permettre un nettoyage des bassins à une fréquence raisonnable. Pour certaines structures spécifiques, les tolérances en matière d'accumulation de sédiments et de franc-bord peuvent être réduites.
	Garde minimum de 0,5 m au-dessus du niveau d'eau de conception	
	Pour les bassins de sédimentation, prévoir un temps de séjour suffisant pour la décantation d'une particule de référence de 10 microns lors d'un événement de crue de référence	Directive 019 (MELCCFP, 2012) en ce qui concerne les lignes directrices sur les rejets et le manuel de conception des bassins de sédimentation de la Colombie-Britannique (ministère de l'Environnement de la Colombie-Britannique, 2015)
	Pentes latérales de 3H:1V	Pente latérale typique pour un sol modérément compétent
Systèmes de pompage	Conçus pour fonctionner à un débit nominal avec une sélection de pompes prudente	Expérience professionnelle et jugement pour tenir compte des incertitudes liées à la conception, au fonctionnement et aux performances des équipements
	Facteur de sécurité de perte de charge de 10 %	
	Rendement de la pompe de 60 %	
	Facteur de sécurité sur la puissance de pompage installée de 15 %	

Structure	Critères de conception	Source et commentaires
Capacité de traitement de l'eau du bassin TSF	Gérer la directive 019 « crue de référence » associée à une précipitation de 1 000 ans en 24 heures superposée à la fonte sur 30 jours du manteau neigeux de 100 ans Maintenir une hauteur libre, par rapport à la crête de la digue, d'au moins 1 m pendant l'« inondation de référence »	Directive 019 (MELCCFP, 2012)
Déversoir d'urgence du TSF	Transporter le débit de pointe de conception PMF avec un franc-bord minimal, par rapport à la crête de la digue, équivalent à l'effet extrême du vent sur 100 ans (formation et montée du vent) Concevoir le canal de déversoir de manière à ce qu'il ne soit pas érodable pendant l'événement PMF, sauf si l'érosion du canal n'a pas d'incidence sur le barrage (par exemple, à une distance suffisante en aval du barrage)	Directive 019 (MELCCFP, 2012) et recommandations de l'Association canadienne des barrages (2013, 2019)
Général	Tenir compte de l'impact des changements climatiques sur les événements pluvieux de référence en utilisant les projections médianes disponibles pour la durée de vie prévue du projet.	Normes actuelles, notamment la norme mondiale sur la gestion des résidus miniers (Global Tailings Review [GTR] 2020) et l'évaluation stratégique des changements climatiques (ECCC 2020)
Passages routiers	Gérer le débit de conception maximal sur 100 ans	Proposé pour la conception au niveau de l'étude de faisabilité
	Pentes de 2H:1V aux extrémités des ponceaux	
	Refoulement maximal de 0,3 m	
	Supposer qu'une protection contre l'érosion de 5 m est nécessaire en amont et en aval du passage	

Remarques : TSF = installation de stockage des résidus miniers ; TSS = total des solides en suspension ; PMF = crue maximale probable ; LoM = durée de vie de la mine ; FS = étude de faisabilité.

18.15.3 Paramètres hydrologiques

La section 20.3.2 présente les paramètres généraux de la zone du projet, y compris une description du réseau hydrographique régional et des bassins versants régionaux. Une analyse climatique de référence a été réalisée afin d'étayer l'étude de préfaisabilité relative à la gestion de l'eau :

- Les données historiques *d'Environnement et Changement climatique Canada* recueillies dans les stations climatiques situées autour des villes de Chibougamau et Chapais, à 140 km au sud du site, constituent une base raisonnable pour extraire des statistiques climatiques qui serviront à la conception des structures de gestion des eaux de surface du projet et à l'établissement du bilan hydrique du site. Lorsque cela était nécessaire, les données ont été ajustées au site à l'aide des cartes climatiques régionales Ouranos (2024).
- D'après l'analyse décrite ci-dessus et, plus précisément, les données historiques de 1982 à 2023 de la station Chibougamau-Chapais A, les conditions climatiques moyennes du site sont estimées comme suit :

- La température moyenne annuelle est de -1,0 °C (°C), variant entre 16,6 °C en juillet et -20,6 °C en janvier (températures quotidiennes moyennes mensuelles). Les températures restent en moyenne inférieures à zéro entre la mi-octobre et la mi-avril.
- Les précipitations annuelles moyennes sont de 960 mm. Les mois de juillet et septembre sont les plus humides (130 et 120 mm de précipitations moyennes, respectivement), tandis que janvier et février sont les plus secs (42 et 38 mm de précipitations moyennes, respectivement).

- D'après les mêmes données pluviométriques enregistrées à Chibougamau-Chapais A entre 1982 et 2023, les précipitations annuelles sur 10 ans ont été estimées à 1 107 mm (humides) et 821 mm (sèches).
- Les précipitations extrêmes et l'intensité des pluies sur neige, ainsi que les quantités maximales de neige en couverture ont été estimées à partir des données historiques provenant de plusieurs stations situées autour de Chibougamau et Chapais. Le tableau 18-16 ci-dessous présente les principales statistiques. Pour une période de retour de 100 ans, le WSP a estimé des précipitations de 90 mm en 24 heures, 70 mm de pluie sur neige en 24 heures et une couverture neigeuse équivalente à 375 mm d'eau.

Tableau18 -7 : Précipitations extrêmes, pluie sur neige et couverture neigeuse maximale basées sur les données climatiques historiques

Période de retour (années)	Précipitations extrêmes en 24 heures en été-automne (mm)	Pluie sur neige au printemps Événement extrême sur 24 heures (mm)	Couverture neigeuse maximale (équivalent en eau de la neige en mm)
	45	3	22
5	59	45	270
10	68	51	298
20	75	59	331
50	84	64	354
100	90	70	375
1 000	109	87	440
2 000	114	92	457
10 000	125	103	494
PMP/PMS	335	180 (précipitations printanières uniquement)	75

Remarque : voir le rapport sur le plan de gestion de l'eau à l'échelle du site pour une discussion sur les sources de données et la méthodologie utilisée pour extraire ces statistiques. Les données présentées sont avant ajustement pour tenir compte du changement climatique. PMP = précipitations maximales probables. PMS = accumulation maximale probable de neige.

- Les moyennes mensuelles historiques de l'évaporation du lac et de l'évapotranspiration potentielle pour le site Troilus ont été estimées à partir des données climatiques enregistrées entre 1982 et 2023. Les valeurs mensuelles maximales ont été estimées à 116 mm et 144 mm pour juillet pour l'évaporation du lac et l'évapotranspiration potentielle, respectivement. Les valeurs annuelles moyennes ont été estimées à 515 mm et 661 mm, respectivement.
- Une analyse des données historiques sur les vents a permis d'estimer les vitesses extrêmes horaires sur deux ans entre 23,3 km/h (vent d'est) et 42,6 km/h (vent du sud ou du sud-ouest) et les vitesses horaires sur 100 ans entre 48,3 km/h (vent du nord) et 69,6 km/h (vent du sud).

D'après les projections médianes des changements climatiques pour un scénario d'émissions modérées de gaz à effet de serre présenté par Ouranos (2024), le climat sur le site devrait être plus chaud (augmentation de 1,4 °C de la moyenne annuelle) et plus humide (augmentation de 6 % des précipitations annuelles) pour la période 2021-2050 par rapport à la période 1991-2020. Les changements sont plus importants en hiver qu'en été.

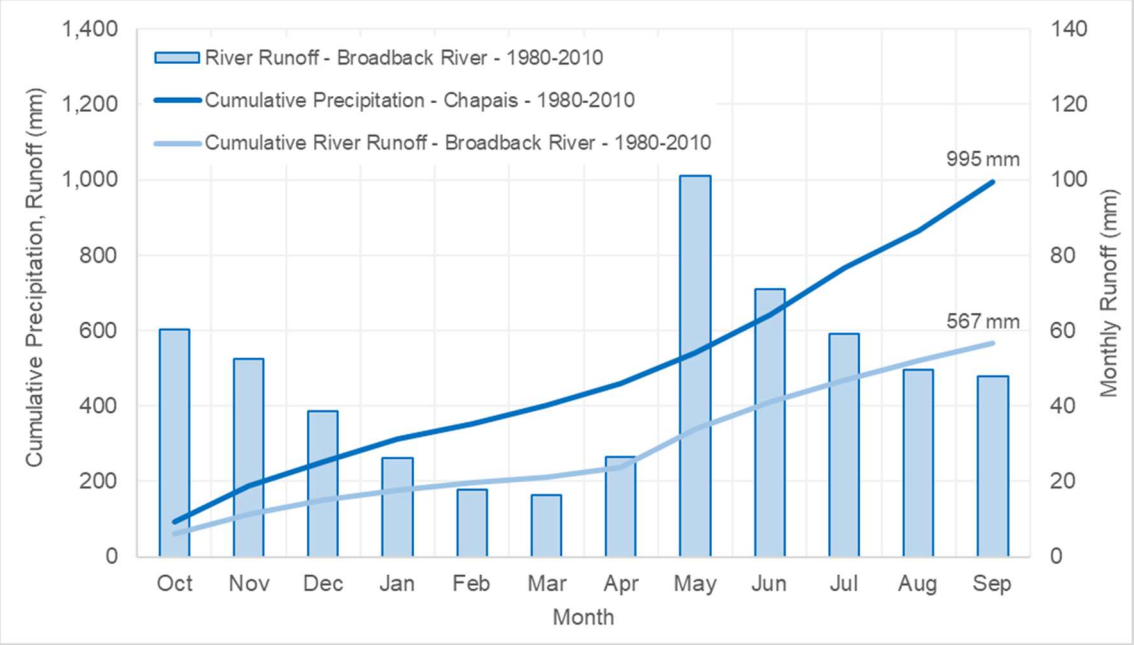
L'impact des changements climatiques a été pris en compte dans le plan de gestion de l'eau de l'étude de faisabilité en :

- augmentant de 18 % les précipitations extrêmes à court terme et l'intensité des pluies sur neige, ce qui constitue un ajustement raisonnable à l'appui du plan de gestion de l'eau pour l'étude de faisabilité du projet Troilus. Cette valeur correspond approximativement au 50e centile des projections pour un scénario à fortes émissions de gaz à effet de serre. Aucun ajustement n'a été apporté aux quantités de neige au sol.
- l'extraction de 78 projections différentes sur les changements climatiques pour la région du site Troilus à partir de bases de données publiques et la simulation du bilan hydrique du projet à partir de séries chronologiques continues tenant compte de ces projections.

Afin de caractériser le ruissellement provenant de zones naturelles non perturbées, les données historiques sur le débit de la rivière Broadback ont été analysées. Figure -186 .

D'après l'avis d'experts, les coefficients de ruissellement annuel moyen pour les zones perturbées du site Troilus ont été estimés entre 60 % pour les décharges de stériles, 68 % pour les zones défrichées du site minier, 77 % pour la plage de résidus et 86 % pour les zones à ciel ouvert. Ces coefficients de ruissellement annuel sont le résumé des résultats de calculs quotidiens qui incluent l'évapotranspiration et les pertes par infiltration et qui tiennent compte des conditions d'humidité antérieures près de la surface. Les coefficients de ruissellement effectifs quotidiens varient en fonction de l'intensité des précipitations et de la fonte des neiges.

Figure -186 : Débit moyen de la rivière Broadback entre 1980 et 2010



Source : WSP (2024)

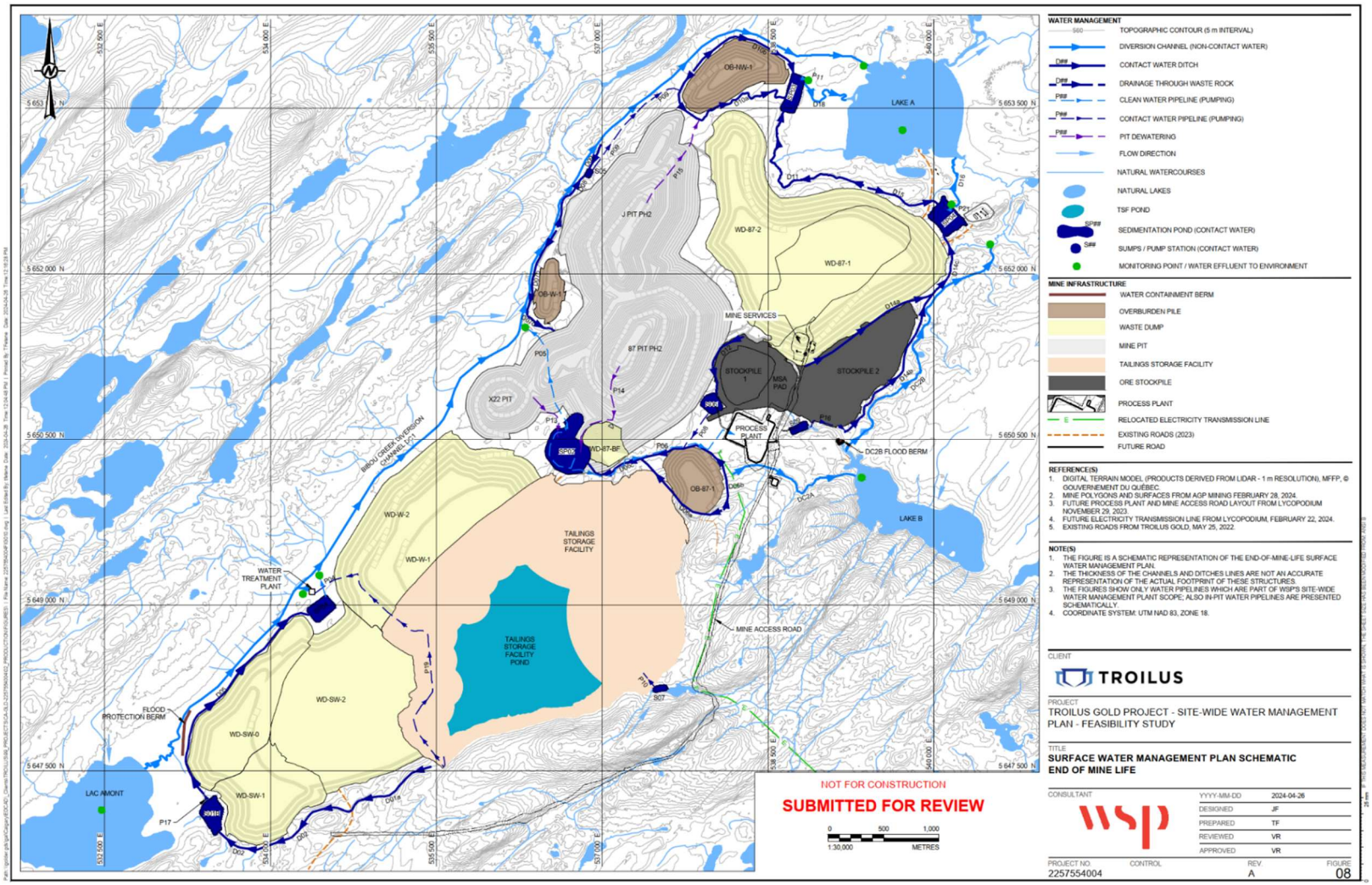
Pour les crues de courte durée et les petites zones de drainage, le modèle du nombre de courbes du Soil Conservation Service a été utilisé pour simuler les débits de pointe de conception. Les valeurs de courbe utilisées pour les différents types de terrain étaient les suivantes : 60 pour les zones naturelles boisées, 71 pour les zones naturelles végétalisées mais non boisées, 72 pour les décharges de stériles et les digues recouvertes de roches, 86 pour les zones défrichées, 91 pour les tas de morts-terrains, 94 pour la plage de résidus et 93 pour les fosses à ciel ouvert.

18.15.4 Plan conceptuel de gestion de l'eau

WSP (2024c) a préparé des plans conceptuels de gestion de l'eau pour les conditions existantes (2023), pour les années de développement du projet -2, -1, 1, 2, 6, 8 et pour la durée de vie de la mine, ainsi que pour les conditions de fermeture. La figure 18-10 présente le plan conceptuel de gestion de l'eau proposé pour la configuration finale du site pendant la durée de vie de la mine et le plan de développement de la mine :

- Un détournement du cours d'eau est nécessaire pour détourner le cours naturel du ruisseau Bibou autour du site vers le lac A, en aval du site. La fosse sud-ouest, le dépôt de déchets J et l'élargissement des fosses 87 et J bloquent l'alignement du ruisseau Bibou et de son canal de dérivation actuel. Le canal de dérivation principal DC1, long de 9,7 km, remplace le ruisseau Bibou existant et est conçu pour évacuer le débit de crue centenaire de son bassin versant de 21,4 km2 sans débordement ni érosion et pour permettre le passage des poissons entre les deux lacs. Les 5,2 km en amont du canal sont conçus pour être maintenus à la fermeture et seront intégrés au plan de fermeture du projet.

Figure -187 : Plan conceptuel de gestion de l'eau pour l'aménagement définitif du site



Source WSP (2024)

- Le système de dérivation secondaire, DC2, a une longueur totale de 4 km et achemine l'eau autour du périmètre est du site entre le lac B et le lac A. Le système DC2 comprend deux canaux distincts. Le canal amont, DC2a, détourne les eaux de ruissellement du site de l'usine et les achemine vers le lac B. Le canal aval, DC2b, achemine les eaux provenant du bassin versant du lac B autour du côté est du futur site de stockage et se raccorde à un canal existant qui se jette dans le lac A. Il est conçu pour acheminer le débit de crue centenaire sans débordement ni érosion. Sur la base des informations disponibles, WSP a supposé qu'il n'existe actuellement qu'une connectivité limitée entre le lac B et le lac A pour le passage des poissons. Au stade de l'étude de faisabilité, WSP n'a pas pris en compte le passage des poissons pour ce système de dérivation. De plus amples détails devront être vérifiés au cours de la prochaine phase d'ingénierie.
- Quatre bassins de sédimentation - SP1, SP2, SP3 et SP4 - collectent les eaux de ruissellement provenant du site et les eaux d'assèchement des fosses. Les zones de drainage desservant les quatre bassins sont respectivement de 3,2, 9,6, 3,7 et 2,7 ^{km2} (ces zones comprennent à la fois les zones de drainage par gravité et par pompage des puisards et des fosses). Les bassins offrent un temps de séjour suffisant pour permettre la décantation des solides en suspension avant que l'eau ne soit pompée vers l'environnement. L'eau provenant des bassins SP1 et SP2 est pompée vers le canal de dérivation principal DC1, tandis que l'eau provenant des bassins SP3 et SP4 est pompée vers les affluents existants du lac A. Les bassins SP1, SP3 et SP4 seront construits par excavation dans le sol existant. Le SP2 est créé en réutilisant l'extrémité sud de la fosse 87 ; cette zone est exploitée au tout début du développement du site. Le volume de stockage total estimé nécessaire pour les quatre bassins est d'environ 421 000 m3.
- Un réseau de fossés collecteurs, qui comprend 22 fossés d'une longueur totale de 18,9 km, et sept puisards – S01/S01b, S02, S03, S05, S06, S07 et S09 – collecte les eaux de contact et les achemine vers les bassins de sédimentation ou, dans le cas des puisards S02, S03 et S07, vers le bassin TSF. Le volume de stockage total estimé nécessaire pour les sept puisards est d'environ 186 000 m3.
- Les eaux de ruissellement de la plage du TSF, les eaux de drainage des résidus et les eaux de ruissellement provenant du versant montagneux au sud-est du TSF sont collectées dans le bassin du TSF ; la zone de drainage desservie par le bassin est de 5,8 ^{km2}. De là, l'eau est récupérée comme eau de traitement dans l'usine de traitement du minerai. L'excédent d'eau du bassin est traité par une station d'épuration par floculation et rejeté dans l'environnement via le canal de dérivation DC1.
- Dans l'ensemble, le site Troilus reste dans la zone de drainage du lac A. Les eaux de ruissellement provenant d'une superficie de 0,43 ^{km2} sont détournées des bassins versants voisins vers le bassin versant du lac A en raison de l'alignement du canal de dérivation principal et des fossés de contact.

Le tableau 18-17 résume les principales zones de drainage du site.

Tableau18 -8 : Structures de gestion de l'eau Zones de drainage

Structure	Zone de drainage – Gravité ou pompage
DC1 Canal de dérivation principal	21,4 ^{km2} (zone de drainage par gravité directe). Les flux pompés provenant des bassins de sédimentation 1 et 2 sont également dirigés vers le canal de dérivation principal. Ils représentent une zone de drainage supplémentaire de 6,2 ^{km2}.
DC2a Canal de dérivation	1,3 ^{km}
Canal de dérivation DC2b	5,5 ^{km}
Fosse SW (avant remblayage)	1,1 ^{km}
87 fosse	2,3 ^{km}
Fosse J-Zone	2,0 ^{km}
X22 fosse	1,3 ^{km2}
SP1 Bassin de sédimentation	3,2 ^{km2} (comprend la zone SW Pit avant le remblayage de la fosse)
SP2 Bassin de sédimentation	9,6 ^{km2} (comprend les zones des fosses 87 et X22)
Bassin de sédimentation SP3	3,7 ^{km2} (comprend la zone de la fosse J-Zone)
Bassin de sédimentation SP4	2,7 ^{km2}
Bassin TSF	5,8 ^{km}

Le plan de gestion de l'eau décrit est valable pour l'aménagement définitif du site. La construction des structures de gestion de l'eau sera échelonnée afin de s'adapter au calendrier de développement. Le tableau 18-18 présente le calendrier de construction proposé, qui sera confirmé lors de la prochaine phase d'ingénierie.

Tableau18 -9 : Phasage de la construction des ouvrages de gestion de l'eau

Année d'exploitation	Construction proposée
Année -3	• Début de la construction du détournement du ruisseau Bibou, des détournements secondaires et des bassins de sédimentation afin de garantir leur mise en service et leur fonctionnement pour la crue de l'année -2.
Année -2	• Le détournement existant du ruisseau Bibou est acheminé autour de la première phase de l'agrandissement de la fosse 87 par le canal de dérivation temporaire (DCB). • Construction du système de dérivation est (DC2a et DC2b) pour détourner le bassin versant du lac B autour des emprises des stocks et le ramener vers les canaux d'entrée du lac A. • Développement d'une infrastructure de gestion des eaux de contact à l'extrémité nord-est du site, y compris le SP04 (pompage vers le lac A) et les fossés d'eau de contact associés autour des stocks. • La première phase de l'agrandissement de la fosse 87 comprend l'excavation du bassin pour le bassin de sédimentation SP02 dans la fosse, qui pompe les eaux de rejet vers le DC1. La construction de la station de pompage à l'intérieur du bassin est terminée. Elle dirigera l'eau vers le détournement principal et vers l'usine pour le traitement des eaux. Des fossés en amont des fosses 87 et J sont également construits et drainent vers le bassin de sédimentation SP02. • Agrandissement et construction du site de l'usine, y compris le puisard S06, qui recueille les eaux de ruissellement provenant des stocks et du site de l'usine et les pompe vers le SP02, et le puisard S09, qui pompe les eaux de contact (y compris certaines eaux de ruissellement provenant du site de l'usine) vers le SP04.

Année d'exploitation	Construction proposée
Année -1	• Construction d'un nouveau canal de dérivation « DC1 » (également appelé « canal de dérivation principal »), qui achemine les eaux du lac Amont vers le lac A et intercepte les eaux de ruissellement provenant du côté ouest de la vallée. • La construction du SP01, qui pompera l'eau libérée vers le DC1, commence au troisième ou quatrième trimestre afin qu'il soit opérationnel pour la crue de l'année suivante. Le détournement existant en aval de l'empreinte de la construction continue de collecter les eaux de ruissellement locales, qui sont acheminées vers le SP02. • Développement de la gestion de l'eau sur le versant sud de l'installation de stockage des résidus miniers à mesure de son expansion, y compris les S02 et S03 (qui pompent tous deux l'eau de contact vers l'installation de stockage des résidus miniers) et les fossés d'eau de contact associés.
Année 1	• Construction d'infrastructures de gestion de l'eau autour de la fosse sud-ouest. • La construction du bassin de sédimentation SP01 est terminée afin de collecter les eaux de ruissellement et les eaux de contact provenant de la fosse sud-ouest et des décharges de morts-terrains et de stériles associées. Les fossés d'écoulement des eaux de contact en amont du SP01 sont également terminés. • Construction du puisard S01 dans l'empreinte de l'actuel Lac C2 et des fossés d'eau de contact associés. Ce puisard recueille les eaux de ruissellement provenant d'un déversoir de morts-terrains et des zones de drainage locales et les pompe vers le SP01.
Année	• Agrandissement des fosses 87 et sud-ouest, et des décharges de stériles et de morts-terrains associées • Des fossés supplémentaires pour les eaux de contact sont construits à proximité d'un nouveau dépôt de morts-terrains près de DC1 afin d'intercepter les eaux de ruissellement provenant du dépôt. Les eaux de ruissellement sont détournées vers la fosse 87 et pompées vers le SP02. • Installation d'une nouvelle station d'épuration pour les eaux excédentaires du bassin TSF. La nouvelle station est située à l'ouest du SP01, près du canal DC1.
Année 6	• Agrandissement et développement de la fosse 87, de la fosse J et de la fosse sud-ouest, ainsi que des décharges de déchets associées. • Construction du bassin de sédimentation SP03, qui pompe l'eau vers le lac A, et des fossés de contact associés pour gérer les eaux de ruissellement provenant de l'agrandissement de la décharge de déchets 87 et de la décharge de morts-terrains nord-ouest. • Construction du puisard S01b dans l'empreinte existante du lac C pour remplacer le puisard S01 qui est supprimé avec l'agrandissement de la décharge de déchets sud-ouest. Construction ou réalignement des fossés d'eau de contact associés. L'infrastructure de pompage est déplacée de S01 vers S01b, qui pompe désormais l'eau de contact vers SP01 via le fossé D05.
Année 8	• Poursuite de l'agrandissement des fosses et des décharges de stériles et de morts-terrains connexes. • L'agrandissement du TSF a nécessité la construction de la digue est du TSF à travers la selle à l'est du TSF existant. • Construction du puisard S07 pour gérer le ruissellement vers le plan d'eau existant à l'est de la TSF. Le S07 pompe l'eau de contact vers la TSF.
Année	• L'empreinte du site est entièrement développée. L'exploitation minière prend fin en année 21 et le traitement du minerai stocké est achevé en année 22. • Le dépôt de déchets sud-ouest est agrandi pour couvrir la fosse sud-ouest et est intégré à la digue du TSF, couvrant les fossés S02, S03 et les fossés associés.

Année d'exploitation	Construction proposée
Fermeture	• Les décharges et les résidus sont reprofilés et recouverts de matériaux de remise en état. • Les fosses 87, X22 et J sont autorisées à se remplir à l'aide des eaux souterraines et des eaux de ruissellement locales pendant une période de transition. Pendant cette période, le détournement existant est maintenu. • Une fois le lac de fosse rempli, le canal de dérivation DC1 est acheminé à travers le lac, et la partie en aval est mise hors service et remise en état. • Le lac de la fosse est relié au canal existant en aval afin de maintenir une connexion avec le lac A. • La plupart des fossés collecteurs sont mis hors service. Les puisards et les étangs sont laissés en place sous forme de petits lacs afin de collecter les eaux de ruissellement naturelles et les eaux souterraines.

Aucun plan de drainage de fermeture n'a été préparé dans le cadre de l'étude préparatoire. Les considérations générales relatives au drainage de fermeture sont les suivantes :

- Couvrir et remodeler les décharges de déchets, les tas de morts-terrains et la plage de résidus afin de favoriser des voies de drainage efficaces et résistantes à l'érosion.
- Pour le TSF :
- Maintenir un bassin permanent, dont le niveau serait contrôlé par un canal de sortie s'écoulant vers le nord à travers la décharge près du TSF vers le futur lac de fosse. Le niveau d'eau permanent du bassin TSF serait abaissé par rapport aux conditions d' , de manière à ce que le franc-bord à long terme puisse faire face à des scénarios extrêmes sans risque pour la sécurité des digues du TSF.
- Placez des matériaux granulaires dans l'empreinte du bassin de stockage temporaire afin de contrôler les solides en suspension et de limiter la poussière lorsque le niveau du bassin baisse.
- Maintenir les 5,2 kilomètres en amont du canal de dérivation principal du ruisseau Bibou comme cours d'eau permanent. Le canal est conçu de manière à ce qu'un habitat aquatique puisse s'établir dans cette section du canal pendant l'exploitation. Les éléments de conception du canal visant à faciliter la transition vers la fermeture comprennent :
- Éviter l'utilisation de matériaux synthétiques (géotextiles, géomembranes) dans la section permanente du canal. Privilégier les matériaux naturels (par exemple, filtres granulaires, faible perméabilité, sols) qui sont plus robustes à long terme.
- Concevoir la géométrie du canal de manière à ce que les crues extrêmes soient gérées à l'intérieur du canal ou que le débordement n'entraîne pas une perte de fonctionnalité à long terme.
- Favoriser la création d'habitats aquatiques grâce à des éléments tels que des canaux à faible débit, l'intégration d'éléments caractéristiques des habitats aquatiques (par exemple, des rapides, des bassins, un substrat approprié) observés dans les cours d'eau naturels de la région, et la gestion des débits plus élevés afin de préserver les habitats existants.
- Mettre hors service les 4,5 km en aval du canal de dérivation DC1 du ruisseau Bibou.
- Acheminer le canal de dérivation DC1 du ruisseau Bibou à travers le futur lac de mine. Un canal d'environ 0,6 km de long sera construit pour relier la dérivation au lac de mine.

- Permettre au ruissellement naturel et aux apports d'eau souterraine d'inonder les fosses, les puisards et les étangs excavés afin de créer des plans d'eau de fermeture. Une période de transition sera nécessaire pour permettre au lac de fosse de se remplir naturellement tout en maintenant le passage des poissons et en préservant l'habitat établi dans la dérivation.
- Mettre hors service la plupart des fossés collecteurs et construire un nouveau réseau de dispositifs de drainage de fermeture. Les dispositifs de drainage de fermeture comprendront, entre autres, des éléments spécifiques à l'habitat aquatique.

18.15.5 Canal de dérivation principal DC1

Le canal de dérivation principal DC1 a été conçu à l'aide d'un modèle numérique hydraulique 1D. Les débits de conception ont été calculés à l'aide d'une modélisation d'un événement de crue unique et des données hydrologiques régionales du Québec, comme décrit par WSP (2024c).

Le détournement comprend un tronçon de 0,5 km qui sera construit en remblai, au-dessus du niveau naturel du terrain. Des roches stériles générales sont prévues comme matériau de remblai. Le canal dans cette section sera revêtu d'un matériau naturel à faible perméabilité et d'une géomembrane bitumineuse afin de limiter l'exfiltration.

La conception du détournement du ruisseau Bibou (DC1) est résumée dans le tableau 18-6 et la figure 18-3. Les mesures visant à faciliter le passage des poissons comprennent :

- Utilisation d'un canal sinueux à faible débit pour la partie amont du canal (segments 1 à 8 du tableau 18-6 et de la figure 18-3). Un canal sinueux à faible débit est situé à l'intérieur d'un canal d'écoulement des crues plus large. Le canal d'écoulement des crues sera équipé de rochers placés à des endroits stratégiques afin de créer des abris pendant les périodes de débit élevé. Des débris ligneux seront également placés tous les 20 m environ afin d'augmenter la profondeur de l'eau dans le canal à faible débit. Toutes les protections contre l'érosion sont mélangées à du gravier sableux qui servira de remblai interstitiel pour combler les vides entre les rochers, ce qui augmentera la profondeur d'écoulement dans le canal à faible débit pendant les périodes de faible débit et améliorera la qualité du substrat de l'habitat des poissons.
- Y compris de petits déversoirs pour les tronçons plats (segments 9 à 12, 14 et 16 du tableau 18-6 et de la figure 18-3). Cette mesure est mise en œuvre dans la partie opérationnelle du canal (c'est-à-dire les segments qui doivent être démantelés en vue de leur fermeture et où un entretien actif est possible), où la pente du canal est faible. Le canal est recouvert de gravier et de galets afin de servir de substrat naturel analogue pour le passage des poissons. Un déversoir est placé tous les 100 m afin de créer un effet de retenue et d'augmenter la profondeur de l'eau pendant les périodes de faible débit.
- Concevoir les segments escarpés (13 et 15 dans le tableau 18-19 et la figure 18-11) comme une série de rampes rocheuses avec une pente de 3,5 % et des bassins afin d'obtenir une pente composite de 1,7 %. Les rampes rocheuses sont des passes à poissons naturelles qui permettent le passage des poissons et offrent un habitat aquatique en simulant un environnement fluvial naturel. Des rochers et des blocs de pierre sont placés à des endroits stratégiques afin de réduire la vitesse et d'augmenter la profondeur du courant. La disposition des rochers et des blocs de pierre imite un cours d'eau naturel et permet aux poissons de se déplacer d'un bassin à l'autre. De

plus, dans ce type de conception, un canal à faible débit est situé dans le canal principal dans les sections de rampes rocheuses.

Tableau « » (1810) : Caractéristiques sommaires des canaux de dérivation

Numéro de segment	Longueur du segment (m)	Débit de conception sur 100 ans (m3/s)	Pente longitudinale (%)	Profondeur totale minimale du canal [a] (m)	Vitesse de conception sur 100 ans (m/s)	Largeur (m) [b]	Protection contre l'érosion en enrochement D_{50} (mm) [e]
1	10	17,4	1,0	2,12	0,71	11	300
2	600	17,4	0,1	2,61	0,81	11	100
2	680	17,4	0,1	2,5	0,97	11	100
4	440	17,4	0,7	2,20	1,48	11	300
5	300	17,4	0,3	2,77	0,89	11	100
6	620	25,1	0,1	2,91	0,92	11	100
7	630	25,1	0,1	3,24	0,73	11	100
8	1 880	25,6	0,05	3,53	0,68	11	50
9	920	25,6	0,1	3,43	1,49	2,5	50 [c]
10	50	25,6	0,05	4,27	0,80	2	50
11	930	25,6	0,1	3,40	1,54	2,5	50 [c]
12	390	25,6	0,1	3,10	2,02	2,5	50 [c]
13	520	25,6	1,7 % [d]	2,66	1,14	8	50
14	360	26,2	0,1	2,56	1,72	2	100
15	430	26,2	1,7 % [d]	2,08	1,29	8	50
16	354	26,2	0,1	2,80	1,06	2	100

Remarques :

(a) Profondeur de débit de référence sur 100 ans plus 0,3 m de franc-bord. Remarque 1 : voir les détails dans le WSP (2024c) pour l'emplacement des segments.

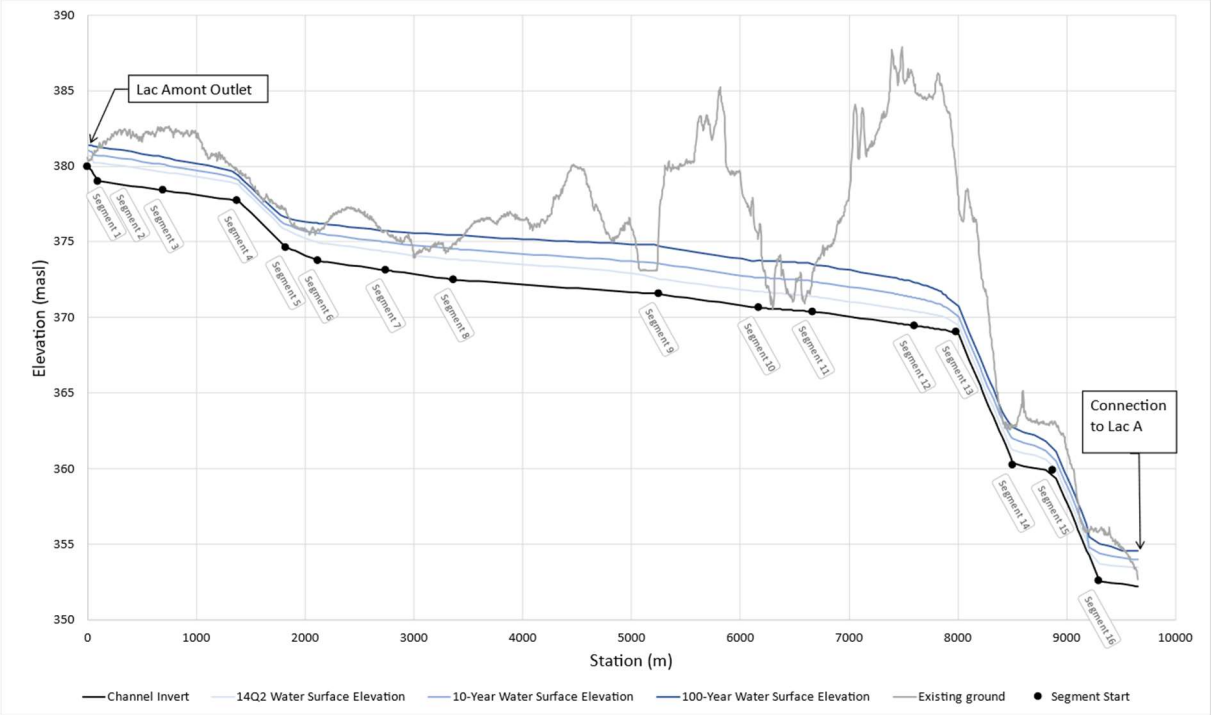
(b) Largeur du chenal principal (pas du chenal à faible débit, lorsqu'il est inclus dans la conception).

(c) Représente le substrat placé sur le substratum rocheux pour permettre le passage des poissons.

(d) La pente de 1,70 % représente la pente moyenne sur l'ensemble du segment, pour la modélisation hydraulique des débits de crue. La pente composite de ces segments, qui intègre des détails supplémentaires pour le passage des poissons, est représentée par le schéma détaillé des rampes rocheuses figurant dans le WSP (2024c).

(e) Après la mise en place de la couche d'enrochement, la surface du canal peut être lissée avec une petite quantité de gravier, ce qui est plus favorable au passage des poissons et à la vie aquatique. Des mesures spécifiques supplémentaires pour faciliter le passage des poissons et la vie aquatique sont présentées dans le WSP (2024c).

Figure -188 : Profil inversé et élévations de la surface de l'eau du canal de dérivation principal DC1



18.15.6 Système de gestion des eaux de contact

Il est prévu de creuser 18,9 km de fossés collecteurs. Ceux-ci seront protégés contre l'érosion par un enrochement. Lorsque la topographie nécessite la construction de fossés remblayés, une membrane synthétique en polyéthylène haute densité (PEHD) est mise en place pour limiter les exfiltrations. Les dimensions des fossés ont été déterminées à partir de simulations de débits de référence sur 100 ans et d'analyses hydrauliques.

Les puisards (huit au total, le puisard S01b étant un déplacement du puisard S01 après le remblayage de la fosse sud-ouest) sont creusés dans le sol existant et recouverts d'une couche de roche de 1,0 m d'épaisseur pour les protéger de l'érosion, en tenant compte de l'infiltration des eaux souterraines et de la stabilité géotechnique. Le tableau 18-20 présente les détails de la conception générale des puisards.

Tableau -1811 : Détails de la conception des puisards de pompage

Bassin	Volume de stockage actif requis (m^3) [a]	Volume de stockage mort autorisé (m) [b]	Franchissement au-dessus du stockage utile (m) [c]	Volume total d'excavation (m^3) [d]	Profondeur minimale d'excavation pour le confinement (m) [d]	Empreinte totale requise (ha) [e]	Capacité de pompage nominale (m3/s) [a]
S01	74 800	utilise la bathymétrie existante sous l'excavation	0,5	109 000	6	5,1	0,2
S01b	74 800	utilise la bathymétrie existante sous l'excavation	0,5	142 500	3,5	5,3	0,25
S02	4 000	0,5	0,5	8 500	5,0	0,6	0,30
S03	15 000	0,5	0,5	63 000	5,5	1,7	0,30

Bassin	Volume de stockage actif requis (m^3) [a]	Volume de stockage mort autorisé (m) [b]	Franchissement au-dessus du stockage utile (m) [c]	Volume total d'excavation (m^3) [d]	Profondeur minimale d'excavation pour le confinement (m) [d]	Empreinte totale requise (ha) [e]	Capacité de pompage nominale (m3/s) [a]
S05	4 000	0,5	0,3	9 700	4,6	0,7	0,20
S06 [f]	53 000	0,5	0,5	103 400	4,6	2,6	0,20
S07	12 000	0,3	0	19 800	5,0	1,1	0,20
S09	23 000	0,5	0,5	73 500	5,0	1,8	0,30

Remarques :

(a) Volume et capacité de pompage requis pour gérer un événement hydrogéologique extrême avec une période de retour de 100 ans sans débordement.

(b) Tolérance pour l'accumulation de sédiments.

(c) Tolérance tenant compte des incertitudes liées à la conception, à la construction et à l'exploitation.

(d) Y compris une couche de protection en roche de 1,0 m d'épaisseur et des couches filtrantes, selon les besoins.

(e) Y compris une bande de 10 m de large autour du périmètre de l'excavation.

(f) Le volume de stockage utile requis pour le bassin de rétention S06 sur 100 ans est de 53 000 m^3. Avant la construction du stock STK1, le volume maximal de rétention du bassin S06 est de 38 200 m^3. Ce volume est suffisant pour contenir l'événement de conception sur 10 ans, qui a un volume de stockage maximal de 34 300 m^3. Le débordement du S06 avant la construction du STK1 entraînera un écoulement vers le nord à travers les fossés existants en direction de la fosse 87 existante. La construction du STK1 plus tard dans l'année -2 augmente le volume de confinement total du S06 à environ 106 000 m3. Afin de réduire le risque de débordement lors d'une crue centennale, si la construction du STK1 est retardée au-delà de l'année -2, une berme de 2 m de haut pourra être construite sur le côté est du puisard S06 afin d'augmenter le volume total de rétention à environ 71 160 m3.

Quatre bassins de sédimentation, SP01, SP02, SP03 et SP04, sont inclus dans le plan de gestion de l'eau. Leur emplacement est indiqué à la figure 18-2. L'eau collectée dans les bassins est rejetée dans l'environnement après vérification de la conformité de la qualité de l'eau aux exigences applicables en matière de qualité des effluents. Des capteurs de turbidité continus sont installés sur la canalisation de sortie, de manière à arrêter immédiatement le rejet si les concentrations de TSS dépassent les directives réglementaires en matière de rejet.

Les effluents des bassins SP01 et SP02 sont rejetés dans le canal de dérivation DC1. Les bassins SP03 et SP04 pompent l'eau vers des affluents séparés du lac A. Pour le bassin SP02, une canalisation a été incluse dans la conception afin de permettre le pompage vers l'usine de traitement du minerai.

Le tableau 18-21 et les points ci-dessous résument la conception des quatre bassins :

- Les quatre bassins doivent être exploités à sec afin de maximiser la capacité de stockage pendant une crue. Les stations de pompage ont été conçues pour être installées sur des barges flottantes et les prises d'eau sont conçues pour prélever l'eau au sommet de la colonne d'eau. La prise d'eau vers les pompes se situerait à environ 0,3 m au-dessus de la surface de l'eau. La conception du bassin a permis de vérifier que le temps de séjour est suffisant pour permettre une profondeur de décantation minimale de 0,3 m pour les particules critiques (petites) de 10 µm. Par mesure de sécurité, la conception du bassin prévoit une capacité de pompage de secours de 4 heures pour les situations où un temps de séjour supplémentaire est nécessaire lors d'un événement extrême.
- Les SP01, SP03 et SP04 sont construits par excavation dans le sol naturel. Une couche filtrante de 0,5 m d'épaisseur de gravier sableux sur un géotextile non tissé est proposée. Un système de drainage actif des eaux souterraines n'est pas envisagé sur la base des données disponibles.

- Le bassin de sédimentation SP02 est créé en réservant l'extrémité sud de la fosse 87 à la gestion de l'eau. Cette petite section isolée de la fosse sera excavée lors des opérations de pré-décapage.
- Le critère de crue centennale a été appliqué à chaque structure, avec une marge supplémentaire de 0,5 m pour le franc-bord et de 0,5 m pour le stockage mort. Pour le SP01, toutefois, un franc-bord minimal a été inclus dans la capacité nominale. En cas de débordement du SP01, l'eau suivrait le profil du terrain et s'infiltrerait à travers la décharge J jusqu'au bassin de sédimentation SP02, qui a une capacité suffisante pour accueillir l'excédent d'eau provenant du SP01.

Tableau -1812 : Détails de la conception du bassin de sédimentation

Bassin de sédimentation	Volume de stockage actif requis (m^3) [a]	Espace mort autorisé [b]	Franc-bord au-dessus du stockage utile (m) [c]	Volume total à excaver (m^3) [c]	Profondeur minimale d'excavation pour le confinement (m) [d]	Empreinte totale requise (ha) [e]	Capacité de pompage nominale (m3/s)
SP01	63	0	0	192 107	5,5	4,3	0,4
SP02	150 000	5	Sans objet - Créé dans la fosse minière				1,0
SP03	83 000	0,5	0,5	223 137	5,5	5,6	1,0
SP04	125 000	0,5	0,5	420 616	5,5	6,6	1,0

Remarques :

(a) Volume et capacité de pompage requis pour gérer un événement hydrogéologique centenaire sans débordement. Ne tient pas compte du pompage depuis les puits de mine pendant l'événement de référence. Comprend une marge pour un retard ou une interruption de pompage de 4 heures.

(b) Marge pour l'accumulation de sédiments.

(c) Marge tenant compte des incertitudes liées à la conception, à la construction et à l'exploitation.

(d) Y compris une protection rocheuse et des couches filtrantes de 1,0 m d'épaisseur.

(e) Y compris une bande de 10 m de large autour du périmètre de l'excavation

18.15.7 Systèmes de pompage et de canalisations

Le WSP (2024e) comprend l'étude de faisabilité de la conception des infrastructures de pompage d'eau suivantes :

- Sept systèmes de pompage de puisards (avec pompes submersibles, à l'exception du S03, qui a été conçu pour utiliser une pompe auto-amorçante dont l'admission est reliée à l'emplacement de la cellule de pompage) : S01 (même système que pour S01b), S02, S03, S05, S06, S07 et S09.
- Cinq systèmes de pompage de bassins de sédimentation avec une turbine verticale ou des pompes à faible hauteur de refoulement installées sur des barges flottantes ou des puits de pompage installés sur le rivage : SP01, SP02A (du bassin de sédimentation SP02 vers l'environnement – le canal de dérivation principal), SP02B (du SP02 vers l'usine de traitement du minerai), SP03 et SP04.
- Conduite reliant le bassin TSF à la station de traitement des eaux (WTP) : la conception de la pompe et de la barge au niveau du bassin TSF ne relevait pas du champ d'application du WSP.
- Conduite de trop-plein de l'usine de traitement de l'eau vers le canal de dérivation principal.

Le rapport technique WSP (2024c) comprend les bases de conception, les technologies sélectionnées, les méthodes de conception et les résultats, ainsi que les estimations de coûts,

qui tiennent compte de la construction par étapes prévue des systèmes de pompage. Le calendrier de construction a été établi en fonction du calendrier d'exploitation de la mine.

Les paragraphes suivants et le tableau 18-22 fournissent des détails sur la conception :

- Toutes les canalisations sont conçues pour fonctionner toute l'année. Toutes les barges de pompage ou prises d'eau sont équipées d'un système d'agitation afin d'atténuer le gel en surface et de permettre aux pompes de fonctionner toute l'année.
- Toutes les canalisations seront profilées de manière à faciliter l'écoulement libre, en maintenant un seul point haut sans points bas intermittents. La seule exception est la canalisation reliant le bassin de stockage temporaire à l'usine de traitement de l'eau, qui sera équipée de drains au point bas et actionnée manuellement pendant les mois d'hiver après l'arrêt des pompes en raison de contraintes empêchant le nivellement des points bas intermittents. Les canalisations soumises à un écoulement lent en bout de ligne nécessitent un évent en col de cygne afin d'atténuer le risque d'effondrement des tuyaux et de contribuer au bon fonctionnement des pompes.
- Les pompes des bassins de sédimentation fonctionnent par contrôle hydrostatique du niveau, dans le respect des limites totales de solides en suspension (TSS). Les pompes sont conçues pour s'activer lorsque le niveau du bassin augmente et se désactiver lorsque le niveau du bassin est bas ou lorsque les TSS dépassent la limite de rejet spécifiée. La limite de TSS est conforme à la directive 019, avec un maximum de 30 mg/L et une limite moyenne mensuelle de 15 mg/L. En cas d'arrêt de la pompe en raison d'un TSS élevé, un délai prédéfini précède le redémarrage automatique de la séquence de la pompe, laissant le temps aux particules de se déposer. Lors de la mise en service, les valeurs de temps seront ajustées afin de garantir un temps de décantation adéquat et d'éviter la remise en suspension. Le rejet dans les bassins de sédimentation s'effectue de manière stratégique sur la rive opposée aux pompes de déshydratation des bassins de sédimentation afin de permettre aux particules de se déposer avant le rejet dans l'environnement.

Tableau «18 » - «13 » : Caractéristiques sommaires des systèmes de pompage

Système	Type de pompe	Service	En veille	Emplacement de la pompe	Emplacement du local électrique	Débit total (m3/h)	Longueur de la canalisation (m) [TDH m]	Puissance du moteur par pompe (hp)	Diamètre nominal de la canalisation (HDPE 4710)
S01	Submersible		-	Barge		900	1615 [29]	200	16
S02	Submersible	2	-	Barge	Berge	1080	290 [52]	200	20
S03	Auto-amorçante	1	-	Berge	Berge	108	585 [69]	350	2
S05	Submersible	1	-	Barge	Berge	720	1140 [31]	200	16
S06	Submersible	1	-	Barge	Berge	720	515 [18]	100	16
S07	Submersible	1	-	Barge	Berge	720	205 [26]	200	10
S09	Submersible	1	-	Barge	Berge	1080	395 [29]	250	16
SP01	Turbine verticale	1	-	Berge	Berge	1440	300 [13]	150	18
SP02A	Turbine verticale	3	1	Barge	Barge	360	2700 [113]	70	32 et 24 [(a)]
SP02B	Turbine verticale	3	2	Barge	Barge	1351	3530 [134]	700	28 et 24 [(a)]
SP03	Lo-Lift	1	1	Berge	Berge	360	10 [3	250	28

Système	Type de pompe	Service	En veille	Emplacement de la pompe	Emplacement du local électrique	Débit total (m3/h)	Longueur de la canalisation (m) [TDH m]	Puissance du moteur par pompe (hp)	Diamètre nominal de la canalisation (HDPE 4710)
SP04	Lo-Lift	1	1	Berge	Berge	3600	20 [8	250	2
TSF vers WTP	N/A	N/A	N/A	N/A	N/A	1200	3190 [75]	N/A	1

Remarques : TDH : hauteur manométrique totale. N/A : hors du champ d'application du WSP. HDPE 4710 : polyéthylène haute densité

(a) Les canalisations SP02 nécessitent une remontée initiale le long de la rampe jusqu'au bassin de sédimentation SP02 situé dans la fosse.

18.15.8 Station de traitement de l'eau

Le projet WMP de Troilus comprend une station de traitement de l'eau (WTP) pour l'eau excédentaire provenant du bassin TSF avant son rejet dans l'environnement. D'après l'expérience acquise par Troilus lors des opérations précédentes et actuelles sur le site, les solides en suspension dans le bassin TSF sont fins et la décantation par gravité passive n'est pas efficace. La WTP est donc utilisée pour éliminer les solides. Actuellement, Troilus exploite une WTP d'une capacité de 1 200 m3/heure à proximité immédiate du TSF. L'usine arrive en fin de vie et devra peut-être être remplacée au cours des premières années de la nouvelle exploitation prévue.

WSP (2024f) a réalisé une étude de faisabilité pour la conception de la nouvelle station de traitement de l'eau, comprenant :

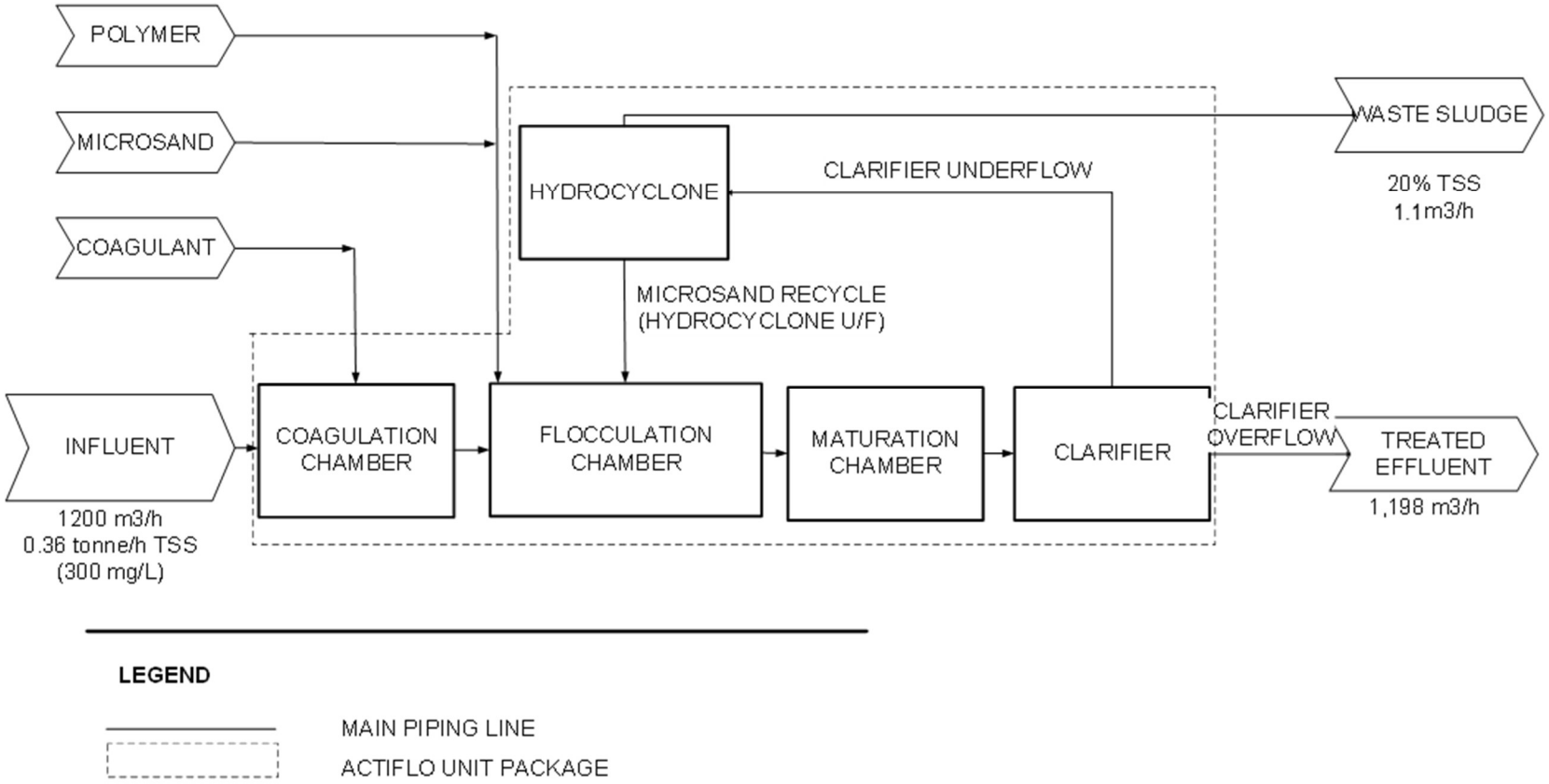
- Une étude de sélection du site pour la nouvelle usine. L'emplacement actuel serait recouvert par le rehaussement du barrage du TSF et par l'emplacement de la décharge.
- Une comparaison des technologies de traitement de l'eau et une analyse de sélection.
- Une étude de faisabilité de la technologie sélectionnée, comprenant la liste des principaux équipements, les plans d'ensemble, y compris les principaux tracés des canalisations, les schémas de tuyauterie et d'instrumentation, la liste préliminaire des instruments, ainsi que l'estimation des dépenses d'investissement et des dépenses d'exploitation préliminaires.

Les points clés sont présentés dans les paragraphes suivants :

- La nouvelle station de traitement d'eau a été conçue pour une capacité de traitement de 1 200 m3/heure, similaire à celle de l'usine actuelle. L'analyse du bilan hydrique a confirmé que cette capacité est suffisante pour contrôler le niveau d'eau du bassin TSF dans tous les scénarios climatiques.
- Après avoir analysé plusieurs emplacements possibles et consulté Troilus, un emplacement au nord-ouest du bassin de sédimentation SP01 a été choisi en raison de la longueur réduite de la canalisation depuis le bassin TSF.
- La comparaison des technologies de traitement a abouti au choix d'un clarificateur à lamelles à floculation ballastée et à séparation par gravité. Cette technologie a obtenu les meilleurs résultats globaux dans une comparaison multicritères portant sur l'efficacité du traitement, la fiabilité, la complexité, les besoins en maintenance et la tolérance aux variations des concentrations de TSS dans les effluents. La figure 18-12 résume le schéma fonctionnel de la technologie sélectionnée.

- Le traitement comprend l'ajout de trois produits chimiques : un coagulant (sulfate ferrique), un floculant (polymère) et un ballast (micro-sable).
- Un bassin de décantation de 536 ^{m3} a été creusé à proximité de l'usine, ce qui permet de stocker les boues pendant 21 jours de fonctionnement à pleine capacité. Les solides décantés dans le bassin de décantation sont ensuite transportés par camion vers la TSF.

Figure -189 – Station d'épuration - Schéma fonctionnel de la technologie de traitement sélectionnée (système de floculation avec ballast)



Source : WSP (2024)

18.15.9 Gestion des eaux souterraines

WSP (2024d) a compilé les données hydrogéologiques disponibles, y compris les études récentes du site, et a également documenté l'élaboration de modèles conceptuels et numériques d'écoulement des eaux souterraines couvrant le site du projet Troilus. Le modèle a été utilisé pour estimer les apports d'eau souterraine vers les quatre fosses (87, J, Southwest et X22), ainsi que le cône de rabattement autour des fosses au fur et à mesure de leur évolution pendant la durée de vie du projet. Le modèle a également été utilisé pour vérifier les échanges entre les eaux de surface et les eaux souterraines autour du canal de dérivation principal DC1. Les résultats du modèle ont été utilisés dans la conception du plan de gestion de l'eau et dans l'analyse du bilan hydrique.

18.15.10 Bilan hydrique à l'échelle du site

Un modèle de bilan hydrique à l'échelle du site a été développé à l'aide du logiciel GoldSim afin de :

- confirmer la disponibilité de l'eau de procédé dans diverses conditions climatiques
- estimer les flux d'effluents du site vers l'environnement
- fournir des règles opérationnelles pour le bassin TSF, principale source d'eau de traitement
- Soutenir la conception du WMP et fournir les informations nécessaires à l'obtention des permis et à l'exploitation future du projet.

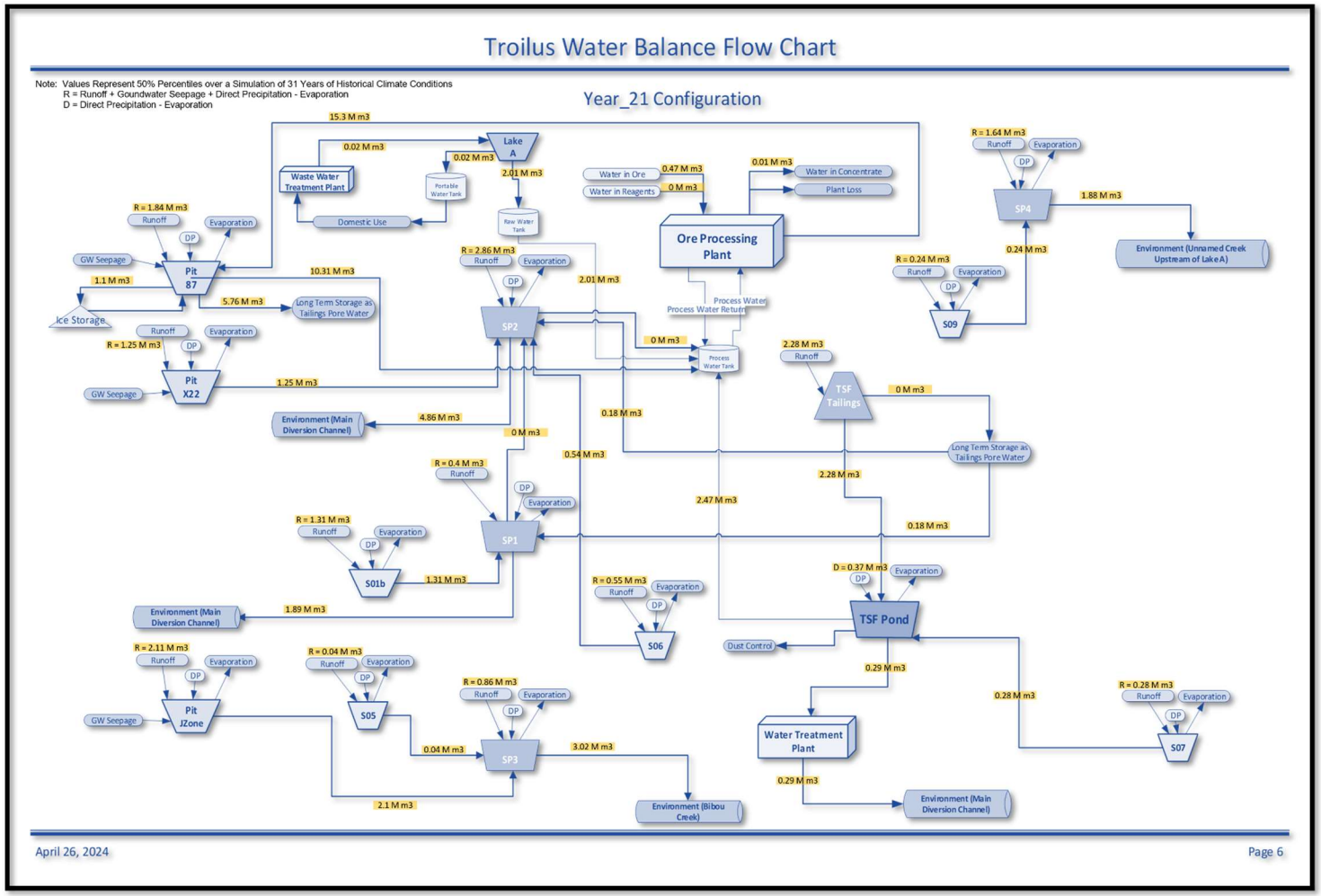
Le modèle de bilan hydrique a simulé les flux d'eau pertinents du site (ruissellement de surface, apports d'eau souterraine dans les fosses, prises d'eau douce vers l'usine, transfert d'eau de l'usine vers le TSF et récupération du TSF vers le plan, et collecte des eaux de contact dans les bassins de sédimentation et leur rejet dans l'environnement). La figure 18-13 présente le diagramme logique des flux élaboré et les débits annuels dans des conditions moyennes historiques et la configuration finale du site. En outre, le bilan hydrique a été vérifié dans un large éventail de conditions climatiques, tant historiques que tenant compte des projections relatives au changement climatique.

Les principaux résultats du bilan hydrique sont les suivants :

- Le système d'eau de contact peut fournir toute l'eau nécessaire au processus, même en tenant compte des effets saisonniers et des conditions climatiques variables.
- Pour toutes les configurations simulées et tous les scénarios climatiques, le niveau d'eau du bassin TSF a été maintenu entre le niveau d'exploitation minimum (établi pour maintenir le fonctionnement du système de récupération de l'eau) et le niveau d'exploitation normal maximum (établi pour maintenir le franc-bord environnemental).
- La station d'épuration doit évacuer l'excédent d'eau du bassin TSF pendant les périodes de climat humide. Le volume d'eau à traiter varie en fonction de la configuration du site et des conditions climatiques.
- Les volumes totaux d'effluents rejetés dans l'environnement varient fortement en fonction de la configuration du site et des scénarios climatiques. À titre d'exemple :
    - Pour la configuration de fin d'année 1 et à pleine capacité de production, le volume total annuel d'effluents varie entre 6,9 M ^{m3} et 22,0 M ^{m3}. Le volume annuel moyen d'effluents est de 11,9 M ^{m3} pour le climat historique, et de 12,9, 12,8 et 12,8 M ^{m3} pour les trois scénarios d'émissions de gaz à effet de serre liés au changement climatique, respectivement.

- Pour la configuration à la fin de l'année 9 et à pleine capacité de production, le volume total annuel des effluents varie entre 7,9 M ^{m3} et 26,9 M ^{m3}. Le volume annuel moyen des effluents est de 13,8 M ^{m3} pour le climat historique, et de 15,0, 14,8 et 14,8 M ^{m3} pour les trois scénarios d'émissions de gaz à effet de serre liés au changement climatique, respectivement.

Figure -1810 : Diagramme logique du bilan hydrique à l'échelle du site et débits annuels pour les conditions climatiques historiques moyennes s et configuration finale du site



Source : (WSP, 2024)

18.15.11 Surveillance des eaux de surface et souterraines

La surveillance de la quantité et de la qualité des eaux de surface sera nécessaire dans le cadre du programme de gestion environnementale du projet et pour répondre aux exigences réglementaires prévues.

Un système de surveillance des eaux de surface est proposé pour répondre à ces exigences pendant les phases de construction, d'exploitation et de fermeture, en étendant le réseau de surveillance existant. Le système de surveillance de l'eau proposé comprend différents types de stations, dont la description figure dans le tableau 18-23 ; des points de surveillance supplémentaires des eaux de surface seront nécessaires pendant la phase de construction dans le cadre du plan de gestion de l'eau pendant les travaux.

Tableau18 -14 : Stations de surveillance des eaux de surface

Type de station	Paramètres de surveillance	Exigences réglementaires	Périodes de surveillance	Description des activités de surveillance
Cours d'eau en amont (sorties du lac Amont et du lac B)	WL, Q et WQ	Directive 019 (MELCCFP, 2012)	CO et CL	La surveillance du niveau et du débit de l'eau de tous les canaux de dérivation est effectuée à l'aide d'enregistreurs de niveau d'eau (en continu) et de courbes de débit établies. La surveillance de la qualité de l'eau est continue, composite ou ponctuelle, à intervalles quotidiens, hebdomadaires, mensuels, bimestriels ou trimestriels.
Débit des bassins de sédimentation (quatre bassins de sédimentation et sortie de l'usine de traitement du bassin TSF)	WL, Q et WQ	Directive 019 (MELCCFP, 2012)	CO	La surveillance du niveau d'eau et du débit de tous les bassins de sédimentation est effectuée à l'aide d'enregistreurs de niveau d'eau (en continu) et de courbes de débit établies. La surveillance de la qualité de l'eau est continue, composite ou ponctuelle, à intervalles quotidiens, hebdomadaires, mensuels, bimestriels ou trimestriels.
Débit des canaux de dérivation (canaux principaux et secondaires)	WL, Q et WQ	Directive 019 (MELCCFP, 2012)	CO et CL	La surveillance du niveau d'eau et du débit de tous les canaux de dérivation est effectuée à l'aide d'enregistreurs de niveau d'eau (en continu) et de courbes de débit établies. La surveillance de la qualité de l'eau est continue, composite ou ponctuelle, à intervalles quotidiens, hebdomadaires, mensuels, bimensuels ou trimestriels.
Cours d'eau en aval (sortie du lac A)	WL, Q et WQ	Réglementations environnementales provinciales et fédérales	CO et CL	La surveillance du niveau et du débit de l'eau en amont et en aval de la zone perturbée est effectuée à l'aide d'enregistreurs de niveau (en continu) et de courbes de débit établies. Des échantillons de qualité de l'eau sont prélevés tous les trimestres.

Remarques : TSF = installation de stockage des résidus miniers ; WL = niveau d'eau ; Q = débit ; WQ = qualité de l'eau ; CO = construction et exploitation ; CL = fermeture.

WSP n'a pas élaboré de plan de surveillance des eaux souterraines dans le cadre du PGE actuel :

- Troilus a déjà mis en place un programme de surveillance des eaux souterraines qui tient compte des infrastructures existantes.
- Le programme existant sera mis à jour au cours des prochaines étapes du développement du projet et, plus précisément, après la réalisation des analyses d'impact environnemental. WSP prévoit que le programme de mise à jour comprendra des puits de surveillance des eaux souterraines en aval des aménagements concernés (TSF, fosses, décharges et stocks, et usine d'). La fréquence de collecte des données sur le niveau des eaux souterraines et, le cas échéant, sur la qualité des eaux souterraines, reste à déterminer.

18.16 Installation de stockage des résidus

Les paragraphes suivants présentent les éléments généraux de l'étude de faisabilité sur la gestion des résidus.

18.16.1 Installation existante

Il existe une installation de stockage des résidus miniers sur le site minier de Troilus. Cette installation a été mise en service en 1996 et a été agrandie chaque année de 1997 à 2009, date à laquelle les activités minières ont cessé et le site est entré en phase d'entretien et de maintenance.

La conception initiale de l'installation a été réalisée par SNC Lavalin Inc. (SLI). Le rapport de conception original n'était pas disponible, mais une révision du rapport de 1997 a précisé les principales hypothèses de conception. Le concept de SLI consistait à construire initialement un remblai à une altitude de 381 m au-dessus du niveau de la mer, qui serait ensuite surélevé à 385 m et 390 m. Les résidus devaient être déposés sur les zones surélevées au nord-est de la digue et l'eau surnageante devait reposer contre le remblai. Les archives indiquent que la digue de départ du remblai principal de l'installation a été construite jusqu'à une altitude nominale de 381 m au-dessus du niveau de la mer.

En général, le remblai initial, jusqu'à une altitude de 381 m au-dessus du niveau de la mer, a été conçu comme un remblai de till avec un drain de pied en sable et gravier. Des pentes en amont de 2H:1V, des pentes en aval de 3H:1V et une crête de 8 m de large ont été proposées. Un enrochement a été placé sur la face amont et une fine couche granulaire mobile a été placée sur la crête.

Le concept de développement du TSF a été révisé par Golder en 1997. Le concept retenu consistait à surélever l'installation de résidus en construisant une série de rehausses en amont de 2 à 2,5 m de haut à l'aide de résidus placés au sommet de la plage de résidus. Une zone de filtration a été construite pour permettre le passage de l'eau d'exfiltration, et les déchets miniers ont été utilisés pour la protection contre l'érosion. Le TSF a été surélevé progressivement selon ce concept, sauf que les rehaussements annuels étaient généralement de 1,5 m de hauteur.

Si la méthode de construction des rehaussements s'est avérée efficace, des problèmes liés à des niveaux élevés de solides en suspension dans le bassin d'eau du TSF ont posé des défis en matière de gestion de l'eau. Plusieurs ajustements itératifs de la hauteur des rehaussements des digues et de la taille du bassin ont été envisagés pendant la phase d'exploitation afin de relever ces défis.

En 2004, une étude a été menée afin d'évaluer la possibilité de construire une berme au pied de la digue principale à l'aide de stériles miniers. L'étude a démontré l'effet bénéfique de la berme, qui a été construite en 2005. La hauteur de la crête de la berme variait entre 394 et 397 m, ce qui correspondait à la crête de la surélévation de 2005.

En 2006, la digue sud a été construite jusqu'à une hauteur de crête de 402 m au-dessus du niveau de la mer. Cette digue est un barrage à noyau de till et à coque rocheuse, avec un filtre de sable et de gravier entre le noyau de till et la coque rocheuse en aval. Les pentes en amont et en aval de cette structure sont respectivement de 2H:1V et 2,5H:1V. La digue n'a pas été surélevée après sa construction initiale.

Par la suite, l'installation a été rehaussée chaque année jusqu'en 2009. La dernière élévation de la crête variait entre 400 et 402 m au-dessus du niveau de la mer. En 2010, la mine a reçu un certificat d'autorisation pour un plan de fermeture de l'installation.

18.16.2 Étude de faisabilité de l'extension de l'installation de stockage des résidus

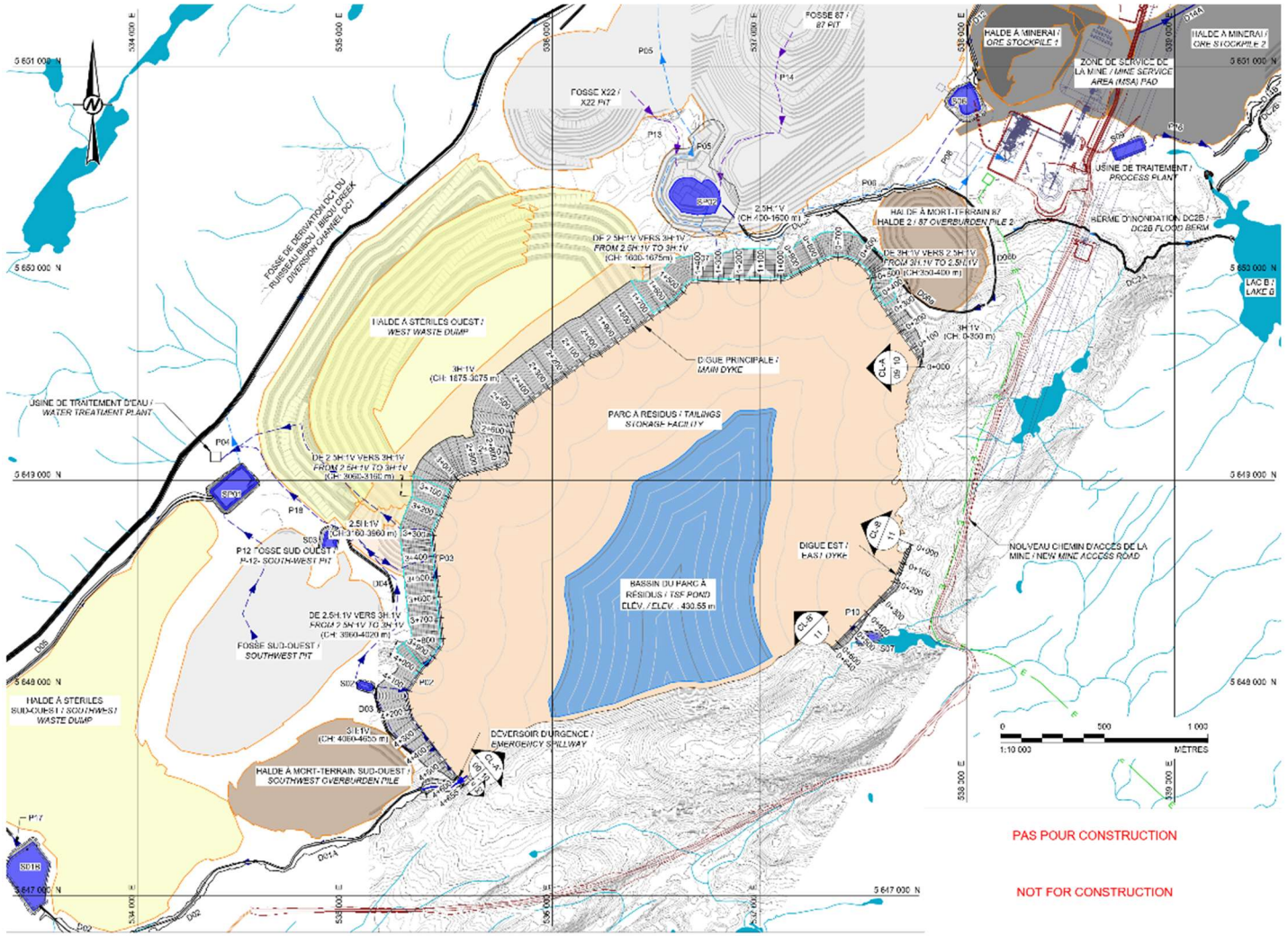
La conception FS de la TSF permet de stocker 169 Mt. La conception prévoit le rehaussement du barrage existant (digue principale) jusqu'à une élévation finale de 435 m au-dessus du niveau de la mer et la construction d'une digue en selle (digue est) le long du point bas de la pente de la montagne sur le côté est de la TSF, également à 435 m au-dessus du niveau de la mer (Figure -1811).

La conception de faisabilité de la digue principale prévoit une élévation, tandis que la digue est est destinée à être construite en aval. Pour la digue principale en particulier, des mesures ont été intégrées à la conception afin de passer d'une construction en amont à une construction en aval, ce qui améliore la stabilité géotechnique. La méthode de construction en aval offre une capacité de stockage supplémentaire et un risque environnemental moindre que la construction en amont et en ligne centrale adoptée pour le TSF existant.

La configuration finale du TSF est illustrée dans la vue en plan à l'adresseFigure -1811 . Une coupe transversale de la digue principale est présentée à l'adresseFigure -1812 et celle de la digue est à l'adresseSource : WSP (2024)

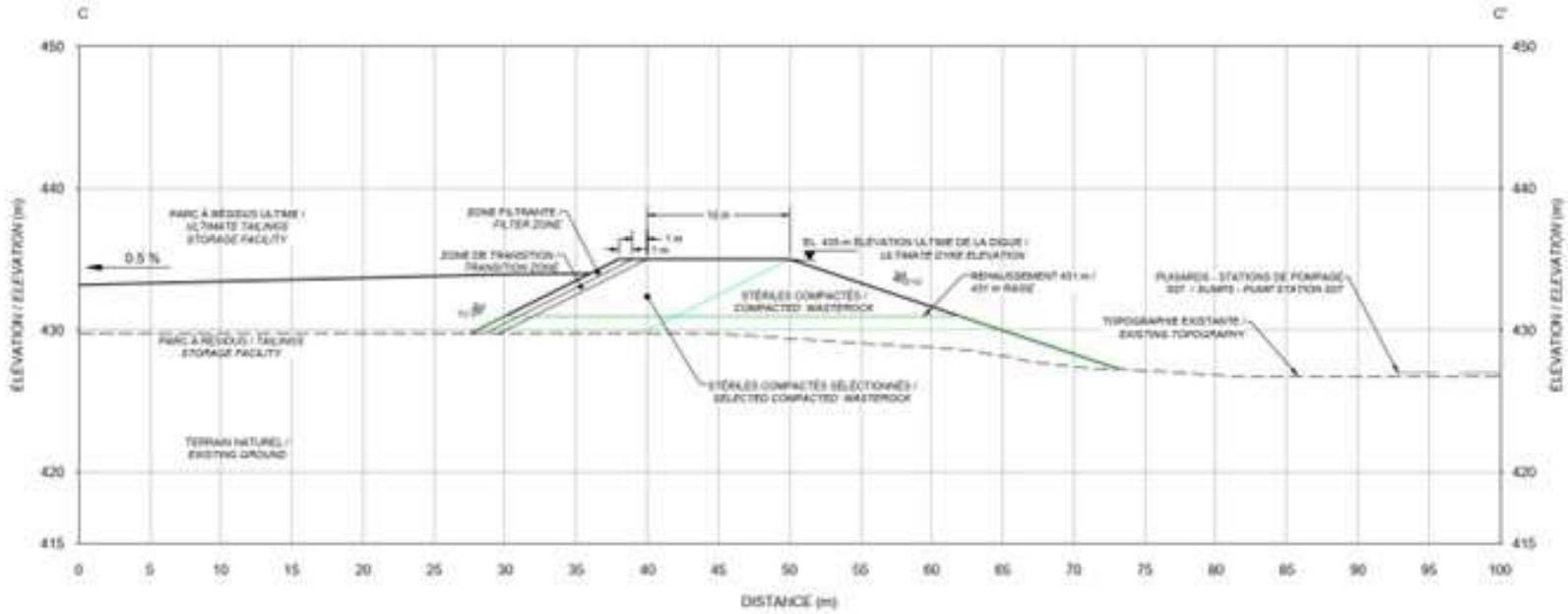
18 s de la figure -13 . Les digues seront surélevées à 435 m au-dessus du niveau de la mer.

Figure -1811 : Vue en plan de l'installation de stockage des résidus dans sa configuration finale



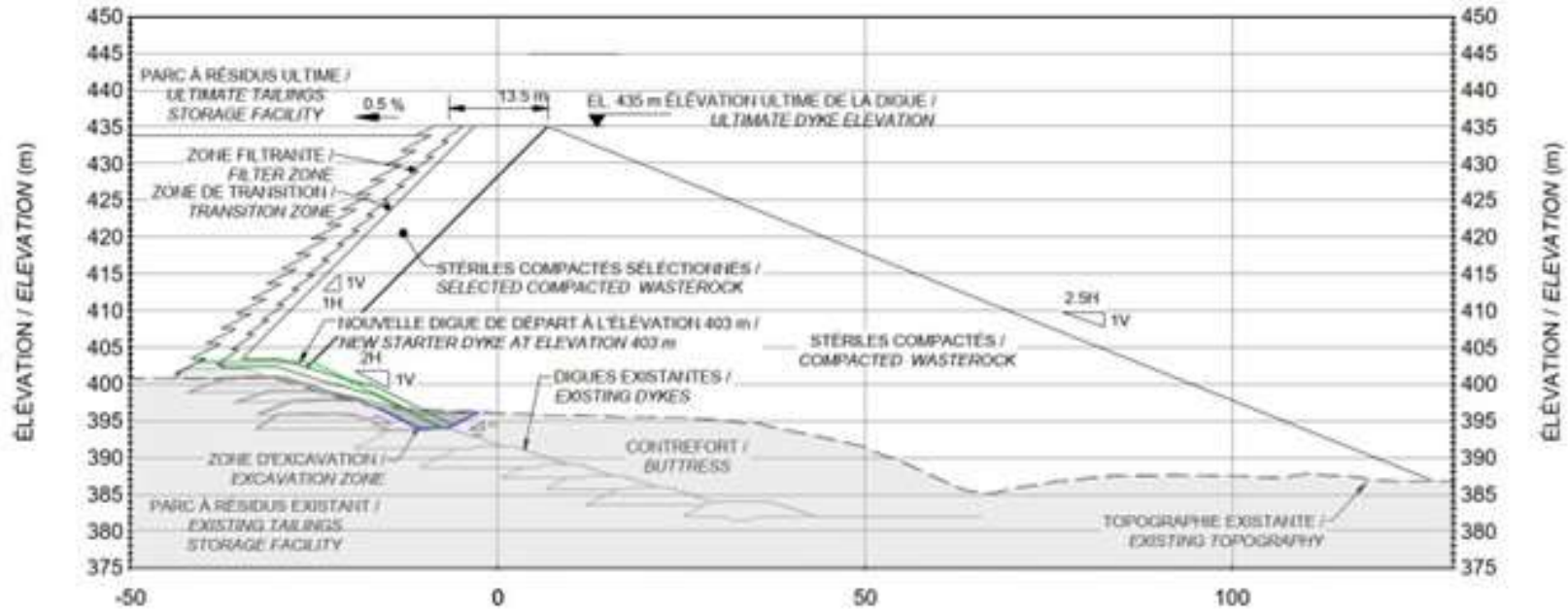
Source : WSP (2024)

Figure -1812 : Coupe transversale de la digue principale avec la nouvelle digue de démarrage en vert (digue historique simplifiée pour plus de clarté)



Source : WSP (2024)

18 s de la figure -13 : Coupe transversale de la digue est



Source : WSP (2024)

La conception préliminaire a été élaborée à partir de conditions de charge extrêmes conformes à la norme mondiale pour la gestion des résidus miniers (GTR 2020) et aux critères de la directive 019, qui définit les contrôles applicables à la conception, à la construction et à l'exploitation des TSF au Québec. Les lignes directrices de l'Association canadienne des barrages (ACB) en matière de sécurité des barrages sont largement utilisées et reposent sur une classification fondée sur les risques. La classification des conséquences est déterminée pour une TSF en fonction des pertes supplémentaires qu'une défaillance de la TSF pourrait causer aux zones en aval ou en amont. Comme les critères sismiques et hydrologiques seront conformes à la norme GTR (2020), qui suppose un séisme et une crue avec une période de récurrence de 10 000 ans, tels que définis dans la norme CDA (2013), les exigences de la norme CDA (2013) et la classification des conséquences ne seront pas définies dans le cadre de la présente étude.

Les analyses de stabilité des barrages ont été réalisées à l'aide du logiciel SLOPE/W, un logiciel d'analyse d'équilibre limite disponible dans le commerce qui utilise la méthode d'analyse de Morgenstern-Price, qui satisfait simultanément à l'équilibre des forces et à l'équilibre des moments. Les conceptions des remblais FS satisfont aux exigences de stabilité géotechnique dans des conditions de charge statique et sismique extrême.

Une analyse contrainte-déformation a été réalisée afin de calculer la répartition des contraintes, les déplacements horizontaux et verticaux, ainsi que le régime de pression interstitielle. L'analyse contrainte-déformation a également permis d'évaluer la déformation autour des couches de transition et de filtration due à la construction et au dépôt des résidus. Le logiciel de modélisation par éléments finis (FEM) PLAXIS a été utilisé pour simuler une analyse couplée temps-déformation de la construction de la digue et du dépôt et de la consolidation des résidus. Le modèle a permis d'estimer l'accumulation et la dissipation de la pression interstitielle, ainsi que le tassement ultérieur au cours des différentes phases de construction. L'analyse indique que les filtres de remblai existants subiront des déformations mineures et devraient fonctionner conformément à leur conception. Des analyses simplifiées du déplacement dynamique ont été réalisées pour évaluer la performance de la digue principale lors du séisme de référence, selon la méthode de Bray et Macedo (2019). Les résultats indiquent que les déplacements de la digue principale induits par le séisme de référence restent négligeables.

18.16.3 Plan de dépôt des résidus

Les résidus épaissis (environ 54,3 % en poids de solides) seront produits à l'usine de traitement et pompés pour être stockés de manière permanente. Le TSF atteindra sa pleine capacité au cours de la dixième année et les résidus seront éliminés dans des fosses épuisées jusqu'à la fin de la durée de vie de la mine (22e année). L'élimination des résidus dans les fosses se fera de manière séquentielle dans la fosse SW, la fosse J4, puis la fosse 87. Le plan minier a été élaboré en tenant compte de cette contrainte conceptuelle pour le transfert vers l'élimination dans les fosses au cours des dernières années de l'exploitation minière (AGP, 2024).

Les capacités de stockage par site et sur une base cumulative sont présentées dans le tableau 18-24.

Tableau18 -15 : Capacité de gestion des résidus

Emplacement d'élimination des résidus	Volume (Mm^3)	Masse de résidus secs* (Mt)	Cumulatif (Mm^3)	Cumulatif (Mt)
TSF (élévation de la digue 435 m au-dessus du niveau de la mer)	113	169	113	169
Fosse SW (altitude 367 m)	62	93	175	262
Fosse J4 (altitude 169 m au-dessus du niveau de la mer jusqu'à la selle avec la fosse 87)	26	39	201	301
Fosse 87 (altitude 98 m)	52	79	253	380
Total des résidus stockés	**253**	**380**	**253**	**380**

*Densité sèche des résidus : 1,5 $t/m3$

La capacité de stockage des résidus est suffisante pour les ressources de la durée de vie de la mine, mais un déficit temporaire apparaît dans le plan minier actuel. En effet, le développement de la fosse, la production de résidus et la capacité de stockage des résidus indiquent un déficit d'environ 15 mois (22 Mt) vers l'année 17. Le TSF, la fosse SW et la fosse J4 atteignent leur pleine capacité avant que la fosse 87 soit prête (épuisée) pour le stockage des résidus dans la fosse. Plusieurs solutions pourraient être mises en œuvre pour pallier ce déficit et seront étudiées lors des prochaines étapes de conception afin d'en valider la faisabilité :

- La capacité de la fosse SW pourrait être augmentée en construisant un remblai circulaire autour de celle-ci. Le dépôt de stériles et le TSF environnants pourraient contribuer à la stabilité des structures de retenue en agissant comme une berme de stabilité. Ce concept est conforme au concept de fermeture consistant à recouvrir complètement la fosse SW avec des stériles.
- La capacité du TSF pourrait être augmentée grâce à des rehaussements supplémentaires en amont, au-dessus de l'élévation du remblai de 435 m au-dessus du niveau de la mer. Une augmentation d'environ 5 m (jusqu'à une élévation de 440 m au-dessus du niveau de la mer) pourrait être suffisante pour accueillir les 22 Mt. Des rehaussements en amont ont déjà été utilisés sur le site par le passé, de sorte que cette approche peut être considérée comme réalisable.
- La planification du dépôt des résidus, la consolidation des résidus et la formation de lentilles de glace persistantes sont des facteurs qui influent sur la capacité de stockage. La pratique de gestion des résidus doit être mise en œuvre afin d'augmenter le stockage des résidus.

Installation de stockage des résidus (TSF)

Un plan de dépôt pour l'IGR a été élaboré afin d'optimiser le stockage des résidus, de déterminer les étapes de construction, de calculer les quantités de matériaux de construction et d'orienter la conception du déversoir et la gestion de l'eau pour l'IGR. Le concept d'un bassin interne éloigné du périmètre et de digues de drainage périphériques est conservé. Ce concept permet de réduire les pressions interstitielles dans les résidus adjacents aux digues périphériques et a un effet positif sur la stabilité. La modélisation du dépôt a été réalisée à l'aide du logiciel Muk3D disponible dans le commerce, par tranches de six mois.

Les objectifs du plan de dépôt sont les suivants :

- Former une plage sèche opérationnelle d'au moins 250 m contre la pente amont de la digue principale et de la digue est.
- Obtenir une clarté de l'eau appropriée en maintenant une profondeur minimale de 3 m dans le bassin de décantation à l'emplacement de la station de pompage.
- Obtenir un emplacement de bassin de décantation adapté aux exigences du processus de l'usine.
- Réduire les mouvements de la barge de pompage de décantation.
- Réaliser la conception conceptuelle de la fermeture.

Concept de dépôt dans la fosse

Une fois le TSF plein, les résidus seront éliminés dans les fosses épuisées. La capacité des fosses à stocker les résidus est limitée par des contraintes géologiques. À ce stade de la conception conceptuelle, l'élévation maximale d' t des résidus est limitée par l'élévation de la surface du substrat rocheux le long du bord de la fosse. Cette approche simplifie les considérations relatives à la stabilité du sol en limitant l'interaction potentielle entre le dépôt des résidus et les pentes des morts-terrains environnants. Étant donné que le niveau actuel des eaux souterraines est supérieur à la surface du substrat rocheux, la limitation ci-dessus permettra au concept d'élimination de fonctionner avec un écoulement des eaux souterraines vers l'installation, créant ainsi un piège hydraulique et atténuant les infiltrations d'eau provenant du corps de résidus vers les eaux souterraines environnantes.

Les résidus de la fosse SW seront placés jusqu'à la plus basse altitude du substrat rocheux (367 m au-dessus du niveau de la mer) le long du bord de la fosse. Les fosses J4 et 87 seront reliées par une selle entre les fosses (à une altitude de 169 m au-dessus du niveau de la mer) ; par conséquent, la capacité de stockage de la fosse J4 sera limitée à cette altitude. La fosse 87 ne sera remplie qu'à une altitude de 98 m au-dessus du niveau de la mer pendant les dernières années de la durée de vie de la mine, mais elle aura une plus grande capacité de stockage si nécessaire.

Les résidus seront déposés par 2 à 4 becs d'un côté de la fosse et les bassins de retour d'eau seront situés à l'opposé de la fosse. Une barge sera installée pour pomper l'eau récupérée vers l'usine. Une canalisation d'acheminement des résidus devra être construite pour acheminer les résidus vers quelques points de décharge avec un déplacement latéral limité. Les points de décharge seront surélevés, généralement le long de la rampe, à mesure que le niveau des résidus augmentera.

Le niveau d'eau de la fosse sera contrôlé par pompage à partir d'une barge flottante dans la fosse. Ce système peut continuer à fonctionner de la mise en service jusqu'à la fermeture et permettre une transition efficace vers l'opération de fermeture du lac de la fosse pour les fosses J4 et 87. La géochimie des résidus est supposée favorable, mais si des problèmes sont identifiés, les permis de gestion de l'eau proposés permettent de créer un gradient de nappe phréatique vers l'intérieur pendant l'exploitation et d'atténuer les impacts potentiels sur les eaux souterraines en évitant toute exfiltration vers les eaux souterraines.

18.16.4 Séquence de construction du TSF

La conception prévoit le rehaussement en aval de la digue existante (digue principale) jusqu'à une altitude finale de 435 m au-dessus du niveau de la mer et la construction d'une digue en selle (digue

est) le long du point bas de la pente de la montagne sur le côté est de la TSF, également à 435 m au-dessus du niveau de la mer. La digue est sera nécessaire lorsque les résidus atteindront une altitude de 428 m au-dessus du niveau de la mer dans le TSF, car ils ne pourront plus être naturellement contenus dans le sous-bassin versant de la montagne. Il convient de noter que les rehaussements en aval de l'installation sont limités par l'emplacement et l'empreinte finale des fosses adjacentes au pied de l'installation. La configuration finale des fosses limite l'altitude finale et la capacité du TSF selon la méthodologie de développement choisie.

Pour la digue principale, des mesures ont été intégrées à la conception afin de migrer de l'installation surélevée existante en amont vers une construction en aval, ce qui améliore la stabilité géotechnique.

Une nouvelle digue de départ sera construite jusqu'à une hauteur de 403 m. Sur la base d'un tonnage annuel de 18,18 Mt, la surélévation sera réalisée par étapes d'environ 4 m/an jusqu'à la huitième année, puis de 2 m/an pour les neuvième et dixième années. L'élévation finale sera de 435 m. La pente amont des futures rehausses sera globalement de 1,0H:1V, et la pente aval finale de la digue variera entre 2,5H:1V et 3,0H:1V, selon le secteur.

La section ouest du remblai périphérique du TSF sera construite de manière contiguë au tas de stériles proposé. Une approche intégrée de construction des stériles/résidus sera mise en œuvre afin de renforcer la robustesse de la structure de confinement des résidus et les performances d' à long terme de l'installation de stockage des résidus. Il est à noter que le tas de stériles sera nettement plus haut que le remblai du TSF.

18.16.5 Programme de surveillance du TSF

Une série d'instruments est proposée afin de confirmer les performances géotechniques des structures associées au TSF :

- Six à huit inclinomètres situés dans les remblais pour surveiller les mouvements latéraux.
- 10 à 12 piézomètres à corde vibrante dans les remblais et les résidus afin de surveiller les pressions interstitielles et leurs variations.
- 15 à 20 repères de levé sur le remblai pour surveiller les déformations verticales.
- Huit à dix thermistances situées dans les remblais des résidus pour mesurer le profil de température.
- Une série de puits de surveillance, à déterminer, pour surveiller la qualité des eaux d'infiltration.

Le programme de surveillance, y compris les plans d'intervention en cas d'alarme (TARP), sera complété par un programme d'inspection visuelle régulière et sera décrit dans un manuel détaillé d'exploitation, d'entretien et de surveillance (OMS) qui sera préparé avant la mise en service de l'installation.

18.16.6 Gestion de l'eau du TSF

Les eaux de drainage provenant de la plage de résidus et du versant de la montagne seront collectées par gravité dans le bassin du TSF. Le drainage comprend à la fois les eaux de ruissellement naturel et les eaux s'exfiltrant des résidus déposés. L'eau du bassin sera pompée pour être recyclée vers l'usine et, s'il y a un excédent, rejetée dans l'environnement après traitement pour éliminer les matières en

suspension totales (TSS) via l'usine de traitement existante pendant les deux premières années, puis via son remplacement éventuel. La gestion de l'eau du TSF se fera de la même manière que lors des opérations historiques. Le TSF devrait fonctionner avec une plage de résidus en amont d'au moins 250 m de long afin de contrôler le taux d'infiltration et une hauteur libre de 2 m, deux paramètres réalisables selon la modélisation géométrique réalisée pour l'étude.

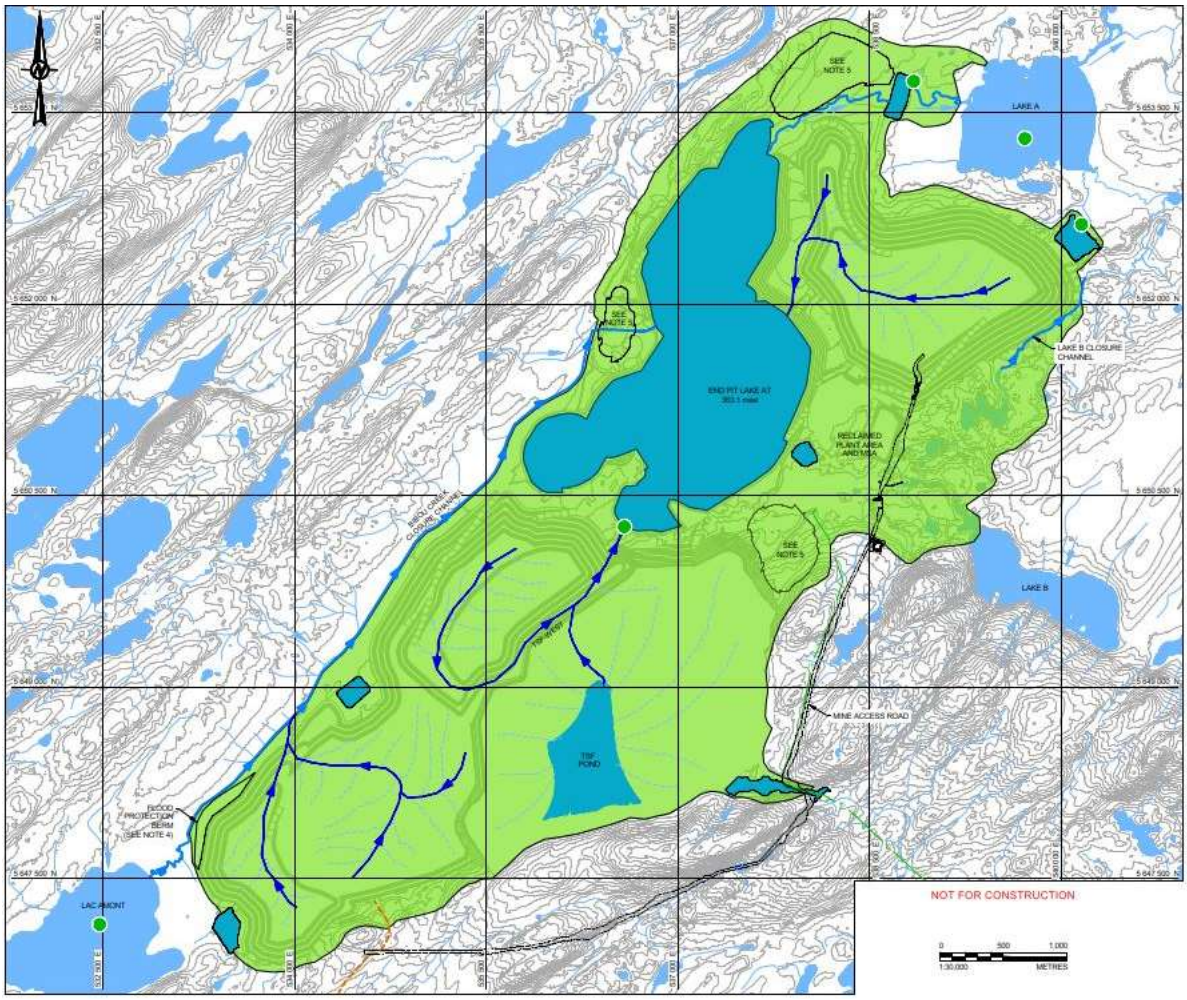
La géométrie du bassin et de la plage permet de contenir les inondations prévues par la directive environnementale 019. Le déversoir d'urgence est conçu pour gérer les crues maximales probables.

18.16.7 Considérations relatives à la fermeture

La conception détaillée de la fermeture du TSF sera élaborée à l'avenir, car la géométrie et le volume final de l'installation sont susceptibles d'évoluer au cours de l'exploitation minière. Le concept actuel de fermeture du TSF devrait ressembler à celui qui a été approuvé pour la fermeture de l'installation existante et sera intégré dans la stratégie globale de fermeture de la mine. La figure 18-14 présente un schéma conceptuel du drainage de fermeture. De plus :

- À la fin des opérations, un canal de déversement de fermeture serait construit pour relier le bassin du TSF au lac Pit 87 inondé situé au nord du TSF. Ce canal permettrait d'abaisser le niveau d'eau du bassin afin d'augmenter le franc-bord à long terme par rapport à la crête du remblai.
- La surface du TSF serait reprofilée afin de permettre un drainage efficace vers le bassin du TSF ou le nouveau canal de déversement.
- Des matériaux granulaires seraient placés au fond du bassin du TSF afin d'éviter la remise en suspension par le vent des fines des résidus. La plage de résidus serait végétalisée afin de créer un paysage de fermeture et d'atténuer l'érosion de la plage.
- Les fossés et les puisards seraient reconfigurés et intégrés dans le plan global de drainage de la fermeture.

Figure -1814 : Plan conceptuel de fermeture



Source : WSP (2024)

19 ÉTUDES DE MARCHÉ ET CONTRATS

Une étude marketing approfondie a été réalisée par Ocean Partners Limited UK en date du 4 juin 2024.

19.1 Résumé

Cette section examine les conditions potentielles de fusion et d'affinage du concentré de cuivre et de l'or contenu dans le concentré qui devrait être produit dans le cadre du projet. De plus, de l'or doré sera produit par séparation gravimétrique dans l'usine de traitement et vendu sur un marché différent.

Troilus Gold a retenu les services d'Ocean Partners pour réaliser une étude du marché des concentrés en vue de la production future de concentrés issus du projet Troilus. La section suivante présente le rapport réalisé pour le compte de Troilus Gold.

D'après les spécifications fournies, le concentré de cuivre et d'or obtenu par flottation de Troilus serait considéré comme un matériau très pur, avec une teneur en cuivre légèrement inférieure à la moyenne, mais une teneur en or importante. On peut supposer avec une certaine certitude qu'un marché se trouvera facilement pour la production proposée de 70 000 tonnes par an.

La fonderie Horne de Glencore pourrait être un débouché « naturel » pour une part importante du concentré de flottation de Troilus. Il semble que Troilus Gold soit en contact direct avec Glencore à ce sujet. Le présent rapport se concentre sur les autres possibilités d'accords de prise en charge.

Les conditions commerciales des quatre options possibles pour la vente du concentré de Troilus sur le marché international sont détaillées dans le présent rapport. Les conditions obtenues pour le matériau décrit contenant 14,9 % de cuivre, 111 g/t d'or et 303 g/t d'argent sont résumées dans le tableau 19-1 ci-dessous :

Tableau19 -1 : Conditions commerciales (moyenne sur la durée de vie de la mine)

	Ventes directes à Aurubis	Ventes directes à Boliden	Ventes directes à PPC (Japon)	Ventes à Ocean Partenaires
Livraison	CIF FO Brunsbuttel, Allemagne	CIF FO Skelleftea, Suède	CIF FO Saganoseki, Japon	DAP entrepôt de Montréal.
Transport routier intérieur	72,5 $/wmt	72,5 $/wmt	72,5 $/wmt	72,5 $/wmt
Frais de manutention portuaire	20 $/wmt	20 $/wmt	20 $/wmt	Crédit de fret trimestriel à convenir équivalent au CIF FO Taiwan sur la base de 5 000 wmt expédiés pour le compte du vendeur. (110 $/wmt sur la base des taux de fret présumés vers l'Asie).
Fret maritime	65 $/wmt	80 $/wmt	90 $/wmt	
Ajustement du fret	-	-	-	
Frais de traitement	+ de référence 10 %. Supposons 77 $/dmt	85 $/dmt	Référence. Hypothèse : moyenne LT de 70 $/dmt	Référence -10 % Hypothèse moyenne LT 63 $/dmt
Paiement pour le cuivre	96,6 % MD 1,1 unité	96,6 % MD 1,1 unité	96,5 % MD 1,1 unité	96,6 % MD 1,1 unité

Frais d'affinage du cuivre	0,077 $/lb	0,85 $/lb	0,07 $/lb	0,063 $/lb
Paiement pour l'or	98 % MD 2 g/t	97 % MD 2 g/t	98,15	97,5 % MD 2 g/t.
Frais d'affinage de l'or	5,0 $/oz	5,0 $/oz	4,0 $/oz	5,0 $/oz
Paiement pour l'argent	97 % MD 20 g/t	97 % MD 20 g/t	90	90
Frais d'affinage de l'argent	0,50 $/oz	0,50 $/oz	0,40 $/oz	0,50 $/oz
Pénalités	Considéré comme un concentré propre ne donnant lieu à aucune pénalité.			
Durée estimée du transport maritime	30	45	75	75
QP	2 MAMA	2 MAMA	2 MAMA	M+1 ou 2 MAMA avec option de prix à tout moment avant le début de la période de QP.
Paiement	30 jours après l'arrivée	10 jours après réception	30 jours après l'arrivée	Fin du mois suivant le mois de livraison à l'entrepôt. Financement anticipé disponible à 3M LIBOR + 5,5 %.

Les frais de traitement et d'affinage du cuivre ainsi que les frais de transport présentés ci-dessus sont des moyennes à long terme destinées à des fins de modélisation financière. Comme indiqué dans la section consacrée au marché mondial des concentrés de cuivre du présent rapport, les TCRC devraient baisser pour s'établir à des niveaux inférieurs aux moyennes à long terme dans les années qui suivront immédiatement la date de démarrage du projet proposée, au cours de la seconde moitié de cette décennie.

Les conditions proposées sur la base de l'indice de référence peuvent être considérées comme des hypothèses prudentes reflétant le souhait des banques de financement de voir les calculs basés sur les ventes directes aux fonderies dans le cadre de contrats à long terme. Il est probable qu'au moins une partie de la production du projet puisse être vendue à des négociants dans le cadre de contrats à long terme ou au comptant. Actuellement, Ocean Partners est disposée à offrir des conditions d'achat à l'indice de référence -10 %.

Il sera important pour Troilus Gold Corporation de veiller à ce que les conditions commerciales globales liées aux ventes restent compétitives pendant toute la durée du projet. Le présent rapport propose plusieurs stratégies de commercialisation visant à atténuer ce risque.

Il est probable que les fonderies internationales exigeront des lots minimums d'au moins 5 000 tonnes métriques en vrac. Si Troilus Gold opte pour l'une des options disponibles pour la vente directe aux fonderies, Ocean Partners pourrait alors intervenir entre le contrat et le financement, en détenant le certificat et en proposant des conditions de paiement contractuelles à 3M LIBOR +5,5 %. Ocean Partners peut également aider à la fixation des prix avant le début de la période de cotation directe des fonderies (QP).

19.2 Introduction

Troilus Gold Corporation évalue un projet de redémarrage de l'ancienne mine Troilus, située au nord-est du district de Val-d'Or, au Québec (Canada). L'exploitation minière du site, qui appartenait auparavant à Inmet Mining Corporation, a pris fin en avril 2009 et l'usine de traitement du site a cessé ses activités en juin 2010.

Il est prévu qu'une nouvelle usine de traitement sur le site minier produise un concentré d'or par gravitation ainsi qu'environ 70 kdmt/a d'un concentré de cuivre/or par flottation. Le concentré de flottation sera vendu à des fonderies tierces pour la récupération du cuivre, de l'or et de l'argent qu'il contient.

Les spécifications du concentré de cuivre produit à partir d'essais métallurgiques sur des minerais provenant d'une zone de la mine connue sous le nom de « J-Zone » sont résumées dans le tableau 19-2 ci-dessous :

Tableau -192 : Spécifications du concentré de cuivre de la zone J issues des essais métallurgiques

Élément		Unité	Valeur	Élément		Unité	Valeur
Argent	Ag	g/t	303	Manganèse	Mn	ppm	89
Arsenic	As	ppm	86	Molybdène	Mo	ppm	1680
Or	Au	g/t	111	Nickel	Ni	ppm	6
Baryum	Ba	ppm	31	Plomb	Pb	ppm	719
Bismuth	Bi	ppm	96	Palladium	Pd	g/t	0,07
Calcium	Ca	%	2	Platine	Pt	g/t	0,07
Cadmium	Cd	ppm	64	Soufre	S		38,3
Cobalt	Co	ppm	462	Antimoine	Sb	ppm	13
Chrome	Cr	ppm	220	Sélénium	Se	ppm	45
Cuivre	Cu	%	14,9	Silicium	Si	%	1,49
Fluor	F	%	0,01	Strontium	Sr	ppm	103
Fer	Fe	%	31,5	Uranium	U	ppm	
Mercure	Hg	ppm	3	Zinc	Zn	ppm	9120
Magnésium	Mg		1,3				

Il est entendu que Troilus Gold est en contact direct avec Glencore concernant la fourniture de concentré à la fonderie Horne, également située au Québec.

Le présent rapport a pour objectif de passer en revue les différentes options disponibles pour la commercialisation du concentré de flottation de Troilus, notamment : -

- La demande actuelle du marché, accompagnée de commentaires sur les aspects spécifiques ayant une incidence sur la commercialisation.
- Perspectives de la demande du marché sur 5 à 10 ans, accompagnées de commentaires sur les aspects spécifiques ayant une incidence sur la commercialisation.
- Conditions commerciales actuelles détaillées disponibles et localisation des acheteurs potentiels, et perspectives sur 5 à 10 ans concernant les conditions commerciales disponibles et la localisation des acheteurs potentiels
- Analyse du fret terrestre et maritime.

19.3 Qualité du concentré de cuivre

19.3.1 Qualité du concentré de cuivre – Aperçu général

La qualité d'un concentré de cuivre individuel est généralement définie par sa teneur en cuivre, sa teneur en métaux précieux et la présence ou non d'éléments nuisibles.

19.3.2 Teneur en cuivre

Le minerai cuprifère le plus couramment extrait des concentrés sulfurés est la chalcopyrite ($CuFeS_2$), qui contient 35 % de cuivre. Les concentrés sulfurés à plus haute teneur peuvent contenir de la bornite (Cu_5FeS_4), qui contient 63 % de cuivre. Une libération incomplète des

minéraux cuprifères au stade du broyage signifie que la teneur globale en cuivre du concentré final sera diluée par la présence de minéraux gangueux qui se présentent généralement sous forme d'oxydes de silicium, de calcium, d'aluminium et de magnésium.

Pour les concentrés contenant moins de 28,57 % de Cu et plus de 20 % de Cu, la proportion de cuivre dans le concentré est généralement calculée par une « déduction d'une unité ». Par conséquent, la proportion de cuivre payée pour un concentré de qualité inférieure est inférieure à celle qui serait obtenue pour un matériau de qualité supérieure. Par exemple : -

- Pour un concentré contenant 25 % de cuivre (25 % - 1 %) / 25 % = 96,0 % payable.
- Pour un concentré contenant 28,5 % de cuivre (28,5 % - 1 %) / 28,5 % = 96,49 % payable.

Pour les concentrés contenant moins de 20 % de Cu et plus de 10 % de Cu, la proportion de cuivre dans le concentré est généralement calculée par une « déduction de 1,1 unité ». Pour les teneurs inférieures à 10 %, la déduction peut varier entre 1,2 et 1,5 unité.

La valeur nette d'un concentré de cuivre est obtenue en déduisant les frais de traitement et d'affinage ainsi que les pénalités pour les éléments nuisibles de la valeur du métal payé. Étant donné que les frais de traitement d'un concentré de cuivre sont exprimés en $/dmt de concentré, ils sont proportionnellement plus élevés pour les concentrés à faible teneur en cuivre.

19.3.3 Métaux précieux

Les métaux précieux contenus dans les concentrés de cuivre sont récupérés lors de l'étape d'électro-affinage sous la forme d'une « boue d'anode » insoluble. La plupart des contrats d'achat de concentrés de cuivre comprennent des clauses prévoyant le paiement de l'argent et de l'or contenus au-delà de certains seuils minimaux.

Comme indiqué ailleurs dans le présent rapport, les fonderies chinoises ont pris le contrôle du marché des concentrés de cuivre sur mesure ces dernières années. Il convient toutefois de noter que de nombreuses fonderies chinoises n'ont pas encore mis en place un approvisionnement régulier en concentrés de cuivre aurifères. Elles n'ont donc pas eu l'occasion d'optimiser leurs opérations de récupération de l'or et les barèmes de paiement qu'elles peuvent offrir sont inférieurs à ceux pratiqués ailleurs. Il convient également de noter que les TCRC proposés par les fonderies chinoises pour les matières à forte teneur en argent refléteront une TVA non remboursable de 13 % sur la teneur en argent des importations de concentrés de cuivre.

Les fonderies situées ailleurs en Asie et en Europe sont donc actuellement les destinations privilégiées pour les concentrés de cuivre à forte teneur en métaux précieux.Tableau -193 présente les conditions de paiement types pour les métaux précieux contenus dans les concentrés de cuivre.

Tableau -193 : Conditions de paiement types pour les métaux précieux contenus dans les concentrés de cuivre

	Chine	Japon / Corée	Europe

	< 1 g/t	Aucun	Aucun	Rémunération minimale de 97 à 98 % 0,7 à 1,0 g/t
	1 à 3 g/t	90	90	
	3 à 5 g/t	92	94	
Or	5 à 10 g/t	93 % à 94	96	
	10 à 15 g/t	95 à 96	96,5 à 97	
	15 à 50 g/t	96 à 97	97,5	
	> 50 g/t	97-97,5	98,00 % - 98,20	
	RC	5,00 $/oz	6,00 $/oz	5,00 $/oz
Argent	Payer	Payez 90 % si la teneur dépasse 30 g/t.	Payez 90 % si la teneur dépasse 30 g/t.	Payer 97 % avec une déduction minimale de 20-30 g/t
	RC	0,40 $/oz	0,50 $/oz	0,30 $/oz

19.3.4 Limites d'importation chinoises

En 2006, la Chine a adopté une nouvelle législation intitulée « Contenu nocif des concentrés de cuivre importés en Chine (n° 49/2006) » dans le cadre de la loi sur l'inspection des importations et des exportations de la Chine. Cette législation impose des limites à l'importation de certains éléments nocifs contenus dans les concentrés de cuivre. En conséquence, les autorités portuaires chinoises ont été habilitées à refuser les importations de concentrés de cuivre contenant plus de 0,5 % d'arsenic, 6 % de plomb, 1 000 ppm de fluor, 100 ppm de mercure ou 500 ppm de cadmium.

Certains matériaux complexes à forte teneur en or peuvent accéder au marché chinois en obtenant la classification de concentré d'or, soit directement, soit dans le cadre d'un mélange. Jusqu'à récemment, pour obtenir cette classification, la teneur en or du matériau importé devait être supérieure à 20 g/t et sa valeur devait être supérieure à celle du cuivre contenu. En outre, le concentré devait contenir moins de 20 % d'humidité et avoir une analyse granulométrique d'au moins 50 % -200# (74 µm). Si ces conditions étaient remplies, il n'y avait aucune limite pour la teneur en arsenic. Toutefois, ces réglementations vont changer au cours du second semestre 2021. Il est entendu que, dans les nouvelles conditions, les matières contenant plus de 15 g/t d'or seront considérées comme des concentrés d'or, mais la teneur maximale en arsenic autorisée sera de 3,5 % entre 15 g/t et 60 g/t d'or et de 6,5 % au-delà de 60 g/t d'or.

19.3.5 Éléments nuisibles

Les fonderies imposeront des pénalités pour le traitement des concentrés dont la teneur en certains éléments nocifs dépasse un seuil donné. Ces pénalités reflètent les coûts supplémentaires liés au traitement et à l'élimination de ces matières, ainsi que les mesures de contrôle environnemental supplémentaires qui pourraient être nécessaires. Les limites et déductions pénales types sont résumées dans le tableau 19-4 ci-dessous :

Tableau -194 : Pénalités types pour les éléments nuisibles dans les concentrés de cuivre

		Commentaire	Limite type	Pénalité type par tonne de concentré
Arsenic	As	Réduit la conductivité du cuivre raffiné. En raison de sa toxicité, la fonderie doit supporter des coûts supplémentaires liés au contrôle des gaz résiduaires et à l'élimination des poussières et des scories.	0,20	2 à 3 $ par 0,1 % jusqu'à 0,5 % 5 à 8 $ par 0,1 % jusqu'à 1 % 8 à 12 $ par 0,1 % au-delà de 1 %
Alumine	Al2O3	Augmente le point de fusion et la viscosité des scories. La fonderie doit supporter des coûts de chauffage supplémentaires.	3	1 à 2 $ par 1 %.

Antimoine	Sb	Réduit la conductivité, l'aptitude au recuit et l'étirage du cuivre raffiné. Problèmes de toxicité.	0,05	1 à 2 dollars par 0,01 %.
Bismuth	Bi	De faibles concentrations provoquent des fissures dans les tiges et une mauvaise emboutissabilité.	0,02	1,5 à 3,0 $ par 0,01 %.
Cadmium	Cd	En raison de sa toxicité. La fonderie doit supporter des coûts supplémentaires liés au contrôle des gaz résiduaires, des poussières et des scories élimination des poussières et des scories.	0,03	1,5 à 5,0 $ par 0,01
Chlore	Cl	Forme de l'acide chlorhydrique corrosif	300 ppm	1 à 3 $ par 100 ppm
Fluor	F	Forme de l'acide fluorhydrique corrosif	300 ppm	1 à 2 $ par 100 ppm
Plomb	Pb	Problèmes de toxicité. Problèmes de passivité de l'anode dans l'électro-affinage.	1	1 à 5 $ par 1 %
Magnésie	MgO	Similaire à l'alumine.		
Mercure	Hg	Problèmes de toxicité. Peut contaminer l'acide de fonderie.	5 ppm	0,1 à 5 $ par 1 ppm
Molybdène	Mo	Problèmes d'entartrage dans le four.		
Nickel + Cobalt	Ni + Co	Limites de la teneur en Ni dans les cathodes de qualité A LME. Éliminé de l'électrolyte de raffinerie sous forme de sulfate de nickel. Le cobalt suit le nickel lors de l'étape de purification de l'électrolyte.	0,50	1 $ par 0,1
Sélénium	Se	Rend les cathodes de cuivre sensibles à la fissuration. Peut entraîner des pertes de cuivre dans les boues d'anode.	300 ppm	1,50 $ par 100 ppm
Silice	SiO2	Similaire à l'alumine, mais moins problématique car la silice est ajoutée au four en tant que fondant. Une teneur excessive en silice entraînera des coûts supplémentaires pour le mineur en raison des coûts de TC et de transport. .	1	1 $ par 1 %
Tellure	Te	Similaire au sélénium		
Uranium	U3O8	Les fonderies peuvent être réticentes à accepter des matériaux à forte teneur en uranium, car les produits de désintégration radioactive s'accumulent dans les poussières de combustion des fonderies. La limite d'acceptation en Chine est de 1 Bq/g (environ 80 ppm) ou 10 fois le le compte de fond.		
Zinc	Zn	Des rapports font état d'une augmentation de la viscosité des scories, pouvant entraîner des pertes de cuivre.	3	1 à 5 $ par 1

19.3.6 Projet Troilus Gold – qualité du concentré

Les spécifications d'un concentré de cuivre produit à partir d'essais métallurgiques sur des minerais provenant d'une zone de la mine connue sous le nom de « J-Zone » sont résumées dans le tableau 19-5 ci-dessous : -

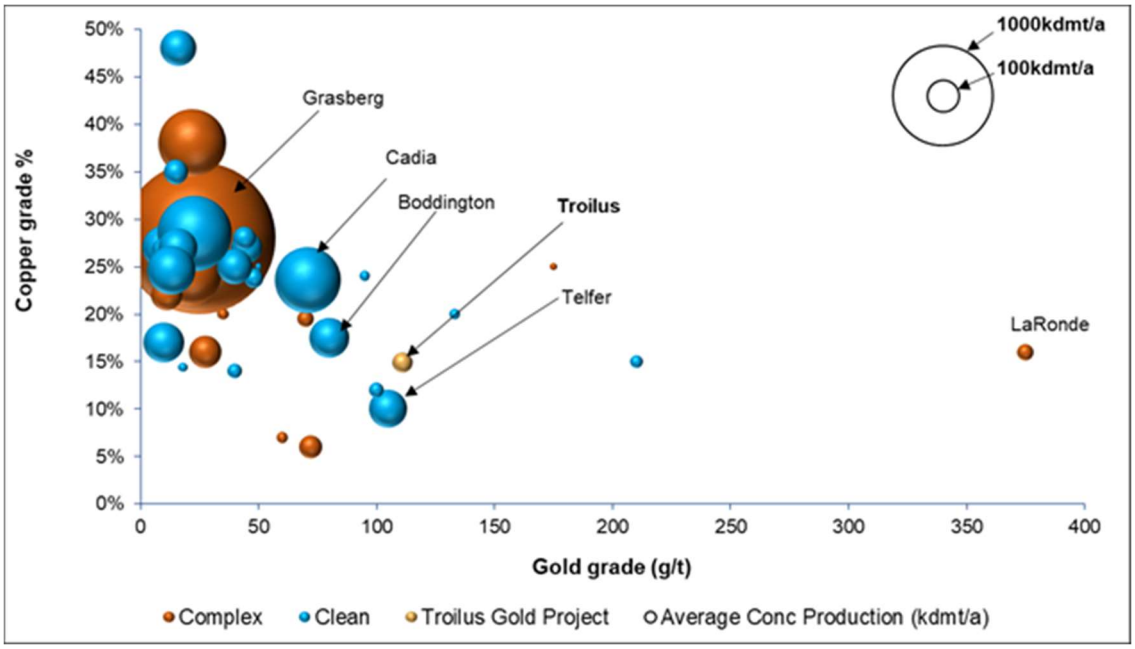
Tableau -195 : Spécifications du concentré de cuivre provenant de la zone J et issu d'essais métallurgiques

Élément		Unité	Valeur	Élément		Unité	Valeur
Argent	Ag	g/t	303	Manganèse	Mn	ppm	89
Arsenic	As	ppm	86	Molybdène	Mo	ppm	1680
Or	Au	g/t	111	Nickel	Ni	ppm	6
Baryum	Ba	ppm	31	Plomb	Pb	ppm	719
Bismuth	Bi	ppm	96	Palladium	Pd	g/t	0,07
Calcium	Ca	%	2	Platine	Pt	g/t	0,07
Cadmium	Cd	ppm	64	Soufre	S		38,3
Cobalt	Co	ppm	462	Antimoine	Sb	ppm	13

Chrome	Cr	ppm	220	Sélénium	Se	ppm	45
Cuivre	Cu	%	14,9	Silicium	Si	%	1,49
Fluor	F	%	0	Strontium	Sr	ppm	103
Fer	Fe	%	31,5	Uranium	U	ppm	
Mercure	Hg	ppm	3	Zinc	Zn	ppm	9120
Magnésium	Mg		1,3				

Les teneurs en cuivre et en or du concentré de flottation Troilus proposé sont comparées à celles d'un groupe de référence de 40 concentrés de cuivre et d'or négociés à l'échelle internationale (>10 g/t Au & 5 % Cu) dans la figure 19-1 ci-dessous.

Figure -191 : Concentrés de cuivre et d'or



En termes de teneurs en cuivre et en or, le concentré de flottation proposé pour Troilus est comparable à celui produit dans les mines Telfer et Boddington en Australie. Bien que ces qualités ne soient pas considérées comme complexes, elles présentent des teneurs en arsenic et en fluor légèrement plus élevées que celles du produit proposé pour Troilus.

Une proportion importante des autres concentrés de cuivre et d'or sur le marché sont également susceptibles d'être pénalisés en raison de leurs teneurs élevées en éléments nuisibles. Il s'agit généralement de l'arsenic (par exemple, Chelopech, Mount Carlton et Lepanto) ou du fluor (Grasberg, Salobo, OK Tedi). Le concentré de la mine LaRonde au Québec présente la teneur en or la plus élevée du groupe de référence, avec environ 375 g/t, mais il est considéré comme complexe en raison de ses teneurs élevées en bismuth.

Sur la base des spécifications fournies, le concentré de flottation de Troilus serait considéré comme un matériau très propre, avec une teneur en cuivre légèrement inférieure à la moyenne, mais une teneur en or importante. On peut supposer avec une certaine confiance qu'un marché se trouvera facilement pour la production proposée de 70 000 tonnes par an.

19.4 Conditions commerciales et de commercialisation

19.4.1 Marché international - Ventes directes aux fonderies

Un matériau propre contenant de l'or tel que le concentré de flottation Troilus est susceptible d'être considéré comme une matière première intéressante par de nombreuses fonderies. Comme indiqué ailleurs dans le présent rapport, les paiements les plus élevés pour ce type de matériau devraient provenir des fonderies japonaises (PPC / Mitsibushi) et coréennes (LS Nikko) ou d'acheteurs européens tels qu'Aurubis ou Boliden, le marché chinois étant à la traîne, principalement en raison de la baisse des paiements pour l'or.

Les ventes directes aux fonderies peuvent être liées aux TCRC de référence en vigueur, qui sont de 80 $/t et 8,0 c/lb pour 2024. Il est également possible de conclure un accord à long terme à des TCRC fixes. Comme indiqué ailleurs dans le présent rapport, les TCRC de référence à long terme devraient s'établir en moyenne autour de 80 $/t et 8,0 c/lb en 2023.

Les conditions indicatives des principaux acheteurs potentiels sont présentées dans les paragraphes ci-dessous. Elles sont basées sur les discussions récentes et les relations commerciales avec les fonderies concernées.

Il est probable que les fonderies internationales exigeront des lots minimums d'au moins 5 000 tonnes métriques brutes en vrac. Les acheteurs potentiels, notamment Aurubis, Boliden et Pan Pacific, ont tendance à réserver une capacité limitée de manutention de conteneurs pour les concentrés d'or à plus haute teneur. Il est donc probable que les expéditions en vrac seront nécessaires pour le concentré de Troilus. Si les expéditions par conteneurs sont acceptées, des frais de manutention supplémentaires de 15 $/wmt pour les conteneurs en vrac et de 30 $/wmt pour les conteneurs en sacs sont susceptibles d'être facturés.

Pan Pacific Copper, au Japon, a indiqué les conditions probables d'achat des concentrés de Troilus dans le tableau 19-6 ci-dessous :

19 s sur le tableau -6 : Conditions indicatives de Pan Pacific Copper

Paiement pour le cuivre	96,5 %. Déduction minimale 1,1 unité
Paiement pour l'argent	90 % au-dessus de 30 g/t.
Paiement pour l'or	90 % Si supérieur à 1 g/dmt jusqu'à 3 g/dmt inclus 93 % Si supérieur à 3 g/dmt jusqu'à 3 g/dmt inclus 95 % Si supérieur à 5 g/dmt jusqu'à 10 g/dmt inclus 96 % Si supérieur à 10 g/dmt jusqu'à 15 g/dmt inclus 97 % Si supérieur à 15 g/dmt jusqu'à 20 g/dmt inclus 97,5 % Si supérieur à 20 g/dmt jusqu'à 20 g/dmt inclus 97,75 % Si plus de 30 g/dmt jusqu'à 50 g/dmt inclus 98 % Si plus de 50 g/dmt jusqu'à 80 g/dmt inclus 98,15 % au-delà de 80 g/dmt
Frais de traitement	Référence. Hypothèse : moyenne à long terme de 70 USD/t CIFFO Japon
Frais d'affinage du cuivre	0,07 USD/lb
Frais d'affinage de l'argent	0,4 USD/oz
Frais d'affinage de l'or	4,0 $ US/oz

Aurubis a manifesté un intérêt ferme pour l'achat de 40 000 tonnes métriques par an et serait disposée à offrir un prix de référence annuel + une prime liée au TCRC ou un TCRC fixe dans le cadre d'un accord à long terme. Les conditions susceptibles d'être négociées avec Aurubis pour un accord d'achat à long terme sont résumées dans le tableau 19-7 ci-dessous.

19 s sur les tableaux -7 : Conditions indicatives d'Aurubis

Paiement du cuivre	96,6 %. Déduction minimale 1,1 unité
Paiement pour l'argent	97 %. Déduction minimale 20 g/t
Paiement pour l'or	98 %. Déduction minimale 2 g/t
Frais de traitement	Référence + 10 %. Hypothèse : moyenne à long terme de 77 USD/t CAF Brunsbuttel, Allemagne
Frais d'affinage du cuivre	0,077 $ US/lb
Frais d'affinage de l'argent	0,5 USD/oz
Frais d'affinage de l'or	5,0 $ US/oz

Les ventes aux fonderies Boliden devraient être conclues à des conditions similaires à celles proposées par Aurubis. Toutefois, les frais de transport vers les ports de déchargement en Suède ou en Finlande devraient être supérieurs d'environ 15 $/t à ceux pour la livraison en Allemagne.

19.4.2 Marché international – Ventes via des négociants

Les ventes aux fonderies internationales par l'intermédiaire de négociants devraient générer des TCRC inférieurs à ceux des ventes directes aux fonderies, compte tenu du décalage habituel entre les conditions au comptant et les contrats à long terme.

La faible teneur en éléments nuisibles du concentré de flottation de Troilus pourrait également rendre ce matériau intéressant pour les négociants qui souhaitent le mélanger à des matériaux plus complexes. Le mélange est généralement nécessaire pour répondre aux exigences globales d'alimentation d'une fonderie particulière ou pour se conformer aux limites d'importation chinoises.

Les négociants sont également susceptibles d'offrir des délais de paiement nettement plus courts que ceux obtenus dans le cadre de ventes directes aux fonderies. Cela pourrait représenter une économie importante en fonds de roulement, compte tenu de la nécessité potentielle de regrouper les cargaisons dans les ports de Montréal ou de Québec.

Un négociant serait également en mesure de réaliser des synergies potentielles en regroupant les expéditions internationales avec la production d'autres mines locales, telles que le projet proposé par Dore Copper Mining Corp à Chibougamau ou LaRonde. Ces économies se répercuteraient probablement sur les conditions offertes pour les achats auprès des négociants.

En tant que société commerciale active sur ce marché, Ocean Partners peut offrir les conditions suivantes, présentées dans le tableau 19-8 :

Tableau19 -8 : Conditions indicatives d'Ocean Partners

Paiement du cuivre	96,6 %. Déduction minimale 1,1 unité
Paiement de l'argent	90 %. Déduction minimale 20 g/t
Paiement pour l'or	97,5 %. Déduction minimale 2 g/t
Frais de traitement	Référence -10 % En supposant un prix moyen à long terme de 63 $ US/t. Base DAP Montréal.
Frais d'affinage du cuivre	0,063 $ US/lb
Frais d'affinage de l'argent	0,5 USD/oz
Frais d'affinage de l'or	5,0 $ US/oz

19.4.3 Marché local

La vente du concentré de flottation de Troilus à la fonderie Horne de Glencore à Rouyn-Noranda, au Québec, est une option viable. Il semble que Troilus Gold soit en contact direct avec Glencore au sujet d'un éventuel accord d'achat.

D'après notre compréhension des conditions obtenues par d'autres mines pour leurs ventes à Horne, les TCRC seraient égaux ou proches des niveaux de référence et le paiement en or proposé serait inférieur de 1,0 à 2,0 % à celui qui pourrait être obtenu sur le marché international, en fonction de la teneur. En règle générale, Horne n'est disposée à conclure des contrats que pour une durée de 3 à 5 ans pour la totalité de la production de la mine.

Les TCRC et les paiements en or obtenus dans le cadre des ventes à Horne seront probablement moins compétitifs que ceux disponibles sur le marché international. Toutefois, la livraison s'effectuera sur la base du DAP Horne et une différence de fret sera négociée, l'acheteur et le vendeur se partageant les économies réalisées sur les frais de transport par rapport à une livraison CIFFO dans un grand port européen. Horne a tendance à avoir des délais de paiement longs (généralement trois ou quatre mois après le mois de livraison), en particulier pour les concentrés de cuivre contenant des métaux précieux. Ce facteur devra être analysé avec soin dans le cadre de tout processus décisionnel.

La livraison se ferait sur la base du DAP Horne et un différentiel de fret serait négocié, l'acheteur et le vendeur partageant les économies réalisées sur les frais de transport par rapport à une livraison CIFFO dans un grand port européen. La question de savoir si les économies réalisées sur le fret seraient suffisantes pour compenser les TCRC plus élevés et les paiements en or moins élevés par rapport aux ventes internationales via des négociants dépendrait des conditions réelles négociées. D'après notre connaissance d'autres expéditions directes vers Horne, les économies de frais de transport seraient partagées selon un ratio compris entre 25:75 et 50:50 (mineur : fonderie) et généralement fixé à l'avance.

19.4.4 Stratégie commerciale

Compte tenu de sa situation géographique, la fonderie Horne semble être le destinataire « naturel » d'une part importante du concentré de flottation de Troilus. La compétitivité des conditions d'achat et, surtout, des conditions de paiement proposées par Glencore dépendra de l'adéquation des spécifications proposées aux besoins globaux de la fonderie Horne au moment où la production de concentré débutera à Troilus. On sait que des concentrés locaux similaires, tels que ceux produits au complexe LaRonde d'Aginco Eagle, sont traités avec succès à Horne et il est probable qu'il en sera de même pour les matériaux de Troilus. Il est entendu que les conditions de paiement habituelles de Horne sont de 3 à 4 mois après le mois de livraison à Horne, de sorte que la vente de 100 % des matériaux à cet endroit nécessiterait probablement un fonds de roulement important.

Troilus Gold Corporation pourrait vendre ses matériaux directement à Glencore pour qu'ils soient traités à la fonderie Horne. Ces ventes seraient probablement effectuées dans le cadre d'un contrat-cadre à long terme qui fixerait les modalités de paiement des métaux et les calendriers de livraison, mais les conditions commerciales, notamment les TCRC et les éventuelles différences de fret, seraient soumises à une renégociation périodique. Dans ces circonstances, il serait nécessaire de s'assurer que les conditions d'achat proposées par Glencore restent compétitives par rapport au marché. La renégociation annuelle des conditions contractuelles, les fourchettes de tonnage à la discrétion du vendeur et le recours à un consultant ou à un agent pour gérer les ventes pourraient constituer des moyens d'atténuer ce

risque. Il est fortement recommandé à Troilus, si elle souhaite entamer des négociations avec Glencore, de faire appel à un agent ou à un conseiller commercial actif sur les marchés internationaux des concentrés d'or et de cuivre (plutôt qu'à un consultant qui ne négocie pas activement), car les marchés de l'or et du cuivre sont petits et leur dynamique évolue très rapidement.

Troilus Gold Corporation pourrait également envisager de réserver une partie ou une fourchette de la production annuelle prévue pour des ventes annuelles ou au comptant à des négociants ou à d'autres fonderies. Cette stratégie permettrait une certaine souplesse dans les calendriers de production. Les ventes au comptant à des négociants ou à d'autres fonderies permettraient de comparer de manière fiable les conditions obtenues dans le cadre d'un contrat à long terme avec Glencore et les taux en vigueur sur le marché international. En outre, lors des négociations avec Glencore concernant les conditions commerciales liées aux ventes à la fonderie Horne, il serait très avantageux de pouvoir démontrer qu'il existe d'autres acheteurs potentiels pour le concentré de Troilus.

Outre le fait qu'elles permettraient probablement d'obtenir des TCRC plus bas et, surtout, des conditions de paiement rapides afin de réduire le fonds de roulement, la réalisation de toute activité internationale par l'intermédiaire de négociants plutôt que par des ventes directes à d'autres fonderies réduirait probablement les frais administratifs et logistiques supplémentaires que Troilus Gold Corp devrait supporter. Un négociant serait également en mesure de réaliser des synergies potentielles en regroupant les expéditions internationales avec la production d'autres mines locales, comme le projet proposé par Dore Copper Mining Corp à Chibougamau ou LaRonde, par exemple. Ces économies se répercuteraient probablement sur les conditions offertes pour les achats auprès des négociants.

19.4.5 Options de financement

En règle générale, les négociants offrent des conditions de paiement plus avantageuses que celles proposées dans le cadre de ventes directes aux fonderies. Troilus Gold Corporation aura donc la possibilité de préserver son fonds de roulement.

Il est entendu que le paiement des livraisons à Horne se fera généralement à 3MAMD ou 4MAMD (trois ou quatre mois après le mois de livraison). Bien que les expéditions par camion à Horne finiront par générer un flux de trésorerie mensuel régulier pour Troilus Gold Corporation, une partie importante du fonds de roulement devra être financée à l'avance et essentiellement pendant toute la durée de vie de la mine. Il convient également de souligner que si les prix des matières premières augmentent, un financement supplémentaire du fonds de roulement sera nécessaire, et inversement si les prix baissent.

Un paiement anticipé de la part d'un négociant constituerait un avantage considérable pour toute vente internationale, compte tenu des délais d'expédition plus longs et de la nécessité éventuelle de regrouper les cargaisons dans les ports de Montréal ou de Québec.

Les autres fonderies internationales ont généralement des conditions de paiement basées sur la date d'arrivée (20 à 45 jours après l'arrivée). Par conséquent, si la société vend directement à d'autres fonderies internationales, elle devra tenir compte du coût supplémentaire du transport maritime et des conditions de paiement lorsqu'elle comparera les conditions de paiement de Horne ou d'un négociant.

Une autre option à explorer serait la possibilité d'obtenir une partie du financement du projet dans le cadre d'un accord d'achat à long terme avec une grande fonderie. Par exemple, Aurubis est connue pour travailler avec la KfW IPEX-Bank afin d'obtenir des matières premières (parmi

les exemples récents, citons Marcobre et Fruta del Norte), ce qu'elle considère comme favorable à ses activités. Les banques d'import/export coréennes, japonaises et européennes soutiennent également les financements liés à des contrats d'achat, mais pas autant qu'Aurubis. Dans le cadre de ses activités commerciales habituelles, Glencore fournit des financements de projets à des projets miniers, mais cela ne concerne généralement pas l'approvisionnement de Horne, qui tend à s'appuyer sur ses avantages géographiques.

19.4.6 Coûts de fret et logistique

Au moment de la rédaction du présent document, les taux en vigueur sur les marchés du fret sec en vrac et des conteneurs ont reculé par rapport aux sommets atteints en 2021 et se situent désormais en dessous des moyennes à long terme.

Nous comprenons que les tarifs normaux de transport routier entre le site minier et les ports de Montréal ou de Québec se situent entre 60 et 90 dollars par tonne de poids sec. À long terme, les tarifs devraient tendre vers ce niveau moyen à long terme. Les coûts portuaires se situent généralement entre 15 et 20 dollars par tonne de poids sec.

Les taux de fret maritime devraient rester légèrement supérieurs aux moyennes historiques à long terme, reflétant la hausse des prix du carburant et les implications financières des nouvelles réglementations environnementales relatives au secteur du transport maritime. Dans des conditions de marché normalisées, les coûts du fret maritime en vrac vers l'Europe pourraient revenir à 45 à 65 dollars par tonne métrique et à 65 à 90 dollars par tonne métrique vers l'Asie.

En règle générale, les marchés des conteneurs dans des conditions normales sont légèrement moins chers que ceux du vrac, mais la plupart des fonderies internationales en Asie et en Europe ont des limites de tonnage très strictes pour les livraisons qu'elles acceptent en conteneurs et en sacs, et nous ne pensons pas qu'une seule fonderie serait disposée à recevoir 70 000 tonnes par an en sacs ou en vrac dans des conteneurs. Le transport par conteneurs ajoute une charge importante en termes d'administration des contrats et de logistique (au lieu de 8 expéditions en vrac par an, il faudrait probablement compter 52 expéditions hebdomadaires).

Outre les limites de tonnage, compte tenu des exigences supplémentaires en matière de manutention des conteneurs, les fonderies internationales ont tendance à appliquer un supplément de 15 dollars par tonne métrique pour les conteneurs en vrac et de 30 dollars par tonne métrique pour les conteneurs en sacs.

Compte tenu de la récente volatilité des taux, il convient de surveiller très attentivement les frais de transport avant de prendre toute décision de vente à long terme.

19.4.7 Conditions commerciales

Les conditions commerciales des options décrites sont résumées dans le tableau 19-9 ci-dessous.

Tableau19 -9 : Conditions commerciales (moyenne LOM)

	Ventes directes à Aurubis	Ventes directes à Boliden	Ventes directes à PPC (Japon)	Ventes à Ocean Partenaires
Livraison	CIF FO Brunsbuttel, Allemagne	CIF FO Skelleftea, Suède	CIF FO Saganoseki, Japon	DAP entrepôt de Montréal.
Transport routier intérieur	72,5 $/wmt	72,5 $/wmt	72,5 $/wmt	72,5 $/wmt

Frais de manutention portuaire	20 $/wmt	20 $/wmt	20 $/wmt	Crédit de fret trimestriel à convenir équivalent au CIF FO Taiwan sur la base de 5 000 wmt expédiés pour le compte du vendeur. (110 $/wmt sur la base des taux de fret supposés vers l'Asie).
Fret maritime	65 $/wmt	80 $/wmt	90 $/wmt	
Ajustement du fret				
Frais de traitement	Référence + 10 %. Supposons 77 $/dmt	85 $/dmt	Référence. Supposons une moyenne LT de 70 $/dmt	Référence -10 % Supposons une moyenne LT 63 $/dmt
Paiement pour le cuivre	96,6 % MD 1,1 unité	96,6 % MD 1,1 unité	96,5 % MD 1,1 unité	96,6 % MD 1,1 unité
Frais d'affinage du cuivre	0,077 $/lb	0,85 $/lb	0,07 $/lb	0,063 $/lb
Paiement pour l'or	98 % MD 2 g/t	97 % MD 2 g/t	98,15	97,5 % MD 2 g/t.
Frais d'affinage de l'or	5,0 $/oz	5,0 $/oz	4,0 $/oz	5,0 $/oz
Paiement pour l'argent	97 % MD 20 g/t	97 % MD 20 g/t	90	90
Frais d'affinage de l'argent	0,50 $/oz	0,50 $/oz	0,40 $/oz	0,50 $/oz
Pénalités	Considéré comme un concentré propre ne donnant lieu à aucune pénalité.			
Temps de transit maritime estimé	30	45	75	75
QP	2 MAMA	2 MAMA	2 MAMA	M+1 ou 2 MAMA avec option de fixation du prix à tout moment avant le début de la période de référence. QP.
Paiement	30 jours après l'arrivée	10 jours après réception	30 jours après l'arrivée	Fin du mois suivant le mois de livraison à l'entrepôt. Financement anticipé disponible à 3M LIBOR + 5,5 %.

Les frais de traitement et d'affinage du cuivre ainsi que les frais de transport présentés ci-dessus sont des moyennes à long terme destinées à des fins de modélisation financière. Comme indiqué dans la section consacrée au marché mondial des concentrés de cuivre du présent rapport, les TCRC devraient baisser pour s'établir à des niveaux inférieurs aux moyennes à long terme dans les années qui suivront immédiatement la date de démarrage du projet proposée en 2024. De même, les frais de transport pourraient ne pas s'être entièrement corrigés par rapport aux niveaux élevés actuels d'ici là.

19.5 Marché mondial des concentrés de cuivre

Après une période de deux ans au cours de laquelle les TCRC ont été relativement élevés, reflétant la disponibilité immédiate des matières premières, la dynamique du marché mondial des concentrés de cuivre a changé au cours du second semestre 2023. La demande de concentrés de cuivre provenant de nouveaux projets de fusion a commencé à dépasser la production minière mondiale, entraînant une baisse des prix au comptant et la fixation du prix de référence annuel pour 2024 à 80 $/t et 8,0 c/lb, contre 88 $/t et 8,8 c/lb en 2023.

La tendance à la baisse des prix au comptant s'est accélérée au cours des premiers mois de 2024, à la suite de la fermeture inattendue de la mine Cobre Panama. Les TCRC au comptant ont chuté à leur plus bas niveau depuis plusieurs années, proche ou inférieur à 0 $/t et 0,0

cent/lb. Cette chute spectaculaire reflète la prise de conscience croissante que le marché mondial des concentrés de cuivre est entré dans une période prolongée de tension, combinée à un contango important sur le prix du cuivre raffiné, qui a permis aux négociants de proposer des conditions très avantageuses pour les matières premières. Ces conditions au comptant, particulièrement basses, ont clairement exercé une forte pression sur la rentabilité des fonderies et sont inférieures à ce que justifierait le déficit relativement modeste prévu pour le premier semestre 2024. Une certaine correction est probable à mesure que les fonderies réduiront leurs taux d'utilisation, mais les TCRC devraient rester inférieurs aux moyennes à long terme pendant une période prolongée au cours de la seconde moitié de cette décennie.

Le catalyseur de ce changement dans la dynamique du marché a été la construction de plusieurs nouvelles fonderies en dehors de la Chine. En Indonésie, la fonderie de Manyar, d'une capacité de 1,7 million de tonnes par an, et le projet PTMANT, d'une capacité de 900 millions de tonnes par an, devraient tous deux être mis en service en 2024 et atteindre leur pleine capacité en 2025. La fonderie de Kamoa-Kakula (500 kt/an d'anodes) en RDC devrait être achevée fin 2024, et selon des informations provenant d'Inde, la phase 1 (500 kt/an) d'une nouvelle fonderie construite par Adani pourrait également être mise en service vers la fin de 2024.

La hausse de la demande chinoise, qui a été le moteur principal du marché mondial des concentrés de cuivre au cours des 20 dernières années, devrait également se poursuivre. Cinq nouveaux projets de fonderies chinoises devraient entrer en service en 2024. Il s'agit du four à soufflage latéral de 350 kt/an de South-West Copper dans le Yunnan, du nouveau four à soufflage latéral de 50 kt/an de Fubang en Mongolie intérieure, d'un four à soufflage latéral de 85 kt/an construit par Weihai Humon Chemical dans la province du Shandong et de deux projets de 350 kt/an construits par le groupe Jinchuan. Une pénurie de matières premières pourrait entraîner le retard d'un ou plusieurs de ces projets. Il convient toutefois de noter que malgré la croissance rapide de la capacité de fusion du cuivre en Chine au cours de la dernière décennie, le pays continue d'importer plus de 3 millions de tonnes par an de cuivre raffiné. Dans ces circonstances, les incitations à la poursuite de la croissance de la capacité de fusion du pays restent fortes, les gouvernements régionaux et nationaux cherchant à maximiser la « valeur ajoutée » locale.

La mise en service en 2023 du projet Quebrada Blanca de Teck Resources au Chili marque la fin de la récente vague de grands projets de construction de mines de cuivre entièrement nouvelles. La montée en puissance progressive de projets tels que les mines souterraines d'Oyu Tolgoi et de Chuquicamata et l'expansion de sites existants tels que ceux de Mantos Copper ajouteront une capacité supplémentaire dans les années à venir. Toutefois, la production de concentré de cuivre des mines existantes devrait atteindre son pic vers le milieu de la décennie en raison de la baisse des teneurs et de l'épuisement des réserves de minerai .

Les sociétés minières ont généralement hésité à s'engager dans de nouveaux projets de construction de mines de cuivre ces dernières années. Même dans le contexte actuel, où le prix du cuivre avoisine les 10 000 dollars la tonne, les grandes sociétés minières semblent plus intéressées par les fusions et acquisitions que par la croissance organique.

Les nouveaux projets miniers de cuivre nécessitent généralement un débit important pour réaliser les économies d'échelle nécessaires à une exploitation rentable des gisements à faible teneur. En outre, ces projets exigent souvent des investissements considérables dans des infrastructures telles que des installations portuaires ou des usines de dessalement de l'eau de mer. Ainsi, même si de nouveaux projets sont rapidement approuvés, la longue période de construction nécessaire à leur mise en service signifie probablement qu'ils auront peu d'impact

sur la tension attendue sur le marché mondial des concentrés de cuivre au cours de la seconde moitié de cette décennie.

Les sociétés minières ont besoin des fonderies pour rester rentables et trouver un débouché pour leur production. Il est donc nécessaire pour la santé du secteur que les fonderies s'assurent un approvisionnement de base à des conditions raisonnables dans le cadre de contrats à long terme. Après prise en compte de l'inflation, les TCRC de référence se sont établis en moyenne à environ 97 $/t et 9,7 c/lb en 2024$ au cours de la dernière décennie.

Compte tenu de la tension structurelle attendue sur le marché des concentrés de cuivre décrite dans les paragraphes précédents et du fait que les conditions de référence ont atteint un pic inférieur à 90 $/t et 9,0 c/lb au cours du dernier cycle, le TCRC de référence à long terme devrait être inférieur au chiffre ajusté en fonction de l'inflation indiqué ci-dessus. Sur cette base, un TCRC de référence à long terme de 70 $/t et 7,0 c/lb semble être une hypothèse raisonnable aux fins de la modélisation financière. Cette hypothèse peut être considérée comme prudente, reflétant le souhait des banques de financement de voir les calculs basés sur les ventes directes aux fonderies dans le cadre de contrats à long terme. Il est probable qu'au moins une partie de la production du projet soit vendue à des négociants dans le cadre de contrats à long terme ou au comptant, avec des TCRC réalisés inférieurs d'au moins 10 % à la référence.

20 ÉTUDES ENVIRONNEMENTALES, DÉLIVRANCE DE PERMIS ET IMPACT SOCIAL OU COMMUNAUTAIRE

20.1 Contexte

Le site de Troilus a été exploité de 1998 à 2011 et a été partiellement réhabilité à partir de 2011 conformément au plan de fermeture approuvé par le MERN pour la fermeture de la mine. L'historique d'exploitation offre l'avantage de disposer de données réelles permettant d'évaluer avec précision les impacts et les effets de l'exploitation future.

Le site de Troilus présente actuellement deux statuts environnementaux : exploration et site fermé.

La remise en état du site a commencé à la fin de l'opération précédente. Des bâtiments et des infrastructures ont été démantelés. Les sols ont été caractérisés et remis en état. Les tas de stériles et le bassin de résidus ont été revégétalisés. Le reste des travaux de fermeture consiste à retirer les pompes du bassin de résidus et à faire en sorte que l'eau s'écoule naturellement par un canal vers le milieu récepteur. L'état d'avancement de l'exploration se rapporte au forage et à la recherche de nouvelles ressources pour un éventuel redémarrage de l'exploitation.

En novembre 2019, la Société a soumis une évaluation d'impact environnemental au MELCC (ministère de l'Environnement et de la Lutte contre les Changements Climatiques du Québec) pour l'assèchement des fosses J4 et 87 de la propriété Troilus. La Société a mené des consultations communautaires auprès des familles touchées sur la propriété Troilus et des communautés locales de Mistissini et de Chibougamau afin de les tenir informées de la proposition d'assèchement et d'intégrer les commentaires des intervenants. En août 2020, l'entreprise a reçu un certificat d'autorisation de MELCC pour procéder à l'assèchement.

L'assèchement des fosses devrait prendre de 1 à 2 ans et permettra à la Société d'accéder à des cibles de forage qui sont actuellement sous l'eau pour poursuivre l'exploration de la propriété. Des infrastructures pour soutenir l'assèchement, comme une installation de traitement et de pompage de l'eau, ont été installées sur le site en 2020. Le pompage commencera à la fin de l'été 2024.

20.2 Contexte réglementaire et délivrance de permis

20.2.1 Fédéral

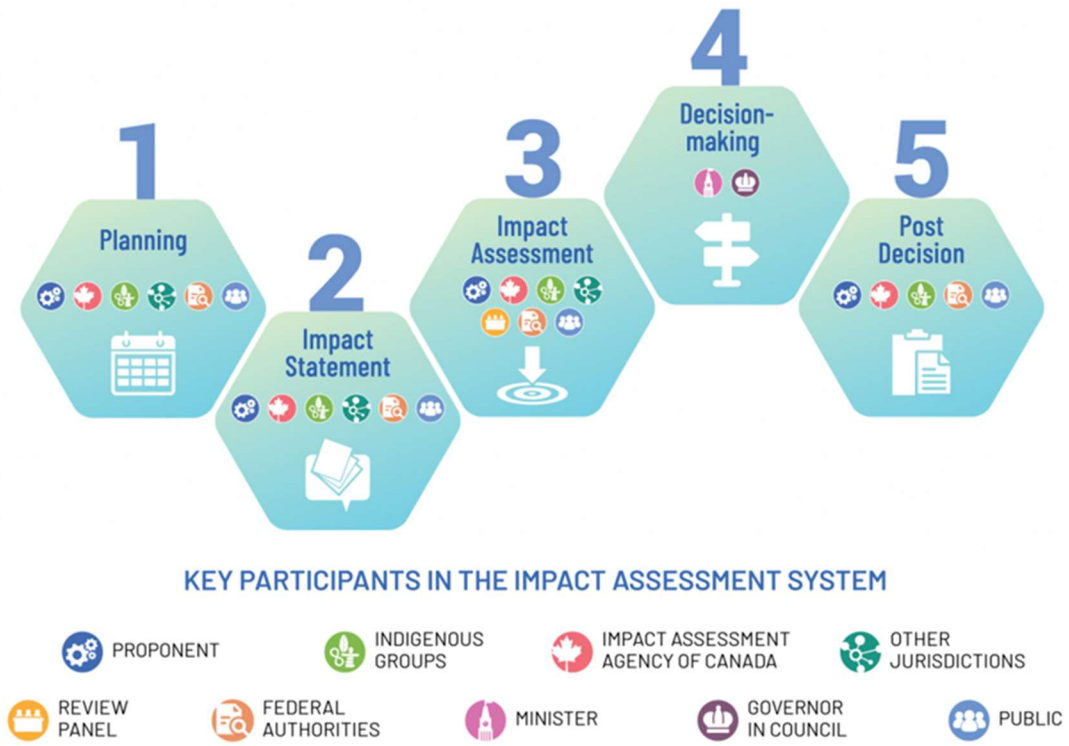
En vertu de la Loi sur l'évaluation d'impact (LEI 2019), seuls les projets désignés par le Règlement désignant des activités concrètes (DORS/2019-285) sont assujettis à la procédure d'évaluation environnementale. Ainsi, une évaluation environnementale en vertu de la LEI 2019 est requise pour un projet qui comprend la construction, l'exploitation, le déclassement et la cessation d'exploitation d'une nouvelle mine de cuivre et d'or, autre qu'une mine de placers, d'une capacité de production de minerai de 5 000 t/jour ou plus.

Troilus Gold prévoit ouvrir une mine d'une capacité de production de minerai de plus de 5 000 t/jour et est donc assujettie à l'AI. Le processus a commencé avec le dépôt d'une description initiale du projet en mai 2022 et est à l'étape de la planification (référence). L'ensemble du

processus est un processus en 5 étapes, comme le montre la figure 20-1. Il ne devrait pas falloir plus de 3 à 4 ans pour passer de la phase 1 à la phase 5.

Le lien avec le projet Troilus de l'IAAC est https://aeic-iaac.gc.ca/050/evaluations/proj/83658?culture=en-CA

Figure 20-1: Aperçu du processus fédéral d'évaluation d'impact



https://www.canada.ca/en/impact-assessment-agency/services/policy-guidance/impact-assessment-process-overview.html

Le 13 octobre 2023, la Cour suprême du Canada a statué que la Loi sur l'évaluation d'impact était en grande partie inconstitutionnelle. Le Parlement du Canada doit ajuster sa législation pour l'harmoniser avec ce jugement et continuer d'évaluer et de réglementer les aspects fédéraux des projets. Selon la Cour suprême, la loi fédérale est trop large. Conformément aux recommandations de l'Agence d'évaluation d'impact du Canada, Troilus Gold poursuit le processus en place pour s'assurer qu'il n'y a pas de retard dans le calendrier d'achèvement. Les modifications subséquentes à la Loi ne retarderaient pas le projet ni n'augmenteraient les exigences déjà strictes des aspects de compétence fédérale.

20.2.2 Provincial

L'ouverture et l'exploitation d'une mine déclenchent la procédure d'évaluation et d'examen des impacts environnementaux en vertu du chapitre II de la Loi sur la qualité de l'environnement (LQE). Le présent chapitre traite du régime particulier défini par la Convention de la Baie-James et du Nord québécois (CBJNQ). Le processus comprend la participation des groupes des Premières Nations afin qu'ils puissent protéger les droits et les garanties qui leur sont accordés en vertu de l'Entente.

Dans le cadre de la CBJNQ, le Comité consultatif sur l'environnement de la Baie-James (CCRCJ) a été créé pour les projets au sud du 55e parallèle. Afin d'évaluer et d'examiner les projets de développement relevant de la compétence du Québec, deux autres comités ont été créés :

- Le Comité d'évaluation (COMEV), un organisme québécois / cri / Canada responsable d'évaluer et d'élaborer des lignes directrices pour l'étude d'impact des projets situés au sud du 55e parallèle.
- Le Comité d'examen (COMEX) : organisme québécois / cri responsable de l'examen des projets au sud du 55e parallèle.

L'ouverture et l'exploitation d'une mine de cuivre et d'or déclenchent la procédure d'évaluation et d'examen des impacts environnementaux en vertu du chapitre II de la LQE. Le processus comprendra cinq étapes principales :

1) Préparation et présentation d'un avis de projet à l'administrateur provincial.
2) Réception des lignes directrices.
3) Préparation et présentation de l'EIES.
4) Examen et recommandation de l'administrateur.
5) Délivrance de l'autorisation.

Le processus d'examen provincial sera effectué conjointement par l'Autorité crie et le gouvernement du Québec pour le certificat d'autorisation principal, conformément au paragraphe 164 de la LQE.

Par la suite, un certificat d'autorisation d'exploitation doit être obtenu auprès du bureau régional du MELCCFP.

20.2.3 Autres exigences en matière de permis

La Loi sur les mines provinciale fournit le cadre du bail minier, du plan de fermeture et de la garantie financière associée au plan de fermeture. Le bail minier est nécessaire pour extraire le minerai. Pour obtenir le bail minier, un plan de fermeture doit avoir été soumis au ministère de l'Énergie et des Richesses naturelles et approuvé. Dans le cas de Troilus Gold, un bail minier est toujours valide pour l'exploitation des puits J4 et 87. Un bail minier mis à jour devra être déposé pour couvrir les nouvelles ressources à exploiter. Un nouveau plan de fermeture devra être soumis pour le projet et, une fois accepté, l'actuel deviendra obsolète.

20.3 Études environnementales

Troilus Gold a entrepris en 2019 une série d'études environnementales pour comprendre la situation environnementale et les contraintes nécessaires pour comprendre à la fois les composantes physiques (eaux de surface, eaux souterraines, air, bruit, sols) et biologiques (faune et flore) et inclure une évaluation des impacts avec des mesures d'atténuation proposées.

Les études environnementales ont porté sur une description des conditions existantes en tenant compte des activités passées de la mine. L'évaluation d'impact tiendra compte de la présence de conditions existantes, car le site a été en grande partie remis en état et de nouveaux habitats ont été créés depuis la cessation des activités.

20.3.1 Géomorphologie et topographie

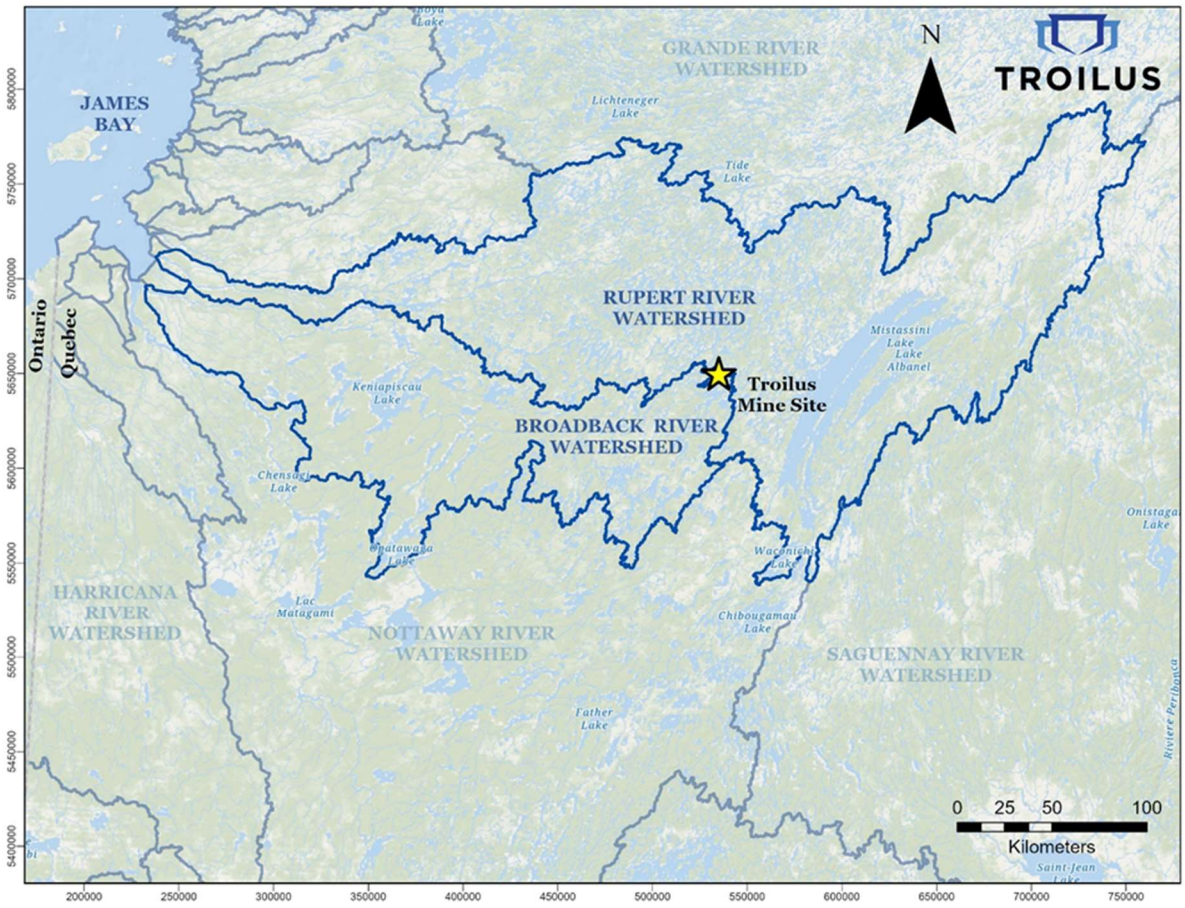
Le site du projet minier Troilus fait partie de la division Eastmain Lowlands de l'Unité physiographique de la région de James. Le terrain est accidenté et au sud du site du projet, il y a des collines rocheuses alignées sur un axe nord-est/sud-ouest avec une altitude maximale de 520 m, tandis qu'au nord, il y a une crête rocheuse orientée nord-est/sud-ouest avec une altitude maximale de 430 m. Entre ces deux reliefs, le secteur forme une vallée dont l'altitude varie entre 365 et 400 m avec une topographie ondulée et irrégulière compte tenu de la présence d'affleurements rocheux qui recoupent les dépôts non consolidés.

20.3.2 Études environnementales de base

Hydrologie

Le projet Troilus est situé dans le bassin versant de la rivière Rupert, qui draine une superficie de 43 253 km2 et relève de la baie de Rupert et de la baie de James (voir la figure 20-2). Le site du projet est très proche de la limite du bassin versant de la rivière Broadback, qui relève également de la baie de Rupert.

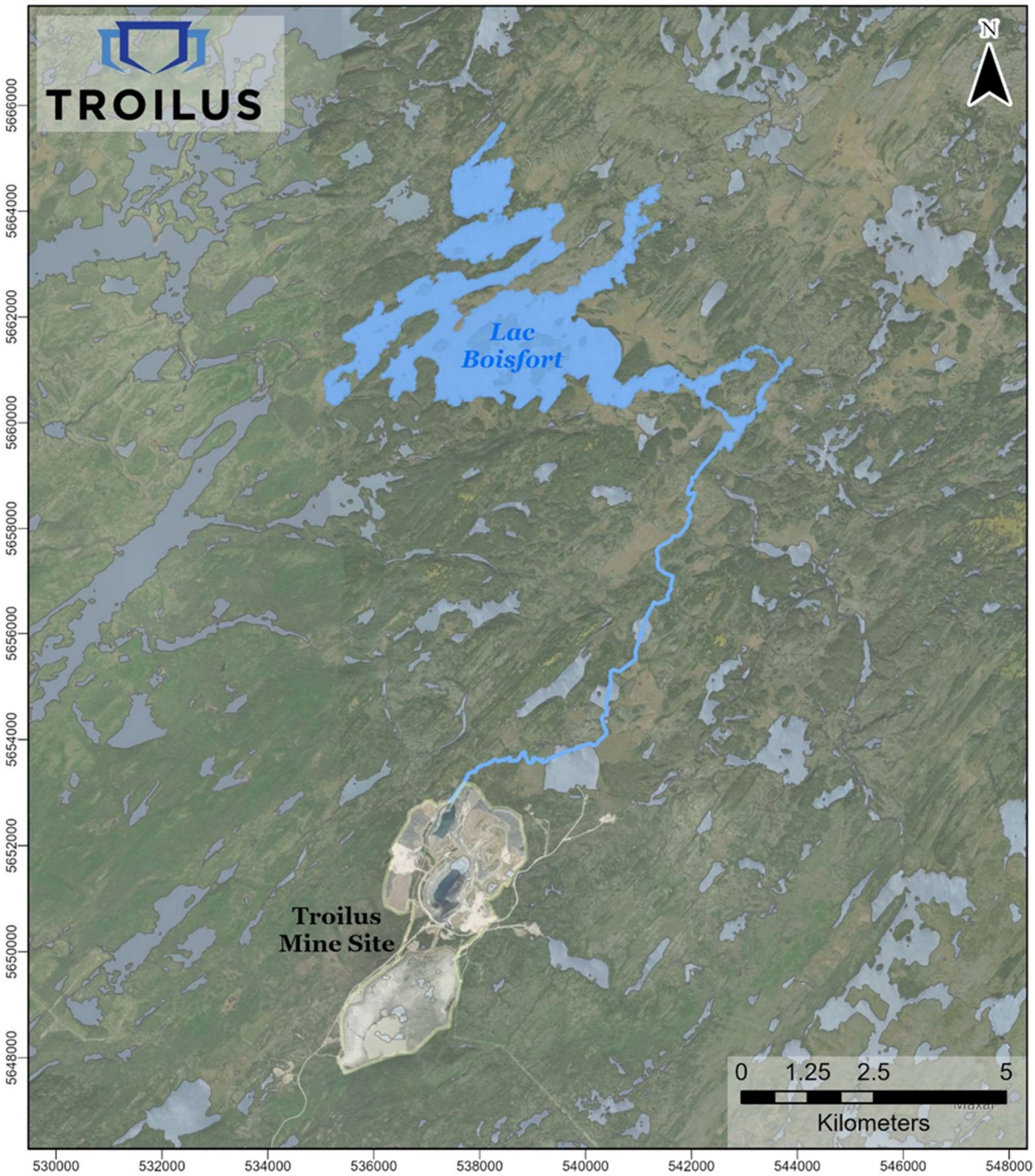
Figure 20-2: Principaux bassins versants



Source : Troilus Gold

Plus précisément, le site est situé dans le sous-bassin du lac Boisfort (voir la figure 20-3). L'eau du site se dirige vers le ruisseau Bibou qui traverse une série de petits lacs avant de se rendre à 12 km en aval à un affluent du lac Boisfort.

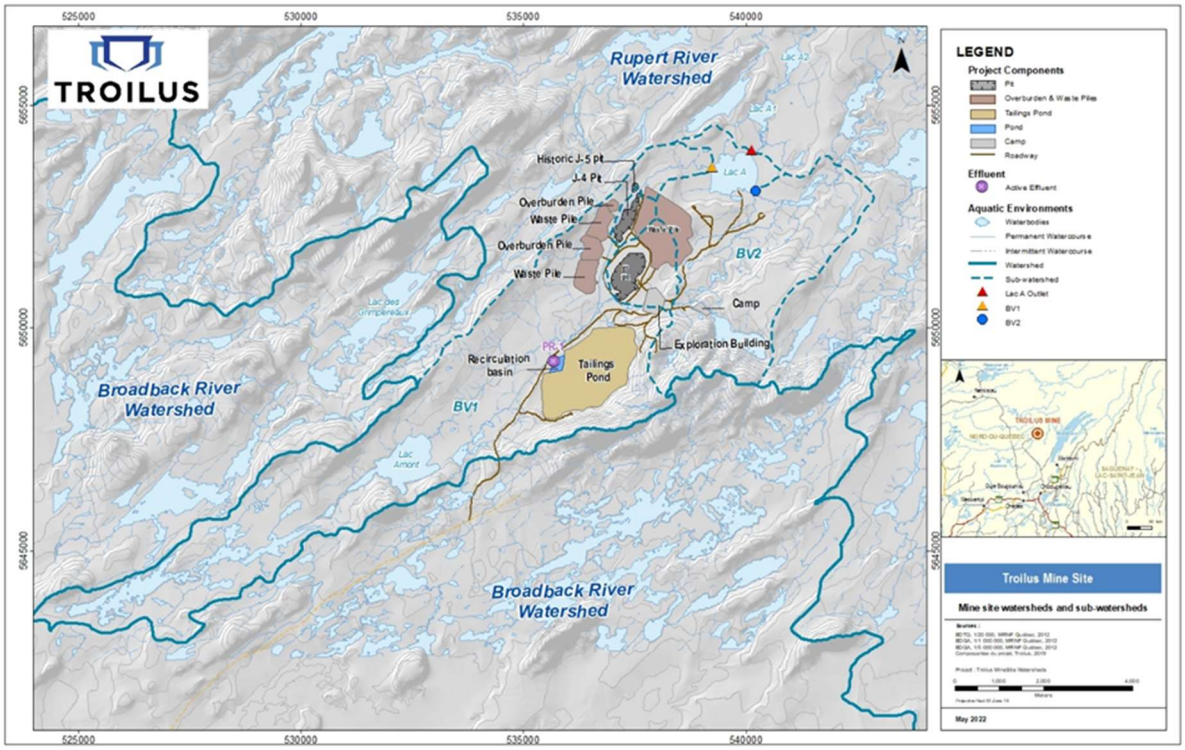
Figure 20-3 : Hydrographie en aval du site minier



Source : Troilus Gold

À un niveau plus détaillé, le site minier est entouré de deux sous-bassins hydrographiques affluents exclusifs du lac A (BV1 et BV2) (Hydro-Resources Inc., 2019). BV1 est le principal bassin versant et couvre une superficie de 40 km2 . BV2 couvre une zone de 15 km^2 au sud du lac A (figure 20-4).

Figure 20-4: Bassins versants du site



Source : Troilus Gold

Le bassin versant à la sortie du lac A, qui reçoit l'eau du site de Troilus, couvre une superficie d'environ 58 km2. L'embouchure du lac A est l'embouchure du réseau hydrologique de la vallée où se trouve le projet minier Troilus.

Les inondations printanières se produisent pendant les mois de mai et juin. Cette période de crue peut représenter 33% du débit annuel. Le niveau d'eau bas se produit en hiver, entre janvier et avril. Au cours de cette période, le débit peut représenter moins de 8% du débit annuel (Troilus Gold Corp., 2019).

Une surveillance de la qualité des eaux de surface a été effectuée à la suite de la fin des opérations minières à certains endroits du site. Il est intéressant de noter que naturellement, la dureté de l'eau est très faible (Troilus Gold Corp., 2019). Il semble que la présence du site minier apporte des éléments qui augmentent la dureté de l'eau, notamment une concentration de minéraux de calcium et de magnésium. La qualité de l'eau sur le site minier est actuellement affectée par la présence de tas de déchets et certains critères dépassent les critères de qualité de l'eau de surface pour la protection de la vie aquatique (effet chronique). Ce n'est pas préoccupant, car c'est normal pour un site contaminé et sera abordé dans la prochaine étude d'impact.

Hydrogéologie

Deux unités géologiques distinctes correspondant à deux unités hydrogéologiques sont observées sur le site, soit le till et la roche (Troilus Gold Corp., 2019). L'unité de travail peut être subdivisée en deux sous-unités, soit le sable de surface, dont la granulométrie moyenne correspond à du sable fin à grossier avec un peu de gravier, et le till lui-même, dont la granulométrie moyenne correspond à du sable fin à limoneux moyen avec un peu de gravier.

Les conductivités hydrauliques des sous-unités principales sont les suivantes :

- Sous-unité de sable, épaisseur moyenne de 4,0 m et conductivité hydraulique médiane de 1,7 x 10-5 m/s.
- Sous-unité de till, épaisseur moyenne de 6,0 m et conductivité hydraulique médiane de 6,8 x 10-6 m/s.
- Unité rocheuse située à une distance de 1 000 m des parois de la fosse 87, conductivité hydraulique médiane de 6,0 x 10-7 m/s.
- Unité rocheuse à plus de 1 000 m des fosses, conductivité hydraulique médiane de 3,7 x 10-7 m/s.

Avant de démarrer la mine précédente, la piézométrie a montré une direction générale de l'écoulement vers le nord suivant le réseau d'écoulement de surface. Dans la zone des fosses drainées, l'écoulement était orienté vers le nord-est avec une pente de 0,5 à 1%. L'assèchement de la fosse 87 semble avoir graduellement influencé la piézométrie de l'aquifère de surface; L'élévation de l'eau dans l'aquifère rocheux a été abaissée de 35 à 100 m selon l'emplacement pendant l'opération.

Plusieurs puits d'observation ont été surveillés depuis la fermeture du site minier de Troilus. Ils sont situés en amont et en aval du bassin de résidus; en amont et en aval du site minier; dans l'ancien secteur industriel; ainsi qu'en aval du site d'enfouissement sanitaire de la tranchée. Le puits utilisé par la famille Awashish sur la rive est du lac A est également surveillé pour assurer la qualité de l'eau potable.

La surveillance semestrielle (mai et septembre) des eaux souterraines sur le site du projet minier Troilus révèle les principaux faits suivants :

- L'eau souterraine en amont de l'installation de résidus est naturellement acide (pH inférieur à 6).
- La conductivité de l'eau en amont du site est inférieure à 100 µmhos/cm, tandis que celle en aval du bassin de résidus est comprise entre 100 et 400 µmhos/cm et celle de l'ancien secteur industriel se situe entre 200 et 450 µmhos/cm.
- L'eau souterraine en amont du site est de bonne qualité et ne présente aucun contaminant par rapport aux critères provinciaux pour les eaux souterraines.
- La concentration de cuivre dissous est proche de la limite permise pour les critères de résurgence des eaux souterraines (7,3 ppb) dans l'ancien secteur industriel. Dans le récent scénario de référence, des concentrations de 10 ppb sont présentes à cet endroit. On s'y attend d'un site contaminé, d'autant plus que l'eau souterraine est en contact avec de la roche minéralisée enrichie en cuivre et sera surveillée de près lors de l'exploitation future. Dans d'autres régions, la qualité de l'eau souterraine répond à tous les critères du MELCCFP
- Tous les puits d'observation présentent des valeurs inférieures à la limite de détection des hydrocarbures aromatiques polycycliques HAP lors des dernières campagnes d'échantillonnage.

Végétation et milieux humides

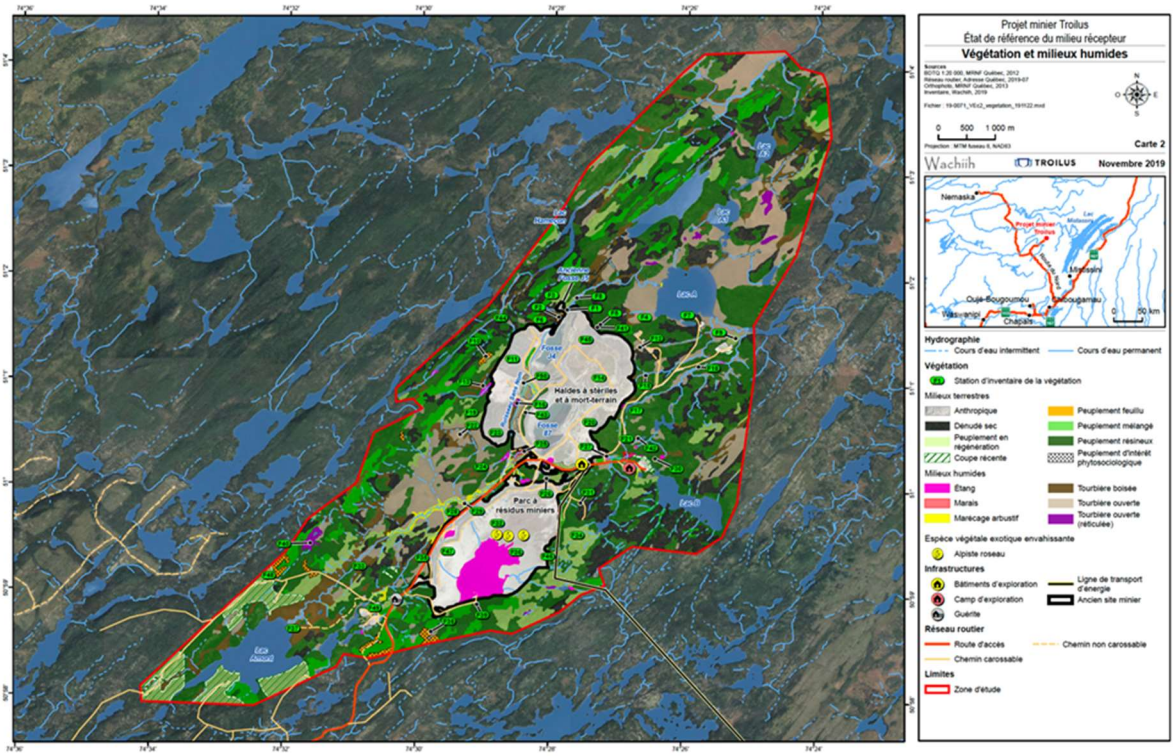
Le projet minier Troilus est situé dans la zone de végétation boréale, et plus précisément dans la sous-zone de forêt boréale continue. Le site du projet est également situé dans le domaine bioclimatique épinette-mousse, sous-domaine Ouest (Wachiih, 2019a).

Les principales espèces d'arbres présentes dans la zone du projet sont le pin gris (Pinus banksiana) et l'épinette noire (Picea mariana). D'autres espèces sont également présentes, mais avec des densités plus faibles, à savoir le bouleau à papier (Betula papyrifera var. papyrifera), le peuplier faux-tremble (Populus tremuloides) et le mélèze mélèze (Larix laricina). Il est à noter que l'exploitation forestière a été effectuée au cours des dernières années au sud du lac Amont (Wachiih, 2019a).

Lors d'un inventaire réalisé en 2019 sur le site minier, une seule espèce végétale exotique envahissante (EEE), soit l'alpiste roseau (Phalaris arundinacea), a été observée dans le secteur de la basse à résidus miniers (Wachiih, 2019a). L'espèce était rare et aucune autre EEE n'avait été détectée pendant l'inventaire.

Des milieux humides sont présents dans la zone du projet. Il s'agit principalement de tourbières ouvertes, de tourbières boisées, d'étangs, de marais et de marécages arbustifs (Wachiih, 2019a). Lors de l'inventaire de 2019, deux grands complexes de tourbières ont été identifiés, l'un entre le lac Amont et le secteur des tas de stériles et l'autre dans le secteur des lacs A, A1 et A2 (Wachiih, 2019a). La figure 20-5 illustre les milieux humides près du projet.

Figure 20-5: Végétation et milieux humides dans les bassins versants des lacs A, A1 et A2



Source : Wachiih

Suite à la consultation du Centre de données sur le patrimoine naturel du Québec (CDPNQ) en 2019, aucune occurrence d'espèce végétale à statut particulier n'a été signalée sur le site ou à proximité (Troilus Gold, 2019). Les travaux sur le terrain à venir s'assureront d'inclure la recherche de ces espèces et de signaler toute observation.

Il est à noter que certains secteurs et infrastructures utilisés lors des opérations minières précédentes (tas de stériles, site de résidus miniers et secteur industriel) sont en cours de restauration et ont été ensemencés pour la plupart avec les essences suivantes : graminées,

trèfles et lotier patte d'oiseau. Il y a aussi quelques arbustes, feuillus et pins de moins d'un mètre de haut dans les zones restaurées de la mine.

Poisson et habitat du poisson

Des inventaires de terrain ont été réalisés en 2018 et 2019 afin de caractériser certains plans d'eau situés sur le site du projet, soit les ruisseaux sans nom, les lacs A, A1, A2 et B ainsi que les cours d'eau reliant ces lacs.

Des inventaires sur le terrain sont prévus au cours des prochains mois afin de compléter la caractérisation de tous les plans d'eau qui pourraient être touchés par le projet.

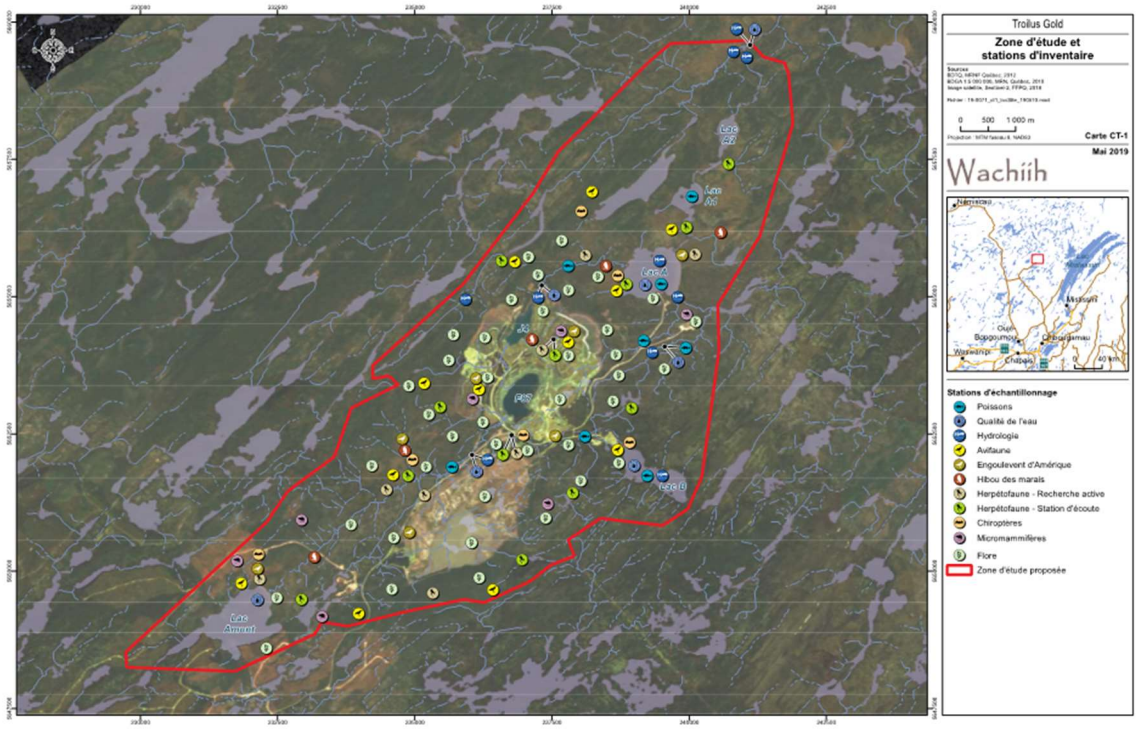
Des poissons ont été capturés au cours de ces inventaires dans les plans d'eau, représentant les huit espèces suivantes : le cisco jaune (Coregonus artedi), le doré jaune (Sander vitreus), le grand brochet (Esox lucius), le grand corégone (Coregonus clupeaformis), le meunier blanc (Catostomus commersonii), le naseux à long nez (Rhinichthys cataractae), l'omble de fontaine (Salvelinus fontinalis) et la perchaude (Perca flavescens) (Wachiih, 2019b). Le lac A est le plan d'eau où la plus grande diversité d'espèces sont capturées. L'espèce dominante dans le lac A est le doré, suivi du cisco. Dans le lac A1, le grand corégone domine largement les prises, suivi du doré. Dans le lac B, seuls le grand brochet et le meunier blanc ont été capturés. Le cisco jaune et la perchaude n'ont été capturés que dans les lacs A et A1, respectivement. Le grand brochet est la seule espèce commune aux trois plans d'eau.

Au total, 26 poissons ont été capturés dans les ruisseaux et la rivière lors des inventaires de 2018 et 2019. Les deux seules espèces capturées étaient le naseux à long museau et l'omble de fontaine.

Enfin, un total de 19 frayères ont été identifiées au cours de ces inventaires (figure 20-6). De ce nombre, trois d'entre eux seraient utilisés par le doré jaune ou par les meuniers pour frayer (Wachiih, 2019b).

Le ruisseau Bibou devrait être déplacé au nord-ouest des infrastructures.

Figure 20-6: Oiseaux et mammifères – Faune terrestre



Source : Wachiih

Lors de l'inventaire aviaire réalisé en 2019, 62 espèces d'oiseaux différentes ont été observées dans la zone du projet minier Troilus (Wachiih et FaunENord, 2019a). Cet inventaire a confirmé la présence de quatre espèces en péril dans le secteur, soit l'Engoulevent d'Amérique (Chordeiles minor), le Hibou des marais (Asio flammeus), le Moucherolle à côtés olive (Contopus cooperi) et l'Hirondelle de rivage (Riparia riparia).

Des inventaires acoustiques des chauves-souris ont été réalisés en 2019 dans le secteur du projet minier Troilus. Au total, 102 échographies ont été recueillies et, parmi celles-ci, une seule contenait des cris d'écholocalisation de chiroptères (Wachiih et FaunENord, 2019c). La seule espèce identifiée est la grande chauve-souris brune (Eptesicus fuscus). Aucune concentration de personnes (p. ex. maternité) n'a été détectée à la suite de ces analyses rigoureuses.

Des inventaires de l'herpétofaune ont également été réalisés en 2019 dans la zone du projet minier Troilus. Ces inventaires comprenaient l'écoute des chants des anoures ainsi que la recherche active d'amphibiens et de reptiles. Au total, sept espèces différentes d'herpétofaune ont été identifiées. Plus précisément, quatre espèces d'anoures, le crapaud de printemps (Pseudacris crucifer), le crapaud d'Amérique (Anaxyrus americanus), la grenouille des bois (Lithobates sylvaticus) et la grenouille nordique (Lithobates septentrionalis), deux espèces d'urodeles, soit la salamandre à deux lignes (Eurycea bislineata) et la salamandre à points bleus (Ambystoma laterale) ainsi qu'une espèce de reptile, soit la couleuvre rayée (Thamnophis sirtalis) ont été répertoriées. L'espèce est l'espèce la plus souvent observée sur le territoire lors des relevés (Wachiih et FaunENord, 2019b).

Un inventaire des micromammifères a été réalisé en 2019 sur le site du projet minier Troilus. Au total, 120 spécimens de neuf espèces différentes de micromammifères ont été capturés

dans le cadre de cette campagne d'échantillonnage (Wachiih et FaunENord, 2019c). Le campagnol à dos roux (Myodes gapperi) et la musaraigne commune (Sorex cinereus) sont les deux espèces les plus abondantes sur le territoire, et le lemming des marais (Synaptomys cooperi), une espèce en voie de disparition, est présent sur le site. Des mesures d'atténuation ont été présentées dans l'étude d'impact de l'assèchement (Troilus Gold Corp., 2019).

De plus, un inventaire de la grande faune a été réalisé en 2019 dans la zone du projet minier Troilus. Les grandes espèces sauvages ciblées étaient le caribou des bois (Rangifer tarandus caribou), l'orignal (Alces alces), l'ours noir (Ursus americanus) et le loup gris (Canis lupus). L'inventaire a permis de localiser et de classer 109 caribous, soit 11 mâles, 15 femelles, 9 petits et 74 indéterminés (WSP, 2019). Ces résultats correspondent à une densité d'environ 5,97 caribous par 100 km². Les points d'occurrence des colliers de rang démontrent que les caribous utilisent la zone tout au long de leur cycle vital annuel. L'inventaire aérien a permis de localiser 16 réseaux de voies correspondant aux aires d'hivernage de l'orignal dans le secteur. Dans la zone de relevé de l'orignal, un total de trois individus (une femelle, un veau et un individu indéterminé) ont été observés dans deux aires d'hivernage (ravage), ce qui correspond à une densité estimée à 0,40 orignal/10 km² (WSP, 2019). Bien qu'aucun inventaire spécifique n'ait été réalisé pour l'ours noir, l'espèce est présente sur l'ensemble du territoire selon les familles consultées. Il est à noter que l'espèce fréquente le site d'enfouissement sur le site minier et le site de résidus miniers où la couche herbacée est abondante. Au cours de l'inventaire, deux réseaux de traces de loups ont été détectés. La présence de l'espèce sur le territoire a également été confirmée par certaines des familles consultées.

Il n'y a pas d'aires protégées à proximité du projet minier Troilus.

Faune en voie de disparition

Les espèces de faune et de flore en péril potentiellement présentes dans la zone du projet sont présentées au tableau 20-1.

Tableau 20-1: Espèces de faune et de flore en péril potentiellement présentes dans la zone du projet

Nom anglais	Nom latin	Statut du Québec	Statut au Canada
Oiseaux			
Aigle royal	*Chrysaetos aigle*	Vulnérable	Pas à risque
Rail jaune	*Coturnicops noveboracensis*	Menacé	Préoccupante
Hibou des marais	*Asio flammeus*	ESDMV	Menacé
Phalarope à bec étroit	*Phalaropus lobatus*	-	Préoccupante
Gros-bec errant	*Coccothraustes vespertinus*	-	Préoccupante
Hirondelle rustique	*Hirundo rustica*	-	Préoccupante
Arlequin plongeur, population de l'Est	*Histrionicus histrionicus*	Vulnérable	Préoccupante
Pygargue à tête blanche	*Haliaeetus leucocephalus*	Vulnérable	Pas à risque
Engoulevent d'Amérique	*Chordeiles mineures*	ESDMV	Préoccupante
Moucherolle à côtés olive	*Contopus cooperi*	ESDMV	Préoccupante
Paruline du Canada	*Cardellina canadensis*	ESDMV	Préoccupante
Quiscale rouilleux	*Euphagus carolinus*	ESDMV	Préoccupante
Engoulevent d'Amérique	*Chordeiles mineures*	ESDMV	Préoccupante
Hirondelle de rivage	*Riparia riparia*	-	Menacé
Poisson			
Esturgeon jaune	*Acipenser fulvescens*	ESDMV	Endagered
Mammifères			
Caribou des bois, écotype forestier	*Rangifer tarandus caribou*	Vulnérable	Menacé
Belette pygmée	*Mustela nivalis*	ESDMV	-
Campagnol des rochers	*Microtus chrotorrhinus*	ESDMV	-
Campagnol lemming de Cooper	*Synaptomys cooperi*	ESDMV	-
Chauve-souris d'argent	*Lasionycteris noctivagans*	ESDMV	-
Chauve-souris grise	*Lasiurus cinereus*	ESDMV	-
Chauve-souris rouge	*Lasiurus borealis*	ESDMV	-
Petit sourcil Myotis	*Myotis lucifugus*	-	En voie de disparition
Chauve-souris nordique	*Myotis septentrionali*	-	En voie de disparition
Loup de l'Est	*Canis sp. cf. chien sauvage*	-	Menacé
Végétaux			
Calypso d'Amérique	*Calypso bulbosa*	ESDMV	-
Saule arbustif	*Salix arbusculoides*	ESDMV	-
Saule de McCalla	*Salix maccalliana*	ESDMV	-
Saule pseudomontique	*Salix pseudomonticola*	ESDMV	-

Note :ESDMV : Espèce susceptible d'être désignée menacée ou vulnérable; - : aucun statut

20.3.3 Caractérisation géochimique des stériles, du minerai et des résidus

Caractérisation des stériles

D'anciens essais statiques, effectués pour la mine précédente, ont montré que la plupart des stériles sont potentiellement générateurs d'acide (PAG) dans les conditions de l'essai. Bien que des millions de stériles aient été altérés sur le site minier depuis plus de deux décennies, l'eau de contact est encore neutre. On soupçonne que le potentiel de neutralisation n'est pas seulement attribuable aux carbonates considérés dans les essais statiques, mais qu'ils sont

fournis par d'autres minéraux comme les silicates. Un projet de caractérisation intensif est en cours avec des essais cinétiques en laboratoire, sur le terrain et à différentes échelles afin d'identifier les minéraux neutralisants et de mesurer le temps de latence avant le début du drainage rocheux acide.

Cinq principales unités lithologiques sont reconnues dans la région de Troilus :

1) séquence volcanique mafique à felsique
2) diorite (métadiorite) et diorite bréchifiée
3) digues felsiques transversales
4) Intrusif mafique à ultramafique
5) des intrusions granitiques plus jeunes et post-déformation traversant ces autres unités rocheuses

Le projet de recherche en cours se concentre sur les roches de J4, mais sera étendu à 87 et au sud-ouest. D'après la géologie et la minéralogie, les deux unités rocheuses primaires de J4 sont (1) volcaniques et (2) diorites. Par conséquent, les échantillons de ces deux unités rocheuses sont testés avec divers types d'essais géochimiques, statiques et cinétiques afin de mieux comprendre leur potentiel de drainage acide des roches (ARD) et de lixiviation des métaux (ML). En fin de compte, l'objectif de la recherche est de déterminer comment les stériles J4 pourraient affecter la qualité de l'eau à court et à long terme.

Le projet de recherche comprend des essais statiques (comptabilisation acido-basique (ABA), potentiel de neutralisation (NP), teneur en métaux, roche entière, etc.) et des essais cinétiques :

- onze colonnes de 1 m de haut placées sur le site minier et eau de contact recueillies chaque mois;
- deux colonnes de 3 m de haut placées sur le site minier et l'eau de contact recueillie chaque mois;
- Test de 4 cellules d'humidité en laboratoire.

Les tableaux 20-2 et 20-3 sont la description des unités rocheuses de chacune des colonnes de champ.

Tableau 20-2 : Description des onze colonnes de 1 m

Chronique #	Descriptif

F1	diorite non bréchifiée à faible teneur en soufre (unité I2J)
F2	diorite non bréchifiée à soufre moyen (unité I2J)
F3	diorite non bréchifiée à haute teneur en soufre (unité I2J)
F4	diorite bréchifiée à faible teneur en soufre (unité I2J;BR)
F5	diorite bréchifiée à soufre moyen (unité I2J;BR)
F6	diorite bréchifiée à haute teneur en soufre (unité I2J;BR)
F7	volcaniques indifférenciés en soufre moyen (unité V)
F8	intrusifs felsiques de soufre moyen (unité I1)
F9	minerai composite J4 (unités de minerai composite)
F10	diorite non bréchifiée à soufre moyen (unité I2J)
F11	diorite bréchifiée à soufre moyen (unité I2J;BR)

Tableau 20-3 - Description des deux colonnes de 3 m remplies de stériles existants de J4

Chronique #	Descriptif
E1	Stériles J4 fortement oxydés
E2	Stériles J4 relativement non oxydés

Les colonnes sont échantillonnées tous les mois depuis octobre 2021 et la qualité de l'eau est analysée. On s'attend à ce que l'eau de contact atteigne ses concentrations d'équilibre maximales d'ici quelques semaines ou quelques mois. Ces colonnes doivent être surveillées pendant au moins 3 ans. La figure 20-7 montre les colonnes construites sur le site.

Figure 20-7: Colonnes de terrain construites sur place



Source : Troilus Gold

Pour les stériles, les nombreuses études intégrées comprenaient : (1) la surveillance sur place de la chimie de l'eau à grande échelle; 2° des essais cinétiques sur place contenant jusqu'à environ 300 kg d'unités de roche diverses; (3) des dizaines d'intervalles de carottes soigneusement sélectionnés en fonction de la géostatistique du soufre, des unités rocheuses

dominantes et des distributions spatiales 3D; 4° plusieurs types d'essais cinétiques en laboratoire; minéralogie à multiples facettes utilisant la diffraction des rayons X, la microscopie électronique à balayage avec spectroscopie à rayons X à dispersion d'énergie, la pétrographie visuelle et la spectroscopie Raman microscopique; et (5) des compilations de stœchiométrie et de vitesses de réaction silicaté-minéraux dans diverses plages de pH. Ces études ont démontré le potentiel de neutralisation (NP) des silicates qui n'ont pas été pris en compte dans la comptabilisation standard de l'ABA. La conclusion du rapport Prediction of ARD Potential in the J4, 87, and Southwest Mineral Zones - Phase 1 : Based on Generic ARD Criteria est que la majorité de la roche qui sera extraite n'est pas PAG. Les travaux se poursuivent pour intégrer cette information à la séquence d'extraction.

Caractérisation du minerai et des résidus miniers :

Les essais métallurgiques effectués à l'usine pilote pour l'étude FS ont produit cinq échantillons de résidus miniers pour la caractérisation géochimique. Des essais statiques ont été effectués sur ces échantillons et montrent que certains échantillons pourraient être considérés comme des PAG en vertu du Règlement du Québec selon le Guide de caractérisation des résidus miniers et du minerai Juin 2020, mais aucun ne serait PAG selon le Manuel de prévision de la chimie du drainage à partir de matériaux géologiques sulfurés (MEND, 2009).

Il est important de tenir compte à la lumière de ces résultats géochimiques :

- il y a déjà un bassin de résidus sur le site qui ne génère ni acide ni métaux.
- les zones minéralisées à exploiter et les procédés métallurgiques à utiliser seront les mêmes que lors de l'opération précédente
- Les futurs résidus miniers auront une composition chimique et minéralogique similaire à celle des résidus déjà présents sur le site
- on s'attend à ce que les résidus ne génèrent pas de DMLA ou de MNT puisque l'installation actuelle de résidus miniers a démontré ces résultats.

20.3.4 Contexte social

Le projet se déroule sur le territoire d'Eeyou Istchee de la Première Nation crie de Mistissini et sur les territoires de piégeage traditionnels des tallymen qui vivent sur le territoire. En juin 2018, la Première Nation crie de Mistissini et Troilus Gold ont signé une entente de pré-développement (ADP) qui décrit le protocole de collaboration avec les Cris de Mistissini dans le cadre du programme d'exploration et définit les étapes de l'élaboration d'une entente sur les répercussions et les avantages (ERA) qui est mutuellement avantageuse pour les deux entités afin de passer aux phases de développement et de production du projet.

Troilus entretient de bonnes relations et a de fréquentes séances d'échange avec la Nation crie de la région d'Eeyou-Istchee Baie-James, et en particulier la Nation crie de Mistissini, la communauté des Premières Nations dont l'utilisation traditionnelle des terres et les activités économiques peuvent être les plus directement touchées par le développement de l'entreprise. Troilus maintient un bureau de liaison communautaire à Mistissini et communique régulièrement avec les familles touchées, le chef et le conseil de Mistissini et d'autres organismes communautaires tels que le Conseil des minéraux cris, l'Association des trappeurs cris et le Conseil scolaire pour tenir la communauté au courant des développements. En août 2020, la Société est devenue la première société d'exploration minière à obtenir l'UL 2723 : Programme de certification ECOLOGO pour les sociétés d'exploration minière. L'Association d'exploration minière du Québec a lancé la norme en novembre 2019 afin de reconnaître et de promouvoir les meilleures pratiques environnementales, sociales et

économiques : la première certification du genre pour les sociétés d'exploration minière qui permet aux entreprises de communiquer leur engagement envers l'environnement, la santé humaine, le bien-être de la communauté et les pratiques économiques équitables aux investisseurs et aux parties prenantes. La norme est administrée par les Laboratoires Underwriters, un organisme indépendant d'essais, de certification et d'inspection de sécurité accrédité par le Conseil canadien des normes, avec un nom de confiance dans les essais et la certification par des tiers depuis plus de 125 ans.

Troilus offre un soutien aux événements et aux activités de développement communautaire à Mistissini, Chibougamau et Chapais, notamment la commandite de tournois de hockey, de derbies de pêche, de tournois de curling, d'expositions d'art et du tournoi de golf annuel de Centraide.

20.3.5 Sociodémographie

En 2021, la population de Mistissini était de 3 731 habitants, alors qu'elle était de 3 523 habitants en 2016 (Statistique Canada, 2022a). Cela représente une augmentation de la population de 5,9%. La densité de population par kilomètre carré est de 4,6. En 2016, l'âge moyen de la population était de 29,8 ans (29,0 ans pour les hommes et 30,5 ans pour les femmes), tandis que l'âge médian était de 26,5 ans (25,4 ans pour les hommes et 27,7 ans pour les femmes) (Statistique Canada, 2017a). La taille moyenne des ménages privés était de 3,9 personnes en 2016. Au total, 670 familles comprennent un couple, tandis que 205 familles sont monoparentales. La première langue officielle parlée est l'anglais, tant pour les hommes que pour les femmes, tandis que la langue la plus parlée à la maison est le cri. Sur un total de 2 440 personnes, 1 325 n'ont pas de certificat, de diplôme ou de grade, 205 ont un diplôme d'études secondaires ou un certificat d'équivalence et 910 ont un certificat, un diplôme ou un grade d'études postsecondaires.

En 2021, la population de Chibougamau était de 7 233 habitants, alors qu'elle était de 7 504 habitants en 2016 (Statistique Canada, 2022b). Cela représente un déclin de la population de 3,6%. La densité de population par kilomètre carré est de 10,4. En 2016, l'âge moyen de la population était de 39,5 ans (39,2 ans pour les hommes et 39,8 ans pour les femmes), tandis que l'âge médian était de 39,8 ans (39,4 ans pour les hommes et 40,2 ans pour les femmes) (Statistique Canada, 2017b). La taille moyenne des ménages privés était de 2,3 personnes en 2016. Au total, 1 890 familles comprennent un couple, tandis que 325 familles sont monoparentales. La première langue officielle parlée est le français, tant pour les hommes que pour les femmes. La langue la plus parlée à la maison est aussi le français. Sur un total de 6 025 personnes, 1 535 n'ont pas de certificat, de diplôme ou de grade, 1 090 ont un diplôme d'études secondaires ou un certificat d'équivalence et 3 395 ont un certificat, un diplôme ou un grade d'études postsecondaires.

En 2021, la population de Chapais était de 1 468 habitants, alors qu'elle était de 1 499 habitants en 2016 (Statistique Canada, 2022c). Cela représente un déclin de la population de 2,1%. La densité de population au kilomètre carré est de 23,6. En 2016, l'âge moyen de la population était de 41,4 ans (41,6 ans pour les hommes et 41,1 ans pour les femmes), tandis que l'âge médian était de 43,8 ans (44,2 ans pour les hommes et 43,5 ans pour les femmes) (Statistique Canada, 2017c). La taille moyenne des ménages privés était de 2,2 personnes en 2016. Au total, 400 familles comprennent un couple, tandis que 55 familles sont monoparentales. La première langue officielle parlée est le français, tant pour les hommes que pour les femmes. La langue la plus parlée à la maison est aussi le français. Sur un total de 1 215 personnes, 405 n'ont pas de certificat, de diplôme ou de grade, 185 ont un diplôme d'études secondaires ou

un certificat d'équivalence et 625 ont un certificat, un diplôme ou un grade d'études postsecondaires.

20.4 Mobilisation des parties prenantes

20.4.1 Activités de consultation et d'information

Depuis l'achat du site de Troilus en 2017, plusieurs discussions et consultations ont eu lieu avec la communauté crie de Mistissini, qui était étroitement impliquée dans l'ancienne exploitation minière. Celles-ci étaient principalement liées aux obligations liées à la fermeture du site et à la surveillance environnementale.

De plus, une entente de pré-aménagement a été signée avec la communauté crie de Mistissini en octobre 2017 et modifiée en juillet 2018 concernant le développement du projet minier Troilus.

Les autorités et organismes suivants ont été rencontrés en décembre 2021 par des représentants de Troilus Gold dans le cadre des activités de consultation menées pour le projet minier Troilus :

- Administration régionale de la Baie-James.
- Développement économique de Chapais.
- Développement économique de Chibougamau.
- Ville de Chapais.
- Ville de Chibougamau.

Ces premières activités de consultation visaient à établir un dialogue avec les intervenants. Ils ont donné l'occasion de présenter les grandes lignes du projet à son stade actuel et de recueillir les premiers commentaires et préoccupations. Les principaux enjeux et commentaires soulevés au cours de cette première activité sont brièvement présentés à la section 3.2. D'autres réunions sont à prévoir et le plan de mobilisation future est décrit à la section 3.3.

Depuis octobre 2019, un rapport mensuel des activités qui se déroulent sur le site ou à venir est transmis à l'administrateur environnemental de la Nation crie de Mistissini et aux familles touchées (Awashish, Petawabano et Neeposh).

Troilus Gold a participé à plusieurs rencontres d'information et de consultation avec des membres de la communauté crie de Mistissini, des familles dont le territoire de piégeage chevauche le site du projet (M-34A, M-39 et M-40) ainsi qu'avec d'autres intervenants.

En octobre 2021, Troilus Gold a envoyé une invitation aux autorités et organismes ci-dessous pour connaître leur intérêt à participer aux consultations liées au développement du projet :

- Association des trappeurs cris de Mistissini.
- Conseil des aînés de Mistissini.
- Conseil jeunesse de Mistissini.
- Nibischii Corporation.
- Grand Conseil des Cris.
- Nation crie de Mistissini.

Tous ces intervenants ont exprimé leur intérêt à participer à ces consultations.

20.4.2 Principaux enjeux et préoccupations

Les principales questions et commentaires soulevés par les autorités et les organisations rencontrées sont résumés dans le tableau 20-4 ci-dessous.

Tableau 20-4: Principales questions et commentaires soulevés à ce jour par les autorités et les organisations jamésiennes rencontrées

Objet	Principaux enjeux et commentaires
Aspects socio-économiques	Pénurie de main-d'œuvre Besoins en matière de logement Taux d'emploi minier local/nombre d'emplois Horaire de travail Maintien en poste des travailleurs dans la région (limite des entrées et sorties par avion) Retombées économiques locales et régionales
Faune	Protection des espèces sauvages à statut précaire Protection du poisson et de son habitat
Qualité de l'air	Émission de poussières du site minier
Qualité de l'eau	Préservation de la qualité des eaux de surface
Autres aspects sociaux	Transport terrestre Gestion des déchets
Consultation	Information et consultation périodiques des intervenants Équité entre les efforts déployés auprès des collectivités autochtones et non autochtones Chevauchement des processus fédéral et provincial

Les principaux enjeux et commentaires soulevés jusqu'à présent par les autorités et organisations autochtones rencontrées sont présentés dans le tableau 20-5.

Tableau 20-5: Principales questions et commentaires soulevés à ce jour par les autorités et les organisations autochtones

Objet	Principaux enjeux et commentaires
Environnement	Émission de poussières, en particulier provenant de la zone des résidus miniers Dérivation du ruisseau, inondation possible Risque de déversement d'hydrocarbures Collecte des eaux de ruissellement des stériles
Faune	Déplacement des animaux dans le secteur
Pollution lumineuse	Projet de réserve de ciel étoilé
Aspects culturels	Sécurité accrue des activités traditionnelles dans les secteurs restaurés (conception de l'aménagement) Circulation des usagers des terres dans la région Répartition des avantages économiques dans la collectivité Priorité pour les membres des familles touchées pour la formation et l'emploi
Aspect socio-économique	Impact sur les activités touristiques Imposition du revenu selon la situation d'emploi Reconnaissance de la formation et de l'expérience, y compris pour les femmes
Autres aspects sociaux	Difficulté des longs horaires de travail pour la vie familiale, en particulier pour les femmes. Transport terrestre (état des routes) Transport terrestre (sécurité des utilisateurs)

20.4.3 Plan de mobilisation

Les intervenants mentionnés précédemment feront partie du plan de mobilisation futur.

Le plan de mobilisation futur comprendra notamment les principaux éléments suivants :

- La distribution d'un bulletin d'information semestriel.
- La mise en place de séances d'information et de consultation régulières en fonction de l'avancement du projet et des demandes des intervenants.
- Envoi de courriels de rappel et de liens d'information concernant les dates importantes des principales activités du projet.
- Au besoin, planifier des réunions de travail sur des sujets précis avec les intervenants concernés.

Troilus Gold reconnaît l'impact positif que l'ancienne exploitation minière de Troilus a eu sur les relations avec la communauté crie de Mistissini. Dans ce contexte, Troilus Gold souhaite poursuivre une approche inclusive et transparente et s'est donc engagée à prendre les mesures suivantes :

- Continuer à tenir des rencontres d'information et de mobilisation avec les membres de la communauté crie de Mistissini, fréquemment en personne et virtuellement.
- Continuer d'avoir des réunions individuelles avec les compteurs sur le territoire du projet minier Troilus.
- Poursuivre la distribution d'un bulletin communautaire semestriel.
- Au besoin, visitez le site du projet avec des membres de la communauté crie de Mistissini.
- Maintenir l'emploi d'un agent de liaison cri pour faciliter les communications avec les membres de la communauté crie de Mistissini.
- Création d'une table d'échange avec des représentants de divers secteurs d'intérêt de la communauté de Mistissini (chasseurs, jeunes, aînés, etc.).
- Préparation d'une entente sur les répercussions et les avantages.
- Recueillir de l'information auprès d'experts autochtones sur le savoir autochtone.

20.5 Plan de fermeture

Le plan de fermeture est élaboré avec le niveau de détail requis pour être déposé avec l'étude d'impact provinciale; Cela remplacerait le plan de fermeture actuel qui est actuellement en vigueur. Le nouveau plan de fermeture comprendra des consultations avec la collectivité et les utilisateurs des terres pour l'utilisation future des terres. Les besoins des personnes et de la faune seront pris en compte dans la conception finale de la fermeture.

Les éléments du plan de fermeture obligatoire comprennent :

- Une description des activités de fermeture (démantèlement des infrastructures, végétalisation, surveillance, etc.)
- Une garantie financière pour 100% des coûts de fermeture, y compris de la contingence.

Le plan de fermeture met principalement l'accent sur la prévision à long terme de la qualité de l'eau, afin de pouvoir mettre en place une protection appropriée au besoin.

Au fur et à mesure que le projet progresse à travers les différentes étapes de l'étude, le plan de fermeture devra être mis à jour dans le futur Projet en intégrant des pratiques et des règlements mis à jour.

21 COÛTS D'INVESTISSEMENT ET D'EXPLOITATION

21.1 Coût d'investissement

21.1.1 Résumé

Cette section présente les coûts d'investissement du projet Troilus Gold Copper de 50 kt/j. Sauf indication contraire, tous les coûts sont exprimés en dollars américains (USD).

L'estimation des coûts d'investissement (estimation) comprend tous les coûts directs et indirects, ainsi que les provisions pour imprévus appropriées pour toutes les installations nécessaires à la mise en production du projet, tel que défini dans la présente étude. Tout l'équipement et les matériaux sont supposés être neufs. Les coûts de main-d'œuvre sont basés sur les lois en vigueur au Québec au moment de l'estimation en matière d'avantages sociaux des travailleurs. L'estimation ne tient pas compte des modifications de la portée du projet, de l'indexation et des fluctuations des taux de change. La stratégie d'exécution est basée sur une approche de gestion de l'ingénierie, de l'approvisionnement et de la construction (EPCM).

L' s de l'estimation des coûts d'investissement pour le projet ont été élaborées afin de fournir une estimation adaptée à la phase d'étude de faisabilité, y compris les coûts de conception, de construction et de mise en service des installations. L'estimation produite est classée dans la catégorie 3, avec une précision attendue de +15 % à -10 %. Cette classification est basée sur la norme internationale AACE.

Le tableau 21-1 présente le résumé des coûts d'investissement totaux par domaine fonctionnel pour le projet de 50 kt/j, y compris la mine, l'usine de traitement, les infrastructures sur site du TSF et les coûts indirects du projet pour les principaux domaines. Les coûts d'investissement initiaux, de maintien et totaux du projet sont estimés à 1 351 millions de dollars, exprimés en dollars américains au niveau des prix du deuxième semestre 2023, hors droits et taxes.

Tableau21 -1 : Estimation des coûts d'investissement du projet Troilus

Zone	Capital initial (en millions de dollars)	Capital de maintien (en millions de dollars)	Capital total (en millions de dollars)
Mine à ciel ouvert – Pré-décapage (capitalisé)	2	-	21
Mine à ciel ouvert – Capital	45,3	99,3	144,6
Exploitation à ciel ouvert - Sous-total	258,3	99,3	357,6
Traitement	443,0	15,1	458,1
Infrastructure	100,3	27,7	128,0
Environnement	10,7	67,4	78,2
Indirects	173,0	50,5	223,4
Contraintes	89	16,6	105,9
Total	**1 074,6**	**276,6**	**1 351,2**

L'estimation des coûts d'investissement exprimée dans la structure de répartition des tâches est présentée dans le tableau 21-2 ci-dessous. Il convient de noter que la caution environnementale ne fait pas partie de la structure et est indiquée comme un élément distinct sous le total, par souci d'exhaustivité.

Tableau21 -2 : Estimation du coût en capital du projet Troilus niveau 1

Zone	Capital initial (en millions de dollars)	Capital de maintien (en millions de dollars)	Capital total (en millions de dollars)
000 Construction Distributables	93,5	10,1	103,5
100 Coûts liés à l'usine de traitement	400,7	8,0	408,7
200 Réactifs et services liés à l'usine	41,9	7,1	49,0
300 Infrastructure	100,3	27,7	128,0
400 Exploitation minière	258,3	99,3	357,6
500 Frais de gestion	47,0	7,0	54,0
600 Coûts liés aux projets des propriétaires	32,9	24,8	57,7
Imprévus	89,3	16,6	105,9
Sous-total	**1 063,9**	**200,6**	**1 264,5**
Environnement (cautionnement, remise en état des sites)	10	76	86
Total	**1 074,6**	**276,6**	**1 351,2**

21.1.2 Responsabilité estimée

Cette estimation des coûts d'investissement reflète les efforts conjoints de Lycopodium, Troilus et des consultants spécialisés retenus par Troilus, soit AGP et Golder. Lycopodium était chargé de compiler les données soumises dans l'estimation globale, mais n'a pas examiné ni validé les données fournies par Troilus ou ses autres consultants. +Le tableau 21-3 présente les responsabilités de chaque société en matière de saisie des informations dans l'estimation des coûts d'investissement. Chaque consultant a fourni des informations pour l'estimation des coûts d'investissement correspondant à une estimation de précision de 15 % à 10 %, y compris tous les coûts indirects et les provisions connexes.

Tableau -213 : Responsabilités en matière d'estimation des coûts en capital

Société	Responsabilité
Lycopodium	Usine de traitement, infrastructure sur site
AGP	Exploitation minière
WSP	Épaississement des résidus, pipeline de résidus, TSF, pipeline d'eau de récupération et gestion de l'eau sur le site
Troilus	Coûts du propriétaire, coûts de fermeture, valeurs de récupération et taxes (inclus dans le modèle financier)

21.1.3 Structure de répartition des tâches

La structure de répartition des tâches (WBS) du projet a été élaborée par Lycopodium et comprend quatre niveaux d'organisation WBS et une série de codes de discipline.

Le coût en capital pour la WBS de niveau 2 est présenté dans le tableau 21-4.

Tableau21 -4 : Résumé de l'estimation initiale des coûts d'investissement de niveau 2 par domaine principal

Domaine principal	Sous-domaine	Coût total (en millions de dollars)	Coût imprévu (en millions de dollars)	Coût total (en millions de dollars)
000 Répartition des coûts de construction	010 Distributables liés à la construction - Entrepreneurs	52,9	10,6	63,5
	020 Produits distribuables liés à la construction de sites - Généralités	1	0	2
	050 Opérations de construction	6	1,2	7,3
	060 Hébergement pour la construction	32,8	6,6	39,4
000 Total des éléments distribuables liés à la construction		**93,5**	**18,7**	**112,2**
100 Coûts liés à l'usine de traitement	110 Usine de traitement - Généralités	14	1	16
	120 Préparation des aliments	7	8	86,1
	130 Broyage	224	23,8	248
	150 Flottation et traitement des concentrés	69,6	7,7	77
	170 Salle d'or	-	-	-
	180 Traitement des queues	14,5	1,6	16,1
100 Coûts totaux de l'usine de traitement		**400,7**	**43**	**443,8**
200 Réactifs et services liés à l'usine	210 Réactifs	8,6	1,0	9,6
	220 Services liés à l'eau	6,4	0,9	7,3
	230 Services liés aux installations	4,2	0,5	4,7
	240 Services aériens	1,3	0,2	1,5
	250 Carburants	0	0	0
	260 Services électriques	21,3	2,1	23,5
200 Réactifs et services aux usines Total		**41,9**	**4,7**	**46,6**
300 Infrastructure	310 Infrastructure - Général	0,7	0	0
	320 Environnement	61	8,3	70,1
	330 Eau et assainissement	2,4	0,2	2,6
	340 Alimentation électrique	10,6	1,1	11,7
	350 Barrage de résidus miniers	15,3	1,7	17
	360 Bâtiments - Administration et sécurité	7	0,7	7
	370 Bâtiments - Usine	0	0	0
	380 Logements permanents	2	0,3	2
300 Total des infrastructures		**100**	**12,4**	**112,7**
400	410 Exploitation minière - Généralités	1,2	0,1	1,3
	420 Création de mines	242,0	1,5	243,5
	450 Installations minières	15	1,6	16,7
400 Total des installations minières		**258**	**3,2**	**261,5**
500 Frais de gestion	510 EPCM - Siège social	11,8	1	12
	520 EPCM - Site	32	3,3	35
	550 représentants des fournisseurs	3,1	0,6	3
500 Coûts de gestion Total		**4**	**5,1**	**52**
600 Coûts liés au projet des propriétaires	610 Coûts des propriétaires - Généralités	22	1	24
	620 Usine et administration Pré-production	9	0,8	10,1
	640 Pièces de rechange	0	0	0,2
	670 Équipement mobile pour usine	0	0,0	0
600 Coûts liés aux projets des propriétaires Total		**32**	**2**	**35**
	Sous-total	**974,6**	**89,3**	**1 063,9**
Environnement		10	-	10,7
	Total	**985,3**	**89,3**	**1 074,6**

Les taux de change utilisés pour établir les estimations sont indiqués dans le tableau 21-5.

Tableau21 -5 : Taux de change des devises

Devise	USD
CAD	0,74
USD	1
Euro	1,10
AUD	0,67

21.1.4 Coûts d'investissement minier

Exploitation à ciel ouvert

Les coûts d'investissement en équipement minier ont été calculés en tenant compte du financement du parc. Les coûts d'investissement de base ont été obtenus et calculés avec des options, puis les paramètres financiers ont été appliqués. Lors des discussions avec les différents fournisseurs, l'acompte variait entre 10 % et 20 % selon l'équipement et le fournisseur. Pour l'étude de faisabilité, un acompte de 10 % a été appliqué. Les coûts financiers restants sont ensuite répartis sur les coûts d'exploitation présentés plus loin dans la section «21.2.2 ».

Le prix des équipements a été basé sur les devis des fournisseurs locaux, principalement complétés par des informations sur certains équipements plus petits provenant de la base de données des projets récents d'AGP. Les coûts de base fournis par les fournisseurs sont inclus dans le calcul de chaque coût unitaire et les options ont été ajoutées à ceux-ci, comme indiqué dans le tableau 21-6, avec le coût financier total.

Tableau -216 : Équipements miniers principaux - Coût d'investissement et coût financier total (en dollars américains)

Équipement	Unité	Capacité	Coût d'investissement	Coût financier total
Foreuse de production	mm	165	1 242 200	1 532 900
Perceuse de production	mm	203	3 427 400	4 229 400
Chargeur de production	m	23	7 692 600	10 260 300
Pelle hydraulique	m	34	14 059 300	17 349 100
Pelle hydraulique	m	6,5	1 220 700	1 658 700
Camion de transport	t	229	5 125 900	6 325 400
Camion de transport	t	91	1 733 300	2 311 900
Camion de transport	t	40	703 700	938 600
Chargeuse-concasseuse	m	11,5	3 248 100	4 332 400
Bulldozer à chenilles	kW	565	2 081 500	2 568 500
Niveleuse	kW	163	1 346 700	1 829 800

Certains éléments, tels que les caisses de rechange pour les camions et les godets de rechange pour les pelles, ont été capitalisés et achetés en même temps que l'équipement minier. Dans le cas des camions de transport, on estime qu'une caisse de rechange sera nécessaire pour quatre camions. Pour les pelles hydrauliques et les chargeuses, on estime qu'un godet de rechange sera nécessaire pour deux unités de chargement.

La répartition du coût en capital est effectuée à l'aide des unités requises au cours d'une période donnée. Si de nouvelles unités ou des unités de remplacement sont nécessaires, ce nombre d'unités,

multiplié par le coût unitaire, détermine le coût en capital pour cette période. Aucune provision n'est prévue pour la hausse de ces coûts. Les coûts d'immobilisations importantes sont comptabilisés un an avant que l'équipement soit nécessaire. Par conséquent, si l'équipement est nécessaire au cours de l'année 1, le coût est comptabilisé au cours de l'année -1. Le calcul financier ajuste ce montant afin que le coût du financement soit comptabilisé l'année où l'équipement arrive sur le site. Le coût financier, moins l'acompte, constitue un coût d'exploitation.

Le nombre d'unités est déterminé par le calendrier de la mine et l'estimation des coûts d'exploitation pour les heures de fonctionnement requises. Ceux-ci ont été équilibrés sur des périodes de temps afin que, s'il y a des fluctuations dans les heures d'une période à l'autre ou d'une année à l'autre, elles soient réparties sur l'ensemble du parc d'équipements afin d'équilibrer les heures.

Les délais de remplacement des équipements sont des valeurs moyennes issues de l'expérience d'AGP. Les options relatives à la remise en état et à la recertification des équipements tels que les bulldozers à chenilles ne sont pas prises en compte, pas plus que les équipements d'occasion, bien que cela doive être pris en considération lors de l'achat du parc minier.

L'équilibrage des unités d'équipement en fonction des heures de fonctionnement est effectué pour chaque équipement minier important. Les équipements plus petits ont été calculés en fonction du nombre d'unités nécessaires, sur la base de l'expérience opérationnelle. Cela comprend notamment les camionnettes (en fonction des équipes sur le terrain), les installations d'éclairage, les camions de mécanique, etc.

Les camions de transport constituent l'équipement minier le plus important. Au pic de l'exploitation minière, au cours de l'année 14, le parc de camions de transport compte 44 unités de 229 tonnes, nécessaires pour maintenir la production minière. Le nombre maximal d'heures par camion et par an est fixé à 6 000. Il existe des périodes où le nombre maximal d'heures par unité est inférieur à 6 000. Dans ce cas, les heures requises sont réparties de manière égale entre les camions du parc.

Les autres équipements miniers importants sont déterminés de la même manière. Par conséquent, dans certains cas, les chargeuses de petite taille ont une durée de vie plus longue (même nombre d'heures entre deux remplacements) en raison du partage des heures avec les autres unités de la flotte.

L'équipement de soutien est généralement remplacé tous les quelques années. Par exemple, les camionnettes sont remplacées tous les quatre ans, les unités plus anciennes pouvant être transmises à d'autres départements du site minier, mais pour l'estimation des coûts d'investissement, de nouvelles unités sont envisagées pour les opérations minières, l'ingénierie et la géologie.

Le calendrier des achats d'équipements, initiaux et de maintenance, est présenté dans le tableau 21-7. Si le projet devait se poursuivre sans financement, le nombre d'unités resterait le même. La durée de vie prévue par unité est également indiquée dans le tableau. Le tableau 21-8 présente le nombre total d'unités sur le site par année.

Tableau21 -7 : Achats d'équipement – Initial et de maintien

Équipement	Durée de vie de l'unité (heures)	Année -2	Année -1	Année	Année 2	Année 3	Année 4	Année 5	Année 6	7e année	8e année	9e	10e année	11e année	12e année	13e année	Année 14-21
Foret (165 mm)	25 000	2		1				1	1				1	1			4
Foret (203 mm)	35 000		5	1	1				2	4	1				1	6	1
Chargeuse (23 m3)	50 000	1	1														
Pelle hydraulique (34 ^{m3})	75 000		2	1	1											1	2
Excavatrice hydraulique (6,$^{5\ m3}$)	30 000	2								1	1						2
Camion (229 t)	70 000	5	13	8	2	2	4	4	3					5	11	13	8
Camion (91 t)	50 000	3															
Camion (40 t)	20 000	3															
Concasseur chargeur	35 000			1								1					1
Bulldozer à chenilles	35 000	4	2							1	5						6
Niveleuse	25 000	2	1							1	2						3

21 s sur le tableau -8 : Taille du parc d'équipements

Équipement	Durée de vie (heures)	Année -2	Année -1	Année 1	Année 2	Année 3	Année 4	Année 5	Année 6	7e année	8e année	9e	10e année	11e année	12e année	13e année	Année 14-21
Foret (165 mm)	25 000	2	2	3	3	3	3	3	2	2	2	2	2	2	2	2	4
Perceuse (203 mm)	35 000	-	5	6	7	7	7	7	7	7	7	7	7	7	7	7	8
Chargeuse (23 m3)	50 000	1	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2
Pelle hydraulique (34 ^{m3})	75 000	-	2	3	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	3	3
Excavatrice hydraulique (6,$^{5\ m3}$)	30 000	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2
Camion (229 t)	70 000	5	18	26	28	30	34	38	41	41	41	41	41	36	28	36	44
Camion (91 t)	50 000	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3
Camion (40 t)	20 000	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3
Chargeuse-concasseuse	35 000	-	-	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1
Bulldozer à chenilles	35 000	4	6	6	6	6	6	6	6	6	6	6	6	6	6	6	6
Niveleuse	20 000	2	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3

La partie du capital minier qui n'est pas financée est présentée dans le tableau 21-9.

Tableau21 -9 : Estimation des coûts d'investissement minier (en dollars américains)

Équipement	Préproduction Année -2, -1	Maintien	Total
Démontage pré-production (420)			
Démantèlement pré-production	212 996 200	-	212 996 200
Équipement minier (420)			
Équipement minier	25 434 400	67 740 000	93 174 400
Capital divers pour mines (420)			
Équipement de bureau d'ingénierie	1 111 100	-	1 111
Système de répartition	833 300	277 800	1 111 100
Communications dans les fosses	297 600	-	297 600
Système de déshydratation	1 060 300	20 182 200	21 242 500
Zone de fosse – Nettoyage/Défrichage	296 300	-	296 300
Sous-total – Capital divers lié aux mines	**3 598 600**	**20 460 000**	**24 050 600**
Infrastructure minière (410 450)			
Plateforme d'usine d'explosifs (410)	1 194 000	-	1 194 000
Atelier minier (450)	15 121 700	11 062 000	26 183 700
Sous-total – Infrastructure minière	**16 315 700**	**11 062 000**	**27 377 700**
Total des immobilisations minières	**258 344 900**	**99 262 000**	**357 606 900**

Dégradation avant production

La mine devrait entrer en production au cours de l'année -2. Les matériaux déplacés serviront à aménager les routes minières menant à la fosse SW, à construire la plate-forme de stockage, à commencer la construction du contrefort de la zone de résidus, à construire la digue de dérivation et à alimenter l'usine en minerai pour le stockage. Au total, 63,9 Mt seront extraites au cours de cette période et les coûts sont imputés au capital. Le coût prévu est de 213,0 millions de dollars. Ce coût comprend tous les frais liés à la gestion, au drainage, au forage, au dynamitage, au chargement, au transport, au soutien, à l'ingénierie et à la géologie, ainsi que les coûts de contrôle de la teneur.

Équipement minier

Les acomptes initiaux pour l'équipement minier sont inclus ici. De plus, divers équipements miniers n'ont pas été financés, notamment les caisses de rechange pour les camions et les godets pour les pelles. Cela comprend également le camion de dynamitage, le camion-pompe, l'ambulance, le camion de pompiers et l'équipement de sauvetage associé, une grue tout-terrain de 35 tonnes et un semi-remorque de 100 tonnes avec tracteur pour déplacer les foreuses et les bulldozers entre les différentes zones de la mine.

Capital minier divers

Cette catégorie couvre le matériel de bureau d'ingénierie, qui comprend les logiciels miniers, les ordinateurs, les traceurs, les équipements GPS, etc. Elle couvre également le système initial de répartition. Les éléments de répartition réels pour les unités sont inclus dans l'estimation du coût des camions et des pelles de la mine.

Le système de drainage est également inclus dans cette catégorie. Il comprend toutes les pompes, tuyaux et câbles nécessaires pour maintenir les fosses au sec pendant les opérations minières.

Infrastructure minière

Deux éléments de l'infrastructure minière ont été séparés dans le calcul des coûts. Il s'agit de la dalle en béton pour l'usine d'explosifs et de l'atelier pour les camions. Ces coûts ont été préparés par Lycopodium dans le cadre de l'infrastructure globale du site.

21.1.5 Coût d'investissement de l'usine de traitement et des infrastructures

Méthodologie d'estimation

Des listes techniques, des plans d'implantation, des schémas de procédés, d'autres livrables liés aux procédés et un modèle 3D ont été produits avec suffisamment de détails pour permettre l'évaluation des quantités d'ingénierie pour le béton, la charpente métallique, la mécanique et l'électricité pour l'usine de traitement et les infrastructures associées. Une base de données historique pour des projets similaires était également disponible pour compléter les informations si nécessaire.

Les taux unitaires et les taux de main-d'œuvre sont basés sur les taux historiques et les devis budgétaires. Les devis budgétaires pour les équipements mécaniques et électriques ont été obtenus auprès de fournisseurs internationaux réputés.

Détermination des quantités

Les travaux du projet ont été quantifiés afin de représenter l'étendue des travaux définie et de permettre l'application des tarifs pour déterminer les coûts.

Les informations sur les quantités ont été obtenues à partir de plusieurs sources et classées de manière à refléter le degré de maturité des informations de conception, comme suit :

- Quantités de matériaux : quantités détaillées dérivées des dessins et du modèle 3D Troilus et des plans d'ensemble.
- Facteur : quantités dérivées des pourcentages appliqués comme facteur sur la base de l'expérience ou de projets similaires.
- Provision : somme forfaitaire ajoutée à l'estimation des coûts pour tenir compte des coûts qui sont certains mais qui ne peuvent être déterminés avec précision.

Le calcul des quantités est présenté dans le tableau 21-10 de l' .

21 s sur les tableaux -10 : Dérivation des quantités

Classification	MTO préparé	Facteur
Travaux sur site	✓	
Béton + excavation détaillée	✓	
Acier de construction	✓	
Tôlerie	✓	
Équipement mécanique	✓	
Tuyauterie industrielle		✓
Équipements électriques	✓	
Équipement électrique	✓	
Instrumentation et contrôle	✓	

Il convient de noter que la croissance type appliquée à la conception des équipements en vrac a été supprimée conformément aux instructions de Troilus .

Base de tarification

Le tableau 21-11 identifie l'origine des coûts inclus dans l'estimation, comme décrit plus en détail à la section 21.1. 6. Les coûts en vrac sont tous des coûts majorés par rapport aux devis reçus en 2021 et au début de 2022.

Tableau -2111 : Source des coûts d'approvisionnement

Classification	Coût total de l'approvisionnement $	Allocation / Facteur	Estimation / historique Prix	Prix budgétaire
B Terrassement	29 799 987	0,3	8	1
C Béton	40 689 764	3	1	96
D Charpentes métalliques	17 610 312	12	19	69
E Tôlerie	6 554 832	1	2	76
E Réservoirs	2 345 216	-	8	14
F Mécanique	154 293 614	1	2	97
G Tuyauterie	18 425 132	74	17	9
H Électricité	52 963 917	-	42	58
J Instrumentation et contrôle	2 494 515	26	-	7
M Bâtiments et architecture	37 941 834	20	13	68

21.1.6 Quantité et base de tarification par discipline

Terrassement

Les relevés quantitatifs ont été préparés pour les travaux de terrassement sur la base des recommandations formulées par le WSP. Une grande partie des travaux de terrassement sera réalisée par Troilus à l'aide de matériaux locaux et existants sur le site. Le coût de ces travaux a été estimé en collaboration avec AGP. Les tarifs pour les travaux de terrassement de l'usine de traitement ont été basés sur un devis fourni par un entrepreneur local. Les tarifs historiques ont été utilisés pour établir le prix des drains et des ponceaux CSP. Les travaux de terrassement spécialisés liés à la portée du WSP ont été basés sur les tarifs historiques.

Béton

Les quantités de matériaux ont été préparées pour l'estimation.

Les tarifs des travaux de bétonnage ont été basés sur un devis budgétaire et ont été augmentés pour s'aligner sur la date de référence de l'estimation. Des provisions ont été ajoutées pour la zone de stockage et les sections en acier du tunnel de stockage des matériaux récupérés. Les provisions pour le chauffage du béton et les palissades ont été incluses séparément dans l'estimation sur la base des données historiques ajustées à la période de construction de Troilus.

Les tarifs et les quantités ont été préparés sur une base composite par mètre cube pour chaque type spécifique d'assemblage de béton.

Travaux de charpente métallique

Les quantités d'acier de construction ont été estimées à partir du métré de chaque zone de l'usine de traitement.

L'installation et la fourniture de l'acier de construction sont basées sur un devis budgétaire récent pour un projet similaire. Le coût de la fourniture de l'acier provient d'Asie du Sud-Est.

Tôlerie et réservoirs fabriqués en atelier ou sur site

Les quantités de tôlerie et de réservoirs ont été fournies dans la liste des équipements mécaniques avec une estimation des poids.

Les tarifs pour la fourniture et la fabrication ont été basés sur les tarifs historiques d' . Le tarif de fourniture des tôleries est basé sur l'offre en Asie du Sud-Est.

Équipement mécanique

Le prix des principaux équipements mécaniques a été fixé sur la base de devis budgétaires, le reste des équipements étant basé sur des tarifs historiques. Des devis budgétaires ont été reçus en 2023 pour la majorité des équipements. Une remise a été incluse dans l'estimation en supposant que le projet adoptera une stratégie de prix forfaitaire.

Les heures d'installation mécanique et les tarifs des principaux équipements sont basés sur le devis budgétaire de l'entrepreneur. Un facteur de productivité (PF) de 1,2 a été appliqué uniquement pour les articles divers si les heures ont été estimées à partir des données historiques et si les conditions de travail étaient similaires à celles de Troilus.

Tuyauterie

Le métré et les prix ont été établis par WSP pour la tuyauterie de gestion de l'eau du site. La tuyauterie de surface a été quantifiée par Lycopodium. Les volumes de tuyauterie de l'usine de traitement ont été calculés sur la base d'informations historiques similaires identifiées pour chaque zone de l'usine.

WSP a estimé la fourniture et l'installation de son champ de travail, et ses tarifs ont été comparés à ceux de la base de données. La fourniture et l'installation de la tuyauterie en surface sont basées sur les tarifs historiques de 2023.

Électricité / Instrumentation

Les principaux équipements électriques et les volumes électriques dans le périmètre de Lycopodium ont été quantifiés. Le prix des équipements électriques est basé sur les devis budgétaires actualisés pour 2023 et les prix des fournitures restantes sont basés sur les tarifs historiques.

Le système de contrôle de l'instrumentation, qui comprend le matériel et les logiciels PLC, est basé sur un devis budgétaire. Les équipements d'instrumentation ont été quantifiés et une combinaison de prix budgétaires et historiques a été utilisée pour déterminer le coût de l'approvisionnement. Les heures d'installation ont été estimées par les entrepreneurs.

La mise à niveau de la sous-station est basée sur l'estimation de Stantec réalisée en 2022 et a été revue à la hausse. Le transformateur de la mise à niveau de la sous-station est basé sur un devis budgétaire.

s des bâtiments

Les coûts d'approvisionnement et d'installation des bâtiments préfabriqués ont été basés sur des devis budgétaires. Les provisions pour l'aménagement des bâtiments et le système CVC sont incluses et ont été estimées sur la base du volume des bâtiments et des coûts d'aménagement historiques.

Liste des équipements mobiles

Le nouvel équipement mobile nécessaire au projet sera loué. Un acompte de 5 % pour cet équipement a été inclus dans l'estimation.

Frais indirects de l'entrepreneur

Les frais indirects de l'entrepreneur sont basés sur les coûts historiques et les devis budgétaires et comprennent la gestion hors site, le personnel sur site et la supervision au-delà du niveau professionnel, les grutiers, la mobilisation et la démobilisation du matériel et de la main-d'œuvre. Le ratio des frais indirects de l'entrepreneur pour le béton et les travaux de terrassement est basé sur les devis budgétaires et le SMPEI est basé sur les ratios historiques.

Les coûts indirects de construction pour toute la main-d'œuvre directe sont inclus dans l'estimation des coûts d'investissement. Cela comprend les immobilisations corporelles, les déplacements et les vêtements. Le carburant a également été inclus dans les coûts indirects de l'entrepreneur et a été calculé sur la base des heures prévues dans le forfait. Les installations temporaires de l'entrepreneur ont été incluses.

21.1.7 Frais indirects

s d'ingénierie, d'approvisionnement et de gestion de la construction (EPCM)

Le coût de l'EPCM a été estimé de manière ascendante par Lycopodium pour son champ d'activité, sur la base d'une durée de 36 mois pour l'EPCM et de 3 mois pour la mise en service. WSP a fourni une estimation du coût de l'EPCM pour son champ d'activité.

La portée des services EP pour le projet comprendra l'ingénierie de base, l'ingénierie détaillée, les services d'approvisionnement pour l'achat d'équipements et de matériaux, la gestion et le contrôle du projet. La portée CM comprend la gestion de la construction du site et l'assurance qualité.

Coûts indirects de construction

Les coûts indirects de construction ont été estimés sur la base de la durée de la construction et comprennent les éléments qui ne relèvent pas du champ d'application de la fourniture du contractant. Cela comprend les installations temporaires, l'entreposage, les levés, les services environnementaux, les essais par des tiers, les services de santé et la sécurité. L'estimation tient compte des infrastructures déjà disponibles sur le site, conformément aux instructions de Troilus. Le carburant, les repas et l'hébergement, ainsi que les véhicules ont été estimés.

Le coût de location du camp de construction est basé sur un devis budgétaire. Les frais d'hébergement et de restauration pendant la construction ont été estimés en fonction de la charge du camp, de la durée de la construction et des prix récents pour l'entretien d'un camp au Canada. Ils sont inclus dans l'estimation des coûts d'investissement en tant que coûts directs. Le transport en bus vers et depuis le site a été estimé en fonction de la charge du camp et des coûts estimés du transport en bus.

Pièces de rechange

Les pièces de rechange pour la mise en service des équipements principaux ont été chiffrées par les fournisseurs. Le coût des pièces de rechange pour la mise en service du reste des équipements a été

pris en compte. Les pièces de rechange d'investissement et d'exploitation sont incluses dans l'estimation des coûts de maintenance.

Représentants des fournisseurs

Certains équipements nécessiteront la présence d'un représentant du fournisseur pendant la construction et/ou la mise en service.

Une provision a été incluse dans l'estimation pour couvrir les services des représentants des fournisseurs, sur la base des principaux ensembles d'équipements mécaniques.

Transport

Le fret a été calculé en pourcentage du coût d'approvisionnement. Ces facteurs ont été obtenus à partir des devis des fournisseurs et, à défaut, une estimation de 8 % à 20 % du coût d'approvisionnement des équipements a été incluse sur la base des taux historiques en fonction de la provenance des matériaux et des équipements.

Coûts du propriétaire

Les coûts du propriétaire ont été estimés et inclus dans le devis. Les coûts du propriétaire comprennent les frais liés à l'équipe de supervision et les autres dépenses indiquées par Troilus.

Contraintes

Un montant pour imprévus a été prévu dans l'estimation afin de couvrir les écarts inconnus entre les éléments spécifiques autorisés dans l'estimation et le coût total final du projet installé. Les imprévus ne couvrent pas les modifications de la portée, l'évolution de la conception, etc., ni les qualifications et exclusions énumérées.

La réserve pour imprévus a été appliquée à l'estimation ligne par ligne sous forme de provision déterministe en évaluant le niveau de confiance dans chacun des éléments déterminants du coût de l'article, à savoir l'ingénierie, la base de l'estimation et les informations sur le fournisseur ou l'entrepreneur, puis en appliquant une pondération appropriée à chacun des trois éléments. Il convient de noter que la réserve pour imprévus n'est pas fonction de la précision de l'estimation spécifiée et doit être mesurée par rapport au coût total du projet, qui comprend la réserve pour imprévus. La provision pour imprévus résultante pour l'estimation des coûts d'investissement est d'environ 9 % du coût total du projet.

Escalade

L'estimation ne prévoit aucune provision pour l'indexation au-delà du quatrième trimestre 2023.

21.1.8 Réserves et hypothèses

L'estimation des coûts d'investissement est soumise aux hypothèses énumérées dans le tableau 21-12.

Tableau -2112 : Réserves et hypothèses

Réserves / hypothèses
GÉNÉRAL
Le matériel mobile sera loué.

Réserves / hypothèses
La date de référence pour la majeure partie de l'estimation des prix est le premier trimestre 2023 (4e trimestre 2023).
Certains coûts de main-d'œuvre, de matériaux et d'approvisionnement en équipements ont augmenté entre le quatrième trimestre 2022 et le quatrième trimestre 2023, tandis que d'autres coûts de main-d'œuvre ont été basés sur les devis du quatrième trimestre 2023.
Les prix des matériaux et équipements importés ont été indiqués dans leur devise d'origine et convertis en dollars américains aux taux de change mentionnés précédemment dans le présent document.
Troilus fournira suffisamment d'électricité et d'eau pour la construction.
Aucune provision n'a été prévue pour les troubles civils ou les perturbations.
Troilus se chargera d'obtenir et de fournir tous les permis nécessaires.
L'estimation tient compte de la fourniture d'acier de construction et de tôlerie provenant d'Asie du Sud-Est. Les droits d'importation sont exclus de l'estimation.
Le réseau de communication et les données pour les installations de construction seront fournis gratuitement par le propriétaire.
L'assurance construction est incluse dans le coût du propriétaire.
TERRASSEMENT
Les tarifs des travaux de terrassement en vrac, qui incluent les matériaux importés, supposent que des matériaux de construction/remblayage appropriés seront disponibles dans des carrières situées à moins de 2 km du chantier.
Les granulats seront fournis par AGP et leur prix unitaire a été pris en compte dans l'estimation.
BÉTON
On suppose que le sable, les granulats et le ciment sont fournis par les entrepreneurs conformément aux spécifications et disponibles localement.
L'estimation prévoit que tous les fers d'armature et treillis métalliques destinés à la construction seront fournis par l'entrepreneur en béton.
Les assemblages mécaniques seront effectués parallèlement aux travaux de bétonnage dans la zone de stockage. Une grue lourde sera utilisée pour mettre les assemblages en place.
AUTRES
L'alimentation électrique et le poste de distribution sont fournis par Troilus.
INDIRECTS
Hébergement et repas Équipe CM – Troilus L'hébergement et les repas seront fournis à l'équipe CM.
Le transport entre le camp et le site sera assuré par Troilus.
Le voyage vers les camps ou le site depuis la ville la plus proche est à la charge du contractant, et Troilus n'effectuera aucun paiement pour ce type de déplacement.

21.1.9 Résumé des coûts de maintenance

Le capital de maintien comprend les éléments suivants.

- les coûts de la première à la vingt-deuxième année pour le drainage du site et le barrage de résidus
- les coûts de pompage et de canalisation de la 1re à la 22e année, ainsi que les coûts d'exploitation et d'entretien connexes
- l'agrandissement du bâtiment des services miniers
- station de traitement de l'eau
- les coûts d'exploitation du pompage et des canalisations pour le drainage du site
- entrepôt de l'usine de traitement
- pièces de rechange (opérationnelles et critiques)
- salle d'or et concentration par gravité

- achat du campement de construction

21.1.10 Exclusions

Les éléments suivants sont expressément exclus de l'estimation des coûts d'investissement :

- permis et licences
- les coûts irrécupérables du projet
- augmentation au-delà de la date de base de l'estimation
- variations du taux de change
- fonds de roulement
- modifications de la portée
- conditions du sol non identifiées
- événements climatiques exceptionnels
- garanties, permis et frais juridiques
- taxes et droits nationaux et locaux
- coût de l'assurance du projet
- force majeure
- conflits du travail
- récupération ou accélération du calendrier
- coûts de financement
- impôts fonciers, impôts sur les sociétés et les mines, droits
- forage de recherche et d'exploration
- valeurs de récupération
- aucune provision n'a été constituée pour les coûts liés à la COVID

21.1.11 Risques liés aux coûts d'investissement

Il est prévu que le coût de nombreux éléments soit actuellement affecté par la conjoncture mondiale/les conditions du marché. Cette estimation ne tient pas compte de ce type de risques. L'estimation des coûts d'investissement n'est valable que pour le quatrième trimestre 2023.

Compte tenu des défis mentionnés ci-dessus, la sensibilité des coûts d'investissement doit être revue dans le cadre du modèle financier.

21.2 Estimations des coûts d'exploitation

21.2.1 Résumé des coûts d'exploitation

Les coûts d'exploitation estimés du projet sont présentés dans le tableau 21-13, qui met en évidence les différentes périodes jusqu'à la fin de la durée de vie de la mine en 22. Tous les coûts sont exprimés en dollars américains.

Tableau -2113 : Coûts d'exploitation du projet Troilus

Zone	Unités	Année 1 à 5	Année 6 à 22	Durée de vie de la mine (année 1 à 22)
Exploitation à ciel ouvert	$/t déplacée	2,82	3,0	2,96
	$/t alimentation du broyeur	13,33	11,09	11,60
Transformation	$/t de matière première	5,63	5,64	5,64
G&A	$/t d'alimentation du broyeur	1,28	1,09	1,14
Transport routier, portuaire et maritime des concentrés	$/t alimentation de l'usine	0,68	0,68	0,68
Coût d'exploitation total	**$/t de matière première**	**2**	**18,5**	**19,06**

Les sources de données générales et les hypothèses utilisées comme base pour estimer les coûts d'exploitation du procédé comprennent :

- les critères de conception du procédé énoncés à la section 17
- le taux de production moyen de 50 kt/j
- les besoins en main-d'œuvre tels qu'ils ont été établis par AGP et Lycopodium avec la contribution de Troilus
- coût unitaire de l'énergie électrique de 0,026 $/kWh
- coût unitaire du carburant diesel de 1,07 $/L
- les taxes sont exclues des frais généraux et administratifs, mais sont appliquées au modèle financier
- les coûts de raffinage et les redevances NSR sont exclus des coûts d'exploitation, mais sont appliqués au modèle financier
- le matériel mobile inclus dans l'estimation des coûts d'exploitation du processus est supposé être loué ; les coûts de location sont inclus dans l'estimation des coûts d'investissement et les coûts du matériel mobile comprennent uniquement le carburant et l'entretien

21.2.2 Coûts d'exploitation de la mine

Les coûts d'exploitation minière sont estimés à partir de principes de base. Les principaux facteurs entrant dans le calcul des coûts miniers sont le carburant et la main-d'œuvre. Le coût du carburant est estimé à partir des devis des fournisseurs locaux pour le carburant livré sur le site. Une valeur de 1,07 $/L est utilisée dans cette estimation.

Estimation des coûts d'exploitation de la mine à ciel ouvert

Les estimations des coûts de main-d'œuvre ont été basées sur des enquêtes menées auprès d'autres exploitations et sur des enquêtes récentes sur les salaires dans les mines du Québec. Les horaires de travail sont de 12 heures, avec un cycle de 4 jours de travail suivis de 4 jours de repos. Certains postes

de direction seront basés sur un cycle de 4 jours de travail suivis de 3 jours de repos. Un taux de charge de 35 % a été appliqué à tous les taux. Les postes et les salaires dans la mine sont indiqués dans le tableau 21-14.

Tableau21 -14 : Besoins en personnel et salaires annuels de la mine à ciel ouvert (année 5)

Poste	Employés	Salaire annuel à temps plein ($/a)
Maintenance minière		
Responsable de la maintenance	1	175 000
Contremaître général de maintenance	1	144 000
Contremaîtres d'équipe d'entretien	4	127 000
Planificateur de maintenance/administrateur de contrats	2	115 000
Commis à la maintenance	1	70
Sous-total	**9**	
Exploitation minière		
Superviseur des opérations minières/technique	1	200
Contremaître général des opérations minières	1	1
Contremaître de quart dans une mine	4	127 000
Contremaître de quart junior	4	116 000
Formateurs	2	127 000
Équipe routière/Contremaître des services	1	127 000
Commis aux opérations	1	70 000
Sous-total	**14**	
Ingénierie minière		
Ingénieur en chef	1	165 000
Ingénieur senior	1	142 000
Ingénieur en planification de mines à ciel ouvert	2	130 000
Ingénieur géotechnique	1	130 000
Ingénieur en dynamitage	1	1
Technicien en explosifs/géotechnique	2	95 000
Technicien expédition	4	95
Géomètre/Technicien minier	2	90 000
Aide-arpenteur/technicien minier	2	80
Commis en génie	1	70
Sous-total	**17**	
Géologie		
Géologue en chef	1	165 000
Géologue senior	1	141 000
Géologue/modélisateur chargé du contrôle de la qualité	2	1
Technicien en échantillonnage/géologie	4	95 000
Commis en géologie	1	70 000
Sous-total	**9**	
Total du personnel minier	**49**	

Le personnel de la mine reste stable pendant toute la durée de vie de la mine après le recrutement initial pendant la période de préproduction (années -2 et -1). Ce niveau se maintient à 49 pendant les cinq premières années en raison de la présence de formateurs dans les opérations minières.

Le nombre d'heures travaillées par les employés des départements d'exploitation et de maintenance de la mine varie en fonction des besoins de production. Le tableau 21-15 présente un aperçu de la composition de la main-d'œuvre pour l'année 5.

Tableau21 -15 : Besoins en main-d'œuvre horaire et salaire annuel (année 5)

Poste horaire	Employés	Salaire annuel à temps plein ($/a)
Mine générale		
Opérateur d'équipement général	16	99
Équipe chargée des routes/pompes	12	96
Ouvrier minier général	8	92 000
Stagiaire	4	77 000
Mécanicien léger	3	104 000
Technicien pneumatique	6	104 000
Chauffeur de camion de lubrification	8	94 000
Sous-total	**5**	
Exploitation minière		
Forage	40	102 000
Dynamiteur	2	102 000
Assistant du Blaster	4	98 000
Opérateur de chargeuse	4	102 000
Conducteur de pelle hydraulique	16	102 000
Conducteur de camion de transport	156	95
Conducteur de bulldozer	16	99
Conducteur de niveleuse	6	99
Chargeur de transfert	3	99
Chasse-neige/Camion-citerne	11	95 000
Sous-total	**258**	
Entretien minier		
Mécanicien poids lourds	63	104 000
Soudeur	33	104 000
Électricien	3	104 000
Apprenti	9	96 000
Sous-total	**108**	
Total horaire	**423**	

Les coûts de main-d'œuvre sont basés sur un scénario d'exploitation par le propriétaire. Troilus est responsable de l'entretien de l'équipement avec ses propres employés.

Un surintendant technique supervise l'ensemble des opérations minières, de l'ingénierie et de la géologie. Cette personne serait responsable du surintendant de l'entretien de la mine, des contremaîtres généraux de la mine, de l'ingénieur en chef et du géologue en chef. Le surintendant technique relèverait du directeur général de la mine.

Le contremaître général de la mine supervise les contremaîtres de quart, qui lui rendent directement compte.

La mine compte quatre équipes d'exploitation minière, chacune dirigée par un chef d'équipe senior qui supervise un chef d'équipe junior. Pendant toute la durée de vie de la mine, un chef

d'équipe/responsable des services est également chargé de l'entretien des routes, du drainage et du pompage autour de la mine. Cette personne fait également office de chef d'équipe senior suppléant. Le département des opérations minières dispose de son propre administrateur.

L'ingénieur en chef a sous ses ordres un ingénieur senior et deux ingénieurs à ciel ouvert. L'ingénieur en explosifs fait partie du groupe de planification à court terme et fait également office de chef de forage et de dynamitage si nécessaire. L'ingénieur géotechnique couvre tous les aspects liés aux pentes des parois et aux décharges, en collaboration avec deux techniciens en explosifs.

Le groupe de planification à court terme du département d'ingénierie compte également deux géomètres/techniciens miniers et deux géomètres/assistants miniers. Ces personnes aideront sur le terrain à l'implantation, à l'arpentage et à la collecte d'échantillons avec le groupe de géologie ; elles seront assistées par un administrateur.

Au sein du département géologie, un géologue senior rend compte au géologue en chef. Il y a également deux géologues/modélisateurs chargés du contrôle de la teneur, l'un étant affecté au forage à courte portée et au contrôle de la teneur, l'autre au forage à longue portée et aux réserves. Il y a également quatre géologues chargés du contrôle de la teneur (un par équipe d'exploitation minière) et un administrateur.

Le surintendant de l'entretien des mines a sous ses ordres le contremaître général de l'entretien. Huit contremaîtres de quart de l'entretien des mines relèvent du contremaître général de l'entretien. Il y a également deux planificateurs de l'entretien/administrateurs de contrats et un administrateur.

La main-d'œuvre horaire comprend des postes de mécanicien pour travaux légers et de chauffeurs de camions de lubrification. Le changement des pneus est assuré par un sous-traitant. Tous ces postes relèvent du service de maintenance. Il y a généralement un titulaire par poste et par équipe. Les autres postes de main-d'œuvre générale comprennent les ouvriers miniers généraux (deux par équipe) et les stagiaires (un par équipe jusqu'à la 10e année).

La main-d'œuvre de forage est basée sur un opérateur par foreuse, par équipe pendant les opérations. Cela représente en moyenne 10 foreurs par équipe.

Le nombre d'opérateurs de pelleteuses et de chargeuses atteint un pic de 28 en année 12, puis commence à diminuer par la suite. Le nombre de conducteurs de camions de transport atteint un pic de 140 en année 8, puis diminue progressivement jusqu'à la fin de la durée de vie de la mine.

Des facteurs de maintenance sont utilisés pour déterminer le nombre de mécaniciens, de soudeurs et d'électriciens lourds nécessaires, en fonction du nombre d'opérateurs de foreuses. Il faut compter 0,25 mécanicien lourd par opérateur de foreuse. Il faut compter 0,25 soudeur par opérateur de foreuse et 0,05 électricien par opérateur de foreuse. Cette méthode d'estimation des besoins en maintenance est utilisée pour chaque catégorie de coûts d'exploitation minière et est résumée dans le tableau 21-16.

Tableau21 -16 : Facteurs de main-d'œuvre pour la maintenance (maintenance par opérateur)

Catégorie de travail d'entretien	Forage	Chargement	Transport	Soutien aux opérations minières
Mécanicien poids lourds	0,25	0,25	0,25	0

Catégorie de travail d'entretien	Forage	Chargement	Transport	Soutien aux opérations minières
Soudeur	0,250	0,25	0,25	0,25
Électricien	0,05	0,01	-	-
Apprenti	-	-	-	0,25

Le nombre d'opérateurs de chargeuses, de camions et d'équipements de soutien est estimé à partir des heures de fonctionnement prévues pour les équipements. Le nombre maximal d'employés est de quatre par unité afin de correspondre aux équipes de la mine.

Les fournisseurs ont fourni les coûts de réparation et d'entretien (R&E) pour chaque équipement. Ceux-ci ont été inclus dans les devis pour les coûts d'investissement. Les taux de consommation de carburant sont également estimés pour les conditions prévues à Troilus et sont utilisés dans les coûts détaillés pour l'équipement minier. Les coûts de R&E sont exprimés en dollars par heure.

Les différents fournisseurs ont fourni les coûts pour les différentes tailles de pneus qui seront utilisées pendant le projet. Les estimations de la durée de vie des pneus sont basées sur l'expérience d'AGP et sur des discussions avec des exploitants miniers. Le coût d'exploitation des pneus est exprimé en dollars par heure. La durée de vie des pneus des camions de transport est estimée à 4 500 heures par pneu avec une rotation appropriée de l'avant vers l'arrière. Sur les camions de transport, chaque pneu coûte 39 800 $, ce qui représente un coût horaire de 35,40 $/h pour un camion utilisant six pneus dans le calcul.

Le coût des outils de travail du sol (GET) est estimé à partir d'autres projets et de conversations avec le personnel d'autres exploitations. Il s'agit d'un poste de coût qui devrait être affiné au cours de l'exploitation minière.

Les consommables de forage ont été estimés pour un train de tiges complet à partir de la liste des pièces et de la durée de vie des composants fournies par le fournisseur. La productivité de forage pour le foret de 165 mm est estimée à 25,8 m/h et celle du foret de 203 mm à 24,9 m/h. Les coûts d'équipement utilisés dans l'estimation sont indiqués dans le tableau 21-17.

Tableau21 -17 : Coûts d'exploitation des principaux équipements – hors main-d'œuvre ($/h)

Équipement	Carburant / Électricité	Lubrifiant/ Huile	Pneus	Sous-Châssis	Réparation et entretien	OBTENTION/ Consommables	Total
Foret de production (165 mm)	48,33	4,83	-	2,22	88,8	146,26	257,98
Foreuse de production (203 mm)	11,73	-	-	4,44	69,76	170,91	256,85
Chargeur de production (23 m3)	193,33	29,00	69,93	-	139,76	18,52	450,54
Pelle hydraulique (34 m3)	44,00	-	-	-	187,15	22,22	253,37
Camion de transport – 229 t	187,96	18,80	47,79	-	94,30	4,44	353,29
Camion de transport – 91 t	37,59	3,76	15,58	-	46,53	2,22	105,68
Camion de transport – 40 t	32,22	3,22	11,80	-	33,53	-	80,78
Chargeuse-concasseuse	80,56	8,06	21,34	-	64,70	7,41	182,06
Bulldozer à chenilles	80,56	8,06	-	7,41	37,87	3,70	137,59

Équipement	Carburant / Électricité	Lubrifiant/ Huile	Pneus	Sous-Châssis	Réparation et entretien	OBTENTION/ Consommables	Total
Niveleuse	21,48	2,15	9,14	-	3537	3,70	71,84

Le forage à ciel ouvert sera réalisé à l'aide de foreuses à percussion descendante (DTH) conventionnelles équipées de trépans de 165 et 203 mm. La taille du gabarit était la même pour l'alimentation du broyeur et les stériles, et le forage a été réalisé en tenant compte du fait que la roche est compétente et que des matériaux plus fins améliorent la productivité et réduisent les coûts d'entretien de l' , tout en améliorant les performances de l'usine. Les paramètres du gabarit de forage sont indiqués dans le tableau 21-18.

Tableau -2118 : Spécifications du schéma de forage

Spécifications	Unité	Alimentation du broyeur/déchets (165 mm)	Alimentation du broyeur/déchets (203 mm)
Hauteur du banc	m	10	
Sous-perceuse	m	0,9	1,1
Diamètre du trou de mine	mm	165	203
Espacement des motifs – décalé	m	5,1	6,1
Charge du motif – Décalée	m	4,6	5,5
Profondeur du trou	m	10,9	11

Le sous-foret a été inclus pour permettre l'effondrement des trous dans les zones plus fragiles, évitant ainsi de devoir refaire les trous ou de forer des trous trop courts qui pourraient affecter les conditions du sol de la plate-forme et augmenter les coûts liés aux pneus et à l'entretien général.

Le tableau 21-19 ci-dessous présente les paramètres utilisés pour estimer la productivité du forage. Le foret est configuré pour un forage en une seule passe du trou de 11,1 m de profondeur.

Tableau21 -19 : Critères de productivité du forage

Activité de forage	Unité	Avancement/déchets (165 mm)	Alimentation du broyeur/déchets (203 mm)
Taux de pénétration pure	m/min	0,55	0
Profondeur du trou	m	10,9	1
Temps de perçage	min	19,82	22,2
Déplacer, repérer et coller les trous de mine	min	3,00	3
Perceuse à niveau	min	0,50	0,50
Ajouter de l'acier	min	0,50	0
Tiges de forage à traction	min	1,50	1
Temps total de montage/démontage	min	5,5	4,5
Temps total de forage par trou	min	2	2
Productivité de forage	m/h	25,8	24,9

Un produit émulsionné sera utilisé pour le dynamitage afin d'assurer la protection contre l'eau. Compte tenu des conditions humides prévues, il est estimé qu'un explosif résistant à l'eau sera nécessaire. Les facteurs de poudre utilisés dans le calcul des explosifs sont indiqués dans le tableau 21-20.

Tableau21 -20 : Facteurs de poudre de conception

	Unité	Alimentation du broyeur/déchets (165 mm)	Alimentation du broyeur/déchets (203 mm)
Facteur de poudre	kg/m3	0,84	0,84
Facteur de poudre	kg/t	0,31	0,31

Le coût du dynamitage est estimé à partir des devis d'un fournisseur local. Le prix de l'émulsion est de 85,20 $/100 kg. La mine est responsable de guider le processus de chargement, y compris la mise en place des boosters/Nonels, le bourrage et le tir.

Le coût mensuel total du service de livraison des explosifs au trou est de 284 000 $/mois pour les camions de ramassage, les pompes et la main-d'œuvre du fournisseur, et couvre également le coût de l'usine d'explosifs. Le fournisseur d'explosifs loue également les magasins d'explosifs et d'accessoires à Troilus dans le cadre de ce coût.

Les coûts d'alimentation du broyeur et de chargement des déchets ont été estimés en utilisant les chargeuses frontales et les pelles hydrauliques comme seules unités de chargement. Les pelles sont les principales machines utilisées pour l'alimentation du broyeur et le chargement des déchets, les chargeuses frontales servant de secours. Le pourcentage moyen de chaque type de matériau pris en charge par les différentes unités de chargement est indiqué dans le tableau 21-21. Cela met en évidence l'importance des pelles par rapport aux chargeuses.

Tableau21 -21 : Paramètres de chargement – Année 5

	Unité	Chargeuse frontale	Pelle hydraulique
Capacité du godet	m	23	3
Tonnage de déchets chargé	%	10	9
Tonnes de minerai extrait	%	10	90
Taux de remplissage des godets		91	93
Temps de cycle	sec	42	38
Camions présents à l'unité de chargement	%	8	80
Temps de chargement	min	4,2	2,6

Les camions présents à l'unité de chargement correspondent au pourcentage de temps pendant lequel un camion est disponible pour être chargé. Afin d'optimiser la productivité des camions et de réduire les coûts d'exploitation, il est plus efficace de sous-charger légèrement le chargeur ou la pelle. Le transport représente le poste de coût d'exploitation le plus important. Il est donc essentiel de réduire ce coût en optimisant la productivité des camions afin de diminuer les coûts d'exploitation. La valeur de 80 % correspond au temps d'attente généralement rencontré par les pelles en raison d'un manque de camions.

Les profils de transport ont été déterminés pour chaque phase de la fosse pour le concasseur primaire ou les installations de gestion des stériles. Les temps de cycle ont été générés pour le tonnage approprié par destination et par phase afin d'estimer les coûts de transport. La vitesse maximale des camions est limitée à 50 km/h pour des raisons de sécurité et de durée de vie des pneus. Les vitesses de calcul pour différents segments sont indiquées dans les tableaux 21 et 22.

Tableau21 -22 : Vitesses des cycles de transport

	Plat (0 %) sur surface	Plat (0 %) Inpit, concasseur, benne	Pente ascendante (8 %)	Pente ascendante (10 %)	Pente descendante (8 %)	Pente descendante (10 %)	Accélération ou décélération
En charge (km/h)	50	40	14	12	28	23	20
À vide (km/h)	50	40	35	25	35	35	20

Les heures et les coûts liés à l'équipement auxiliaire sont déterminés à l'aide des pourcentages indiqués dans le tableau 21-23 de l' .

Tableau -2123 : Facteurs d'exploitation des équipements auxiliaires

Équipement minier	Facteur	Unités
Bulldozer à chenilles	2	Des heures de transport, jusqu'à un maximum de 6 bulldozers
Niveleuse	15	Des heures de transport, jusqu'à un maximum de 3 niveleuses
Concasseur chargeur	4	Des heures de chargement, avec un maximum d'un chargeur
Pelle rétrocaveuse d'assistance	3	Des heures de chargement jusqu'à un maximum de 2 pelles rétro
Camion-citerne	10	Des heures de transport jusqu'à un maximum de 2 camions
Camion de lubrification/carburant	8	h/j
Camion mécanicien	14	h/d
Camion de soudure	8	h/d
Chargeuse de sablage	8	h/d
Camion de dynamiteur	8	h/d
Porte-outils intégré	4	h/d
Compacteur	4	h/d
Éclairage	12	h/d
Camionnettes	10	h/j
Camion benne – 20 tonnes	6	h/j

Ces pourcentages ont nécessité l'utilisation de six bulldozers à chenilles, trois niveleuses et deux pelleteuses d'appoint. Cela s'explique en partie par la dispersion des différentes zones d'exploitation, qui immobilise certains équipements pendant un certain temps. Leurs tâches comprennent le nettoyage des fronts de charge, des routes, des décharges et des zones de dynamitage. Les niveleuses entretiendront les voies d'alimentation du broyeur et les itinéraires de transport des déchets. De plus, des camions-citernes sont chargés de patrouiller les routes de transport et de contrôler les poussières fugitives pour des raisons de sécurité et de protection de l'environnement. Les pelleteuses d'assistance aideront à contrôler la dilution lors de la séparation des déchets et des matières alimentant le broyeur. Une petite pelleteuse sera chargée de nettoyer les bassins de sédimentation et de réparer les fossés d'écoulement, en collaboration avec les deux petits camions à benne basculante.

Ces heures sont imputées aux coûts d'exploitation individuels de chaque équipement. La plupart de ces unités sont des équipements de soutien et ne nécessitent donc pas de main-d'œuvre directe en raison de leur fonction.

Contrôle de la teneur

Le contrôle de la teneur sera effectué à l'aide d'un parc distinct de foreuses à circulation inverse (RC). Elles foreront le gisement selon un schéma de 10 m x 5 m dans les zones de minéralisation connue, en prélevant des échantillons tous les mètres. Les trous seront inclinés à $^{60°}$.

Dans les zones de minéralisation à faible teneur ou de stériles, l'espacement sera de 20 m x 10 m avec un échantillonnage tous les 5 m. Ces trous serviront à trouver des filons ou des poches de minéralisation non encore découverts. Au cours de la durée de vie de la mine, un total de 3,0 Mm de forage devrait être réalisé pour les travaux de contrôle de la teneur.

Au total, 3,3 millions d'échantillons seront analysés à partir de ces forages, pour un coût de 14,25 $ par échantillon. Les échantillons prélevés seront envoyés au laboratoire d'analyse et analysés en vue d'être utilisés dans le modèle d'exploitation à courte portée.

Les coûts associés à ce programme de forage distinct sont comptabilisés comme un poste distinct dans les coûts d'exploitation minière. Chaque équipe de forage est composée d'un foreur et de deux assistants, sous la supervision du département de géologie minière. Deux foreuses seront nécessaires pour le projet. Le coût de ces forages devrait s'élever en moyenne à plus de 6 millions de dollars par an, avec un pic de 8,7 millions de dollars au cours de la dixième année.

Coût financier

Le financement du parc de machines de la mine a été étudié avec les principaux fournisseurs et est considéré comme une option viable pour réduire le capital initial. Divers fournisseurs proposent cette option pour aider à choisir leur équipement. Caterpillar, Komatsu et Liebherr ont la capacité et la volonté de financer leurs gammes de produits.

Les conditions indicatives de location proposées par les fournisseurs sont les suivantes :

- Acompte = 10 % du coût de l'équipement – si l'ensemble du parc est sélectionné auprès d'un seul fournisseur.
- Durée = variable entre 2 et 5 ans selon le type d'équipement.
- Taux d'intérêt = CORRA plus un pourcentage.
- Valeur résiduelle = 0 $.

Le taux d'intérêt proposé est utilisé pour calculer un multiplicateur sur le montant loué. Le multiplicateur est de 1,26 pour correspondre au taux. Il ne tient pas compte de la diminution du solde des intérêts, mais plutôt du montant total des intérêts payés pendant la période de financement, répartis de manière égale sur les années de financement de l'équipement.

Comme un acompte de 10 % était requis, celui-ci a été affecté au capital. Le reste du coût de financement est pris en charge comme coût d'exploitation.

Tous les équipements miniers importants et la grande majorité des équipements auxiliaires, lorsque cela a été jugé raisonnable, ont été financés. Si la durée de vie de l'équipement est supérieure à la période de financement, les années suivantes ne font pas l'objet d'un paiement de financement. Dans le cas des camions miniers, dont la durée de vie est d'environ 10 ans, la période de financement serait terminée au bout de 5 ans et les camions ne généreraient plus que des coûts d'exploitation après cette

période. Pour cette raison, les coûts d'exploitation varient chaque année en fonction du calendrier de remplacement des équipements et du moment du financement.

Le recours à l'option de financement ajoute 0,51 $/t au coût d'exploitation de la mine sur toute sa durée de vie. Sur la base du coût par tonne de minerai entrant dans l'usine, cela représente 1,92 $/t de minerai entrant dans l'usine.

Assèchement

Le drainage des fosses est un élément important de l'exploitation minière à Troilus, d'autant plus que les fosses seront situées sous le niveau du ruisseau et sont actuellement remplies d'eau. Un drainage efficace et rentable jouera un rôle important dans le développement du projet Troilus. Les pentes drainées pourraient permettre de réduire le ratio de décapage en autorisant des angles entre les rampes plus prononcés, ce qui serait également plus sûr.

On estime qu'il faudra pomper en moyenne 7,4 Mm3/an à l'intérieur des fosses. De là, l'eau devra être pompée vers le point de rejet requis près des bassins de décantation. Les tempêtes peuvent avoir un impact sur les opérations minières, et on estime qu'il faudra pomper 44 800 m3/j pendant une courte période pour se remettre d'une de ces tempêtes. L'estimation des coûts d'investissement tient compte de cet élément dans le calcul du nombre de pompes nécessaires sur le site pour faire face à un tel événement.

Le système de drainage comprend les pompes, les puisards et les canalisations chargés de transporter l'eau de la fosse vers les points de rejet. La main-d'œuvre nécessaire à cette tâche est déjà incluse dans la catégorie « Frais généraux et ingénierie minière » des coûts d'exploitation de la mine. La mine dispose d'une équipe de pompiers et d'un chef d'équipe dédiés.

Un drainage supplémentaire sous forme de trous de drainage horizontaux fait également partie des coûts d'exploitation liés au drainage. Ces trous seront forés dans le cadre de campagnes annuelles à partir de la deuxième année. Le concept consiste en une série de trous de 50 m de long, légèrement inclinés vers le haut et forés dans les parois. Ils permettront à l'eau derrière la paroi de s'écouler librement et empêcheront l'accumulation de pression interstitielle, en particulier en cas de gel.

Les trous de forage horizontaux sont considérés comme un coût en capital total de 11,2 millions de dollars sur la durée de vie de la mine.

Le coût d'exploitation du drainage est estimé à 8,0 millions de dollars pour la durée de vie de la mine, soit 0,4 million de dollars par an.

Coûts totaux de l'exploitation à ciel ouvert

Les coûts d'exploitation totaux par tonne de matériau déplacé et par tonne de minerai traité sont présentés dans les tableaux 22-24 et 22-2 5.

Tableau21 -24 : Coûts d'exploitation de la mine à ciel ouvert – avec coûts financiers ($/t de matériau total)

Catégorie d'exploitation à ciel ouvert	Unité	Année	Année	Année	LOM Coût moyen
Mine et ingénierie générale	$/t	0,16	0,16	0,15	0,18
Forage	$/t	0,18	0,23	0,22	0,23
Dynamitage	$/t	0,34	0,39	0,37	0,41

Catégorie d'exploitation à ciel ouvert	Unité	Année	Année	Année	LOM Coût moyen
Chargement	$/t	0,17	0,13	0,13	0,15
Transport	$/t	0,84	0,96	1,14	1,29
Soutien	$/t	0,20	0,20	0,19	0,23
Contrôle de la teneur	$/t	0,04	0,05	0,07	0,07
Coûts financiers	$/t	0,71	0,78	0,38	0,51
Déshydratation	$/t	0,00	0,01	0,02	0,01
Total	**$/t**	**2,65**	**2,91**	**2,66**	**2,96**

21 s du tableau -25 : Coûts d'exploitation de la mine à ciel ouvert – avec coûts financiers ($/t de minerai entrant dans l'usine)

Catégorie d'exploitation à ciel ouvert	Unité	Année	Année	Année	LOM Coût moyen
Mine et ingénierie générale	$/t de minerai entrant dans l'usine	1,00	0,70	0,71	0,68
Forage	$/t de minerai broyé	1,13	1,00	1,02	0,88
Blasting	$/t de charge d'usine	2,10	1,70	1,72	1,55
Chargement	$/t de charge d'usine	1,05	0,57	0,60	0,56
Transport	$/t de minerai broyé	5,23	4,21	5,38	4,84
Soutien	$/t de minerai broyé	1,27	0,88	0,88	0,87
Contrôle de la teneur	$/t de charge d'usine	0,26	0,22	0,33	0,25
Coûts financiers	$/t de minerai broyé	4,42	3,44	1,79	1,92
Déshydratation	$/t de matière brute	0,02	0,05	0,10	0,05
Total	**$/t de minerai broyé**	**16,47**	**12,76**	**12,52**	**11,60**

21.2.3 Coûts d'exploitation du procédé

Les coûts d'exploitation de l'usine de traitement ont été calculés sur la base d'un taux de traitement nominal de 50 kt/j ou 18,25 Mt/a de minerai. L'usine de traitement fonctionnera normalement 24 heures par jour, 365 jours par an, soit 6 570 heures par an pour le circuit de concassage et 7 709 heures par an pour les circuits de broyage et de flottation. Tous les coûts sont précis à +/-15 % et sont basés sur les prix du deuxième trimestre 2024. Les coûts d'exploitation de l'usine de traitement sont ventilés en coûts fixes et variables et sont résumés dans les tableaux 22 à 26 ci-dessous. Aucune provision pour imprévus n'a été ajoutée aux coûts d'exploitation du processus.

Tableau21 -26 : Coûts d'exploitation du processus

Centre de coûts	Total M$/a	Fixe M$/a	Variables M$/an	Total $/t	Fixe $/t	Variable $/t	Proportion des coûts d'exploitation		
							Total %	Fixe %	Variables %
Scénario sans circuit de gravité									
Consommables d'exploitation	63,7	0	63,7	3,49	0	3,49	62,9	0,0	62,9
Maintenance des installations	10,7	4,6	6,1	0,59	0,25	0,33	10,5	4,6	6,0
Laboratoire	0,1	0,1	0	0,00	0,00	0,00	0,1	0,1	0
Puissance	15,9	15,9	0	0,87	0,87	0	15,7	15,7	0
Main-d'œuvre	11	11	0	0,60	0	0	10,8	10,8	0
Total usine de traitement	**101,4**	**31,6**	**69,8**	**5,56**	**1,73**	**3,82**	**100**	**31,2**	**68,8**
Scénario sans circuit de gravité									
Consommables d'exploitation	64	0	64,2	3,5	0	3,52	62,4	0,0	62,4
Maintenance des installations	10,9	4,7	6,2	0,60	0,26	0,34	10,5	4,6	6,0
Laboratoire	0,3	0	0	0,02	0	0	0,3	0,3	0,0
Puissance	16,1	15,9	0,2	0,88	0,87	0,01	15,6	15,4	0,2
Main-d'œuvre	11,4	11,4	0	0,63	0	0	11,1	11,1	0
Total usine de traitement	**103,0**	**32,4**	**70,6**	**5,64**	**1,77**	**3,87**	**100,0**	**31,4**	**68,6**

Les coûts d'exploitation du procédé ont été établis conformément aux pratiques de l'industrie pour une usine de traitement du cuivre et de l'or. Les quantités et les données relatives aux coûts ont été compilées à partir de diverses sources, notamment :

- Essais métallurgiques.
- Prix des consommables fournis par les fournisseurs.
- Données internes de Lycopodium.
- Premiers calculs principaux.

Les principales catégories suivantes ont été utilisées pour estimer les coûts d'exploitation du processus :

- Consommables d'exploitation (réactifs, acier, carburant, outils et équipements de sécurité).
- Coûts de maintenance de l'usine.
- Énergie.
- Main-d'œuvre (exploitation et maintenance).
- Coûts de laboratoire.

Consommables d'exploitation

La catégorie des consommables comprend les réactifs, le carburant et les consommables d'exploitation tels que les revêtements de concasseurs/broyeurs, les médias de broyage, les pièces de cyclones, les panneaux de tamisage, le remplacement des pneus HPGR, les lubrifiants pour broyeurs et les consommables pour filtres à concentrés. Elle exclut les consommables d'entretien général tels que les graisses et lubrifiants, les pièces de rechange pour équipements et les pièces d'usure des pompes, qui sont couverts par les coûts d'entretien. Les taux de consommation et les prix des consommables et des réactifs ont été estimés sur la base des éléments suivants :

- Les consommables de broyage comprennent les revêtements de concasseurs, de HPGR et de broyeurs, les médias de broyage et ont été estimés sur la base de l'indice d'abrasion des matériaux et de la consommation électrique des broyeurs.
- La consommation de réactifs a été calculée à partir d'essais métallurgiques.
- La consommation de carburant des équipements mobiles est basée sur les taux de consommation standard et l'utilisation des équipements.
- Les prix des réactifs ont été calculés à partir des devis des fournisseurs de réactifs.

Maintenance

Les coûts de maintenance, hors main-d'œuvre et consommables, ont été estimés comme un facteur des coûts d'investissement. Un facteur de 1 à 2 % a été utilisé, ce qui correspond à l'expérience de Lycopodium sur des projets similaires.

Énergie

La consommation électrique de l'usine de traitement est basée sur la taille des moteurs installés sur chaque équipement, à l'exclusion des équipements de secours, ajustée en fonction des facteurs

d'efficacité, de charge et d'utilisation afin d'obtenir une consommation électrique moyenne annuelle. Ce chiffre est ensuite multiplié par le nombre total d'heures de fonctionnement par an et par le prix de l'électricité afin d'obtenir le coût total de l'électricité.

La consommation électrique moyenne globale est estimée à 612,9 MWh/an pour le scénario sans circuit gravitaire et à 620,4 MWh/an pour le scénario futur avec circuit gravitaire. Le coût de l'électricité pour le scénario d' sans et avec circuit gravitaire a été estimé respectivement à 15,9 millions de dollars/an et 16,1 millions de dollars/an.

Main-d'œuvre

Les coûts de main-d'œuvre liés à l'exploitation et à la maintenance de l'usine de traitement ont été estimés à partir de principes de base, en se fondant sur un organigramme type et les taux de main-d'œuvre types tirés du rapport sur la rémunération directe de Normandin Beaudry pour 2023 dans le secteur minier. La main-d'œuvre de l'usine de traitement comprend une combinaison de travail de jour et de travail par quarts. Le tableau 22-27 ci-dessous présente un résumé de l'effectif.

Tableau21 -27 : Main-d'œuvre pour le traitement

Emplacement	Sans circuit gravimétrique - Nombre d'employés	Avec circuit gravimétrique - Nombre d'employés
Exploitation	62	67
Maintenance	49	49
Laboratoire	13	13
Total	**124**	**129**

Les rotations suivantes ont été prises en compte :

- Employés professionnels et cadres - 4 jours de travail/3 jours de congé.
- Personnel d'exploitation et de maintenance - quarts de 12 heures, rotation 4 jours de travail, 4 jours de repos.

Coûts de laboratoire

Les coûts de laboratoire comprennent généralement les échantillons de plantes nécessaires pour surveiller les performances métallurgiques et incluent la préparation des échantillons, l'essai au feu, l'analyse granulométrique et les analyses chimiques des échantillons de production. Les coûts de contrôle de la teneur sont comptabilisés dans les coûts d'exploitation minière. Le coût moyen est inférieur à 0,$ e 0,01 $/t de minerai traité pour le scénario sans circuit de gravité, et 0,02 $/t de minerai traité pour le scénario futur avec circuit de gravité inclus.

Exclusions

L'estimation des coûts d'exploitation du processus exclut les éléments suivants :

- augmentation après le deuxième trimestre 2024
- les coûts de ROM et de manutention des matériaux
- tous les coûts G&A
- les coûts de raffinage et de transport des lingots
- assurance des lingots en transit

- coûts de surveillance et de conformité environnementale
- les coûts de fermeture
- taxes et droits locaux et fédéraux
- incidences des taux de change
- frais de licence et syndicaux
- autres frais d'assurance
- imprévus

21.2.4 Frais généraux et administratifs

Les frais généraux et administratifs ont été estimés pour chaque année du calendrier du projet. Cette estimation tenait compte des variations des effectifs nécessaires pour le camp et des besoins globaux en matière de frais généraux et administratifs. Les frais généraux et administratifs ont atteint un pic de 22,6 millions de dollars par an au cours de la cinquième année.

Un devis pour la restauration et l'hébergement de 51 dollars par jour et par personne dans le camp a été fourni par un fournisseur local. Ce coût était le plus important des frais généraux et administratifs, s'élevant à 8,0 millions de dollars par an au cours de la sixième année. À partir de ce moment, le coût du camp a diminué à mesure que les taux d'alimentation de la mine à ciel ouvert ont baissé et que le personnel de la mine a commencé à diminuer par rapport à son niveau maximal.

$Le fournisseur du campement a proposé de louer le campement permanent, ce qui a permis d'éviter de l'acheter immédiatement. Le coût du campement permanent livré sur le site est estimé à 12,5 millions de dollars, et le coût total de la location s'élève à 12,5 millions de dollars pour la durée de vie de la mine. Ce montant a été réparti dans les frais généraux et administratifs pour les cinq premières années à raison de 2,5 millions de dollars par an afin de rembourser le campement.

Les salaires du personnel et des employés horaires dans le domaine G&A s'élevaient à 6,2 millions de dollars par an.

Le transport en bus depuis Chibougamau et d'autres régions a atteint un pic de 1,1 million de dollars par an au cours de la sixième année.

Le coût moyen des frais généraux et administratifs pour la durée de vie de la mine était de 1,14 $/t de minerai, soit un total de 430,5 millions de dollars pour la durée de vie de la mine.

21.2.5 Coûts portuaires et expédition vers la fonderie

Le coût du transport routier a été déterminé en contactant diverses compagnies ferroviaires et routières et en discutant avec les sociétés de négoce de métaux qui fournissent les conditions de fonderie. À partir de ces demandes, une estimation de 72,50 $/WMT de concentré a été utilisée dans les calculs, en supposant un transport routier vers Montréal pour expédition vers des fonderies à l'étranger.

Les frais de stockage et de manutention au port sont estimés à 20 $ par tonne métrique humide.

Les frais d'expédition sont estimés à destination de l'Allemagne et à 65 $/WMT, selon les informations fournies par la société de négoce de métaux dans le cadre de la liste des conditions générales.

Le résumé de l'estimation des coûts d'exploitation sur la durée de vie de la mine est présenté dans le tableau 22-28.

Tableau21 -28 : Estimation des coûts d'exploitation du projet Troilus

Zone	Unités	Année 1 à 5	Année 6 – 22	Durée de vie de la mine (années 1 à 22)
Exploitation à ciel ouvert	$/t déplacée	2,82	3,0	2,96
	$/t alimentation du broyeur	13,33	11,09	11,60
Transformation	$/t de matière première	5,63	5,64	5,64
G&A	$/t d'alimentation du broyeur	1,28	1,09	1,14
Transport routier, portuaire et maritime des concentrés	$/t alimentation de l'usine	0,68	0,68	0,68
Coût d'exploitation total	**$/t de matière première**	**2**	**18,5**	**19,06**

22 ANALYSE ÉCONOMIQUE

22.1 Introduction

Un modèle de flux de trésorerie avant impôts et après impôts a été préparé par AGP pour le compte de Troilus Gold afin d'évaluer l'étude de faisabilité du projet Troilus Gold (EF). Le modèle a été créé dans Excel à l'intention de Troilus.

L'EF a été préparée conformément à la norme canadienne 43-101 sur l'information concernant les projets miniers (« NI 43-101 »).

La ressource ne comporte actuellement aucune réserve prouvée. Par conséquent, seules les réserves probables indiquées à la section 15 ont été utilisées dans l'analyse économique du projet. Les quantités utilisées dans l'analyse économique sont présentées dans le tableau 22-1.

Tableau22 -1 : Réserves de la mine Troilus

Type d'exploitation	Superficie	Probables					
		Réserves (Mt)	Au (g/t)	Cu (%)	Ag (g/t)	AuEq (g/t)	CuEq (
À ciel ouvert	Z	16	0,55	0,062	1,12	0,66	0,43
	J	125	0,44	0,058	0,88	0,54	0,36
	X22	36	0,41	0,058	1,16	0,52	0,34
	SW	52	0,49	0,045	0,76	0,58	0,35
Total		**380**	**0,49**	**0,058**	**1,00**	**0,59**	**0,39**

Tous les prix sont exprimés en dollars américains du deuxième semestre 2023, sauf indication contraire.

La décision d'utiliser un taux de production de 50 000 t/j a été prise dans le cadre de l'étude, car ce taux offrait une valeur actuelle nette (VAN) et une durée de vie de la mine raisonnables.

La mine est envisagée comme une exploitation à ciel ouvert uniquement, utilisant quatre zones distinctes avec plusieurs phases dans chaque fosse.

Les résultats de l'analyse financière utilisant les flux de trésorerie actualisés sont résumés dans le tableau 22-2. Tous les calculs et toutes les données ont été recueillis en dollars américains.

22 s sur le tableau -2 : Projet Troilus Gold – Résumé financier des flux de trésorerie actualisés (en dollars américains)

Paramètre	Unités	Avant impôts	Après impôts
Prix des métaux			
Or	$US/oz	1 975	
Cuivre	$ US/lb	4,05	
Argent	$US/oz	23	

Taux de change	$CAN : $US	0,7	
Valeur actuelle nette (5 %)	en millions de dollars américains	1 564	884
Taux de rendement interne	%	1	14
Revenus nets moins redevances	$US	12 122	12 122
Total des coûts d'exploitation	$Mio US	7 224,[2]	7 224,[2]
Coût d'investissement sur la durée de vie de la mine	$M US	1 351,2	1 351,2
Impôts	$Mio US	-	1 342,0
Flux de trésorerie net	$M US	3 546,5	2 204,6
Période de récupération	An	5,4	5,7
Coûts au comptant (avec crédits)	$US/oz	1 064	1 313
Coût de maintien tout compris	$ US/oz	1 109	
Métaux payables (durée de vie de la mine)			
Or	Moz	5,3	
Cuivre	M Lbs	381,8	
Argent	Moz	9,45	
Capital initial	$États-Unis	1 074,6	
Capital de maintien	$M US	276,6	
Capital total	$M US	1 351,2	
Durée de vie de la mine	An	21	

[1] Comprend les coûts de traitement de l'année -1 qui ne sont pas capitalisés.

22.2 Analyse des flux de trésorerie actualisés

L'analyse des flux de trésorerie actualisés (DCF) a été réalisée à l'aide des paramètres de base indiqués dans le tableau 22-3 de l' .

Tableau -223 : Flux de trésorerie actualisés – Paramètres

Paramètre	Unités	Valeur
Prix des métaux		
Or	$US/oz	1 975
Cuivre	$ US/lb	4,05
Argent	$US/oz	23
Taux de change	$CAN : $US	0,7
Redevances – tous métaux	%	1
Taux d'actualisation de la valeur nette présente	%	5

22.3 Réserves minérales et durée de vie de la mine

Les réserves minérales utilisées dans l'analyse proviennent des quatre mines à ciel ouvert décrites à la section 15. Le tonnage et les teneurs sont indiqués à nouveau dans le tableau 22-4.

Tableau22 -4 : Tonnes et teneurs de l'alimentation de la mine

Élément	Unité	Mine à ciel ouvert
Alimentation du broyeur	Mt	379,5
Teneur en or	g/t	0
Teneur en cuivre	%	0
Teneur en argent	g/t	1
Matières stériles	Mt	1 170,9
Durée de vie de la mine Ratio de décapage	Stériles : alimentation du broyeur	

22.4 Récupérations métallurgiques s et teneurs des concentrés

Les taux de récupération métallurgique utilisés dans l'analyse dépendent de la zone exploitée et de la teneur de l'alimentation. Le cuivre est récupéré dans un concentré de cuivre avec de l'or et de l'argent. L'or et l'argent sont également rapportés sous forme de doré provenant du circuit de gravitation de l'or après la première année. Les teneurs des concentrés par zone sont déterminées par des analyses des résidus fixes et par le prélèvement de masse dans le concentré. La moyenne pondérée de l'origine de l'alimentation est utilisée pour déterminer les taux de récupération et la teneur appropriée du concentré pour chaque année.

Les informations relatives au projet sont résumées dans le tableau 22-5. La perte soluble a été estimée à 0,03 %.

Tableau22 -5 : Récupérations métallurgiques et mass pull des concentrés par zone

Élément	Unité	Zone 87	Zone J	Zone SW	Zone X22
Analyse des résidus					
Or	g/t	0,029	0,036	0,062	0,028
Cuivre	%	0,005	0,005	0,005	0,003
Argent	g/t	0,027	0,119	0,131	0,117
Masse extraite pour concentrer	% de l'alimentation	0,40	0,400	0,400	0,400
Récupération d'or					
Or	%	31,7	34,9	21	34,9
Argent	%	3,8	4,1	2,6	4,1

22.4.1 Conditions de fonderie et d'affinage

Les termes relatifs à la fonte et à l'affinage utilisés dans l'analyse reflètent les conditions actuelles du marché et la fourchette prévue des teneurs en concentré de cuivre de Troilus. La moyenne sur la durée de vie de la mine est indiquée dans le tableau 22-6 et les termes variables sont indiqués dans le tableau 22-7.

Tableau22 -6 : Conditions de fusion et d'affinage - LOM

Terme	Unité	Cuivre		Argent
Cu, Au Déduction minimale	%, g/dmt	1,5	2,0 g/dmt	20,0 g/t
Frais de fusion de base	$US/dmt	77	-	

Charge d'affinage du cuivre	$US/lb payable	0,07	-	
Payable	%	96,6	98,0	97,0
Frais de raffinage (or, argent)	$US/oz	-	5	0
Teneur du concentré (moyenne LOM)	%, g/t	13,3	80 gpt	229 gpt
Humidité du concentré	%	8	-	

22 s du tableau -7 : Concentré de cuivre - Conditions variables

Teneur du concentré (Cu %)	Cuivre payable (%)	Déduction pour le cuivre (en unités %Cu)
3	96	1,5 unité
12	96,6	1,5 unité
14 % - 16	96,6	1,4 unité
16 % - 18	96,6	1,3 unité
18	96,6	1,2 unité
20+	96,6	1,1 unité

Pour l'or doré produit par le concentrateur à gravité, les conditions appliquées sont indiquées dans le tableau 22-8.

Tableau22 -8 : Conditions relatives à l'or doré

Terme	Unité	Or	Argent
Doré payable	%	99,98	100
Coût de vente de l'or doré	$US/oz	1,00	0,65

22.4.2 Coûts d'exploitation

Les coûts d'exploitation, de traitement, d'administration et de transport des concentrés sont basés sur les estimations des coûts d'exploitation présentées à la section 21. Un résumé des coûts est présenté au tableau 22-9.

Tableau22 -9 : Flux de trésorerie de Troilus – Résumé des coûts d'exploitation sur la durée de vie de la mine

Coût Zone	Coût (en millions de dollars)	Coût unitaire ($/t de minerai entrant dans l'usine)
Exploitation à ciel ouvert	4 394	11
Traitement	2 135,4	5
Frais généraux et administratifs	430,5	1,14
Transport routier de concentrés	119,4	0
Frais portuaires	32	0,09
Expédition vers la fonderie	107,1	0,28
Coût d'exploitation total	**7 079,8**	**19**

22.4.3 Coûts d'investissement

Les coûts d'investissement par zone utilisés dans l'actualisation des flux de trésorerie sont les mêmes que ceux présentés à la section 21. Ils sont résumés à nouveau par zone dans le tableau 22-10.

Tableau22 -10 : Troilus Cash Flow – Mine Capital Cost Summary

Zone	Capital initial (en millions de dollars)	Capital de maintien (en millions de dollars)	Capital total (en millions de dollars)
Mine à ciel ouvert – Pré-décapage (capitalisé)	2	-	21
Mine à ciel ouvert – Capital	45,3	99,3	144,6
Exploitation à ciel ouvert - Sous-total	258,3	99,3	357,6
Traitement	443,0	15,1	458,1
Infrastructure	100,3	27,7	128,0
Environnement	10,7	67,4	78,2
Indirects	173,0	50,5	223,4
Contingence	89,3	16,6	105,9
Total	**1 074,6**	**276,6**	**1 351,2**

22.4.4 Redevances

Les redevances sur tous les métaux sont fixées à 1,0 % conformément aux accords actuels conclus avec Troilus Gold.

22.4.5 Amortissement

Toutes les dépenses en capital sont amorties en fonction de la catégorie d'actif.

22.4.6 Impôts

Un modèle fiscal a été élaboré afin de tenir compte de la fiscalité applicable au Québec et au niveau fédéral. Les estimations des frais de développement au Canada (CDE), des frais d'exploration au Canada (CEE) et de la déduction pour amortissement (CCA) ont été intégrées au modèle de flux de trésorerie afin de modéliser correctement la fiscalité sur une base annuelle pour le calendrier du projet.

Les impôts sur la durée de vie économique ont été déterminés comme suit :

1) Impôts du Québec = 909,7 millions de dollars
2) Impôts fédéraux = 432,3 millions de dollars
3) Total des impôts = 1 342,0 millions de dollars

Le montant de l'impôt représente environ 37,8 % des flux de trésorerie avant impôts. L'imposition a ajouté 0,3 année à la période de récupération du projet.

22.4.7 Général

L'analyse financière du projet repose sur plusieurs hypothèses :

- financement intégral par fonds propres
- aucune provision pour les frais généraux du siège social pendant l'exploitation
- l'inflation ou l'escalade n'est pas prise en compte

22.5 Analyse financière

La valeur du projet a été évaluée à l'aide d'une analyse de sensibilité portant sur les prix des métaux, les coûts d'exploitation et d'investissement et le taux de change. Les résultats de l'analyse de sensibilité sont présentés dans les tableaux 22-11 et 22-12.

Tableau22 -11 : Sensibilité de la VAN (après impôts) (en millions de dollars)

VAN (en millions de dollars)	-	-	Scénario de base	+10	+20
Prix des métaux	17,3	460,9	885	1 288,8	1 686,1
Coût en capital	1 051,1	967,8	885	801,2	717,9
Coût d'exploitation	1 335,7	1 113,9	885	643,2	391,1

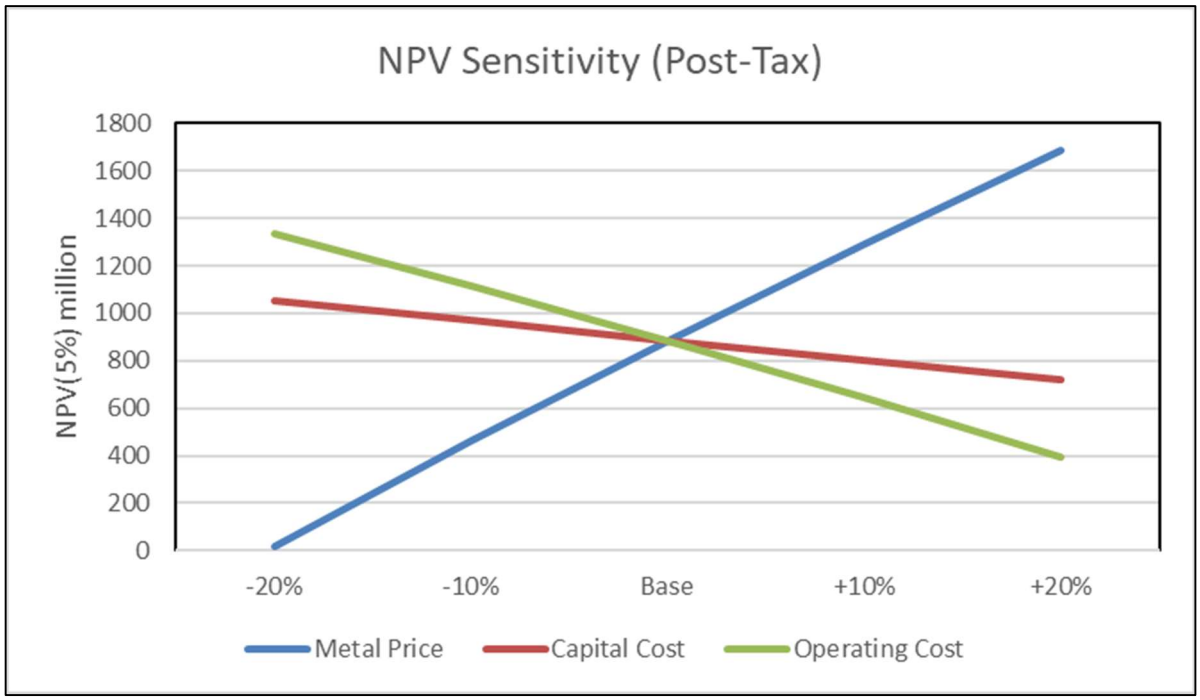
Tableau -2212 : Sensibilité de l'IRR (après impôts)

IRR	-	-	Scénario de base	+10	+20
Prix des métaux	5,2	10,1	14	17,4	20
Coût en capital	16,8	15,3	14,0	12,8	11,7
Coût d'exploitation	17,9	16,0	14,0	11,8	9,4

Le projet est très sensible aux variations du prix des métaux.

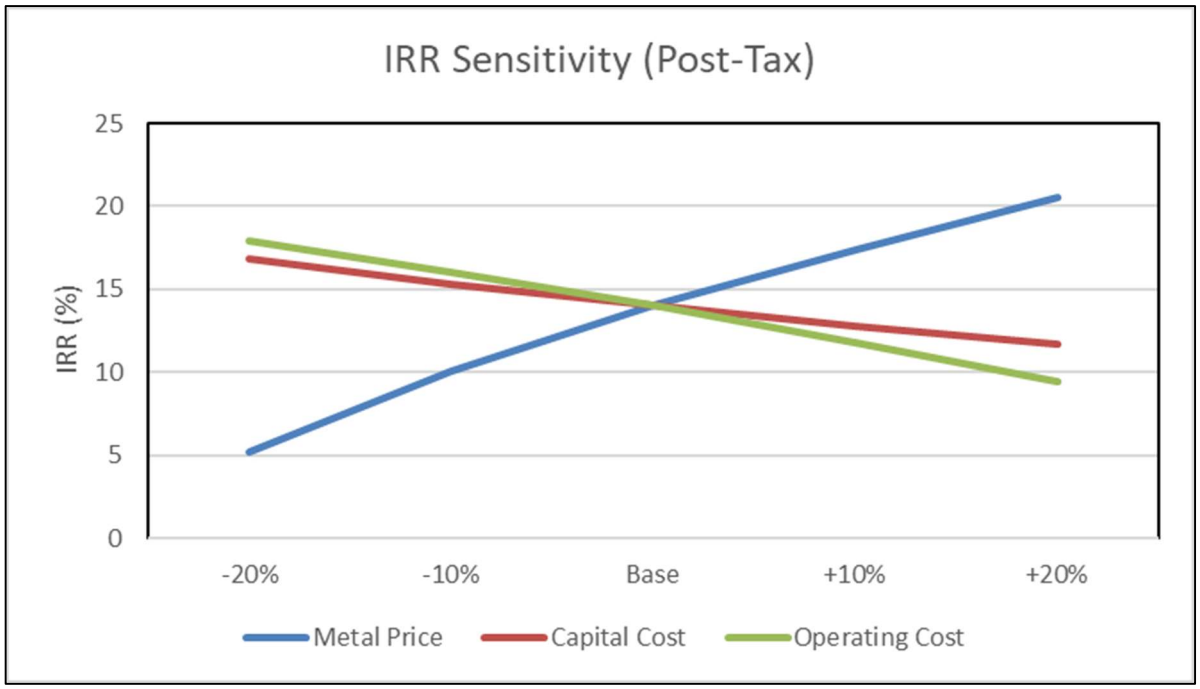
Les sensibilités sont également représentées graphiquement dans les figures 22-1 et 22-2.

Figure22 -1 : Sensibilité de la VAN (après impôts)



Source : AGP (2024)

Figure -222 : Sensibilité de l'IRR (après impôts)



Source : AGP (2024)

22.6 Tableaux détaillés des flux de trésorerie

Les flux de trésorerie du scénario de base sont présentés dans les tableaux 22-13 à 22-16. Ils comprennent le calendrier d'exploitation de la mine, les calculs relatifs aux concentrés, les coûts d'exploitation et d'investissement, les estimations des revenus et les flux de trésorerie cumulés sur lesquels la VAN et le TRI ont été déterminés. Ces données sont présentées avant et après impôts.

Tableau -2213 : Flux de trésorerie détaillés – Calculs de la production de l'usine (année -3 à année 10)

		Total			Year -3	Year -2	Year -1	Year 1	Year 2	Year 3	Year 4	Year 5	Year 6	Year 7	Year 8	Year 9	Year 10
Mill Production																	
Total Mill Feed	tonnes	379,518,417				-	714,286	12,857,142	18,249,996	18,250,000	18,250,000	18,250,000	18,250,000	18,250,000	18,250,000	18,250,000	18,250,000
Gold	gpt	0.493				-	0.36	0.52	0.38	0.43	0.54	0.72	0.63	0.84	0.63	0.49	0.56
Copper	%	0.058				-	0.06	0.04	0.04	0.05	0.06	0.08	0.06	0.09	0.08	0.06	0.06
Silver	gpt	0.996				-	1.23	1.02	0.85	0.93	1.11	1.23	1.07	1.27	1.05	0.90	1.08
87 Pit Feed	**tonnes**	**166,084,772**					**714,286**	**9,666,384**	**12,352,085**	**11,477,859**	**12,798,145**	**15,153,919**	**10,184,645**	**11,735,318**	**5,064,517**	-	-
Percentage of feed tonnes	%	43.8%					100.0%	75.2%	67.7%	62.9%	70.1%	83.0%	55.8%	64.3%	27.8%	0.0%	0.0%
Gold	gpt	0.55					0.36	0.53	0.36	0.41	0.55	0.75	0.69	0.95	0.99	-	-
Copper	%	0.06					0.06	0.05	0.04	0.05	0.06	0.08	0.08	0.11	0.11	-	-
Silver	gpt	1.119					1.23	1.14	0.95	1.08	1.26	1.29	1.24	1.42	1.41	-	-
J Pit	**tonnes**	**125,164,622**					-	-	-	-	-	**326,334**	**1,588,527**	**2,843,598**	**7,239,851**	**14,477,244**	**18,250,000**
Percentage of feed tonnes	%	33.0%					0.0%	0.0%	0.0%	0.0%	0.0%	1.8%	8.7%	15.6%	39.7%	79.3%	100.0%
Gold	gpt	0.44					-	-	-	-	-	0.63	0.48	0.56	0.41	0.45	0.56
Copper	%	0.06					-	-	-	-	-	0.07	0.07	0.07	0.07	0.06	0.06
Silver	gpt	0.883					-	-	-	-	-	1.26	1.09	1.03	0.91	0.91	1.08
SW Pit	**tonnes**	**51,864,267**					-	**3,190,758**	**5,897,911**	**6,772,141**	**5,451,855**	**2,769,747**	**6,476,827**	**3,671,084**	**5,945,632**	**3,772,756**	-
Percentage of feed tonnes	%	13.7%					0.0%	24.8%	32.3%	37.1%	29.9%	15.2%	35.5%	20.1%	32.6%	20.7%	0.0%
Gold	gpt	0.49					-	0.48	0.42	0.45	0.53	0.60	0.55	0.70	0.58	0.65	-
Copper	%	0.05					-	0.04	0.04	0.04	0.05	0.05	0.03	0.05	0.06	0.07	-
Silver	gpt	0.758					-	0.65	0.65	0.67	0.75	0.90	0.80	0.97	0.90	0.88	-
X22 Pit	**tonnes**	**36,404,756**					-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Percentage of feed tonnes	%	9.6%					0.0%	0.0%	0.0%	0.0%	0.0%	0.0%	0.0%	0.0%	0.0%	0.0%	0.0%
Gold	gpt	0.41					-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Copper	%	0.06					-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Silver	gpt	1.16					-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Combined Tail Assay - Weighted																	
Gold							0.029	0.037	0.040	0.041	0.039	0.034	0.041	0.037	0.042	0.041	0.036
Copper							0.005	0.005	0.005	0.005	0.005	0.005	0.005	0.005	0.005	0.005	0.005
Silver							0.027	0.053	0.061	0.066	0.058	0.045	0.072	0.062	0.097	0.121	0.119
Combined Recovery																	
Gold							91.9%	92.8%	89.6%	90.3%	92.8%	95.3%	93.4%	95.6%	93.2%	91.7%	93.6%
Copper							91.5%	89.1%	88.3%	89.8%	91.6%	93.7%	92.5%	94.6%	93.7%	92.4%	92.0%
Silver							97.8%	94.8%	92.9%	92.9%	94.7%	96.4%	93.3%	95.1%	90.7%	86.6%	89.0%
Recovered Metals																	
Gold		New															
Total Gold Recovered	ounces	5,580,993					7,644	199,072	201,386	226,889	295,223	404,880	343,275	468,850	342,261	265,546	307,642
Gravity Percentage	%	28.3%					0.0%	0.0%	28.3%	27.8%	28.5%	30.1%	28.2%	30.1%	29.5%	32.0%	34.9%
Gold - Dore	ounces	1,694,574					-	-	56,924	62,980	84,212	122,029	96,832	140,924	100,992	85,075	107,335
Gold - Concentrate	ounces	3,886,418					7,644	199,072	144,463	163,909	211,011	282,852	246,444	327,926	241,269	180,472	200,307
Copper																	
Copper Recovered	tonnes	201,622					386	5,155	6,693	7,788	9,725	13,497	10,877	15,786	13,173	10,704	10,225
	pounds	444,495,765					851,559	11,364,162	14,755,542	17,169,763	21,440,096	29,755,662	23,979,087	34,802,759	29,041,280	23,598,576	22,541,763
Silver																	
Total Silver Recovered	ounces	11,168,597					27,538	399,688	464,584	505,979	615,129	694,227	586,130	708,265	557,358	457,916	564,171
Gravity Percentage	%	3.4%					0.0%	0.0%	3.4%	3.4%	3.4%	3.6%	3.4%	3.6%	3.5%	3.8%	4.1%
Silver - Dore	ounces	404,355					-	-	15,848	16,969	21,163	25,146	19,924	25,528	19,658	17,349	23,124
Silver - Concentrate	ounces	10,764,242					27,538	399,688	448,736	489,010	593,966	669,081	566,206	682,738	537,700	440,566	541,046
Total																	
Gold - Dore	ounces	1,694,574			-	-	-	-	56,924	62,980	84,212	122,029	96,832	140,924	100,992	85,075	107,335
Gold - Flotation	ounces	3,886,418			-	-	7,644	199,072	144,463	163,909	211,011	282,852	246,444	327,926	241,269	180,472	200,307
Gold Total	*ounces*	*5,580,993*			-	-	*7,644*	*199,072*	*201,386*	*226,889*	*295,223*	*404,880*	*343,275*	*468,850*	*342,261*	*265,546*	*307,642*
Copper	pounds	444,495,765			-	-	851,559	11,364,162	14,755,542	17,169,763	21,440,096	29,755,662	23,979,087	34,802,759	29,041,280	23,598,576	22,541,763
Silver - Dore	ounces	404,355			-	-	-	-	15,848	16,969	21,163	25,146	19,924	25,528	19,658	17,349	23,124
Silver - Concentrate	ounces	10,764,242			-	-	27,538	399,688	448,736	489,010	593,966	669,081	566,206	682,738	537,700	440,566	541,046
Silver Total	*ounces*	*11,168,597*			-	-	*27,538*	*399,688*	*464,584*	*505,979*	*615,129*	*694,227*	*586,130*	*708,265*	*557,358*	*457,916*	*564,171*
Concentrate Yield		%					0.40	0.40	0.40	0.40	0.40	0.40	0.40	0.40	0.40	0.40	0.40
Cu Concentrate (DMT) - Grades	DMT	1,518,074					2,857	51,429	73,000	73,000	73,000	73,000	73,000	73,000	73,000	73,000	73,000
Gold	g/DMT	79.6					83.2	120.4	61.6	69.8	89.9	120.5	105.0	139.7	102.8	76.9	85.3
Copper	%	13.3%					13.5%	10.0%	9.2%	10.7%	13.3%	18.5%	14.9%	21.6%	18.0%	14.7%	14.0%
Silver	g/DMT	228.8					299.8	241.7	191.2	208.4	253.1	285.1	241.2	290.9	229.1	187.7	230.5
Cu Concentrate (WMT)	WMT	1,650,080					3,106	55,901	79,348	79,348	79,348	79,348	79,348	79,348	79,348	79,348	79,348
Cu Concentrate Delivered to Smelter (less losses)	DMT	1,510,483					2,843	51,171	72,635	72,635	72,635	72,635	72,635	72,635	72,635	72,635	72,635
Cu Concentrate Payables																	
Copper payables	%						96.6%	96.6%	96.6%	96.6%	96.6%	96.6%	96.6%	96.6%	96.6%	96.6%	96.6%
Min Deduction	unit						1.5	1.5	1.5	1.5	1.5	1.2	1.4	1.1	1.2	1.4	1.4
Gold	ounces	3,694,463	95.1%				7,274	190,890	136,289	155,250	201,180	271,231	235,730	315,184	230,685	171,401	190,743
Copper	pounds	381,771,951	85.9%				727,685	9,288,322	11,862,392	14,182,890	18,287,443	26,744,253	20,882,555	31,750,103	26,057,604	20,516,816	19,501,030
Silver	ounces	9,446,983	84.6%				24,805	353,842	387,793	426,664	527,962	600,459	501,169	613,640	473,657	379,908	476,887
Dore Payables																	
Gold	ounces	1,694,151	100.0%				-	-	56,909	62,965	84,191	121,998	96,808	140,889	100,967	85,053	107,308
Silver	ounces	404,355	100.0%				-	-	15,848	16,969	21,163	25,146	19,924	25,528	19,658	17,349	23,124

Tableau -2214 : Flux de trésorerie détaillé – Calculs de la production de l'usine (année 11 à 29)

		Total	Year 11	Year 12	Year 13	Year 14	Year 15	Year 16	Year 17	Year 18	Year 19	Year 20	Year 21	Year 22	Year 23	Year 24	Year 25	Year 26	Year 27	Year 28	Year 29
Mill Production																					
Total Mill Feed	tonnes	379,518,417	18,250,000	18,250,000	18,250,000	18,250,000	18,250,000	18,250,000	18,250,000	18,250,000	18,250,000	18,250,000	18,250,000	946,993	-	-	-	-	-	-	-
Gold	gpt	0.493	0.61	0.37	0.44	0.50	0.34	0.33	0.35	0.59	0.46	0.38	0.29	0.19	-	-	-	-	-	-	-
Copper	%	0.058	0.06	0.06	0.05	0.05	0.03	0.04	0.05	0.07	0.06	0.06	0.04	0.04	-	-	-	-	-	-	-
Silver	gpt	0.996	1.01	0.80	0.89	1.03	0.76	0.79	0.92	1.27	1.14	1.16	0.65	0.60	-	-	-	-	-	-	-
87 Pit Feed	**tonnes**	**166,084,772**	**-**	**2,600,113**	**4,226,055**	**9,390,568**	**12,429,578**	**13,543,972**	**11,616,256**	**13,243,469**	**5,284,808**	**894,838**	**3,431,153**	**276,804**	**-**	**-**	**-**	**-**	**-**	**-**	**-**
Percentage of feed tonnes	%	43.8%	0.0%	14.2%	23.2%	51.5%	68.1%	74.2%	63.7%	72.6%	29.0%	4.9%	18.8%	29.2%	0.0%	0.0%	0.0%	0.0%	0.0%	0.0%	0.0%
Gold	gpt	0.55	-	0.32	0.42	0.44	0.39	0.37	0.45	0.67	0.74	0.19	0.19	0.19	-	-	-	-	-	-	-
Copper	%	0.06	-	0.05	0.05	0.04	0.03	0.04	0.06	0.08	0.08	0.03	0.03	0.03	-	-	-	-	-	-	-
Silver	gpt	1.119	-	0.89	1.05	0.99	0.82	0.86	1.11	1.30	1.32	0.62	0.62	0.62	-	-	-	-	-	-	-
J Pit	**tonnes**	**125,164,622**	**18,250,000**	**14,716,732**	**13,608,403**	**8,859,432**	**4,752,619**	**3,701,066**	**5,217,122**	**498,969**	**2,074,211**	**1,703,147**	**6,530,523**	**526,842**	**-**	**-**	**-**	**-**	**-**	**-**	**-**
Percentage of feed tonnes	%	33.0%	100.0%	80.6%	74.6%	48.5%	26.0%	20.3%	28.6%	2.7%	11.4%	9.3%	35.8%	55.6%	0.0%	0.0%	0.0%	0.0%	0.0%	0.0%	0.0%
Gold	gpt	0.44	0.61	0.38	0.45	0.56	0.24	0.18	0.18	0.18	0.18	0.18	0.18	0.18	-	-	-	-	-	-	-
Copper	%	0.06	0.06	0.06	0.06	0.06	0.04	0.04	0.04	0.04	0.04	0.04	0.04	0.04	-	-	-	-	-	-	-
Silver	gpt	0.883	1.01	0.79	0.85	1.08	0.63	0.58	0.58	0.58	0.58	0.58	0.58	0.58	-	-	-	-	-	-	-
SW Pit	**tonnes**	**51,864,267**	**-**	**933,155**	**415,542**	**-**	**1,067,803**	**1,004,962**	**1,416,621**	**135,487**	**563,217**	**462,461**	**1,773,253**	**143,055**	**-**	**-**	**-**	**-**	**-**	**-**	**-**
Percentage of feed tonnes	%	13.7%	0.0%	5.1%	2.3%	0.0%	5.9%	5.5%	7.8%	0.7%	3.1%	2.5%	9.7%	15.1%	0.0%	0.0%	0.0%	0.0%	0.0%	0.0%	0.0%
Gold	gpt	0.49	-	0.28	0.28	-	0.23	0.23	0.23	0.23	0.23	0.23	0.23	0.23	-	-	-	-	-	-	-
Copper	%	0.05	-	0.04	0.04	-	0.03	0.03	0.03	0.03	0.03	0.03	0.03	0.03	-	-	-	-	-	-	-
Silver	gpt	0.758	-	0.65	0.65	-	0.60	0.60	0.60	0.60	0.60	0.60	0.60	0.60	-	-	-	-	-	-	-
X22 Pit	**tonnes**	**36,404,756**	**-**	**-**	**-**	**-**	**-**	**-**	**-**	**4,372,075**	**10,327,764**	**15,189,554**	**6,515,071**	**292**	**-**	**-**	**-**	**-**	**-**	**-**	**-**
Percentage of feed tonnes	%	9.6%	0.0%	0.0%	0.0%	0.0%	0.0%	0.0%	0.0%	24.0%	56.6%	83.2%	35.7%	0.0%	0.0%	0.0%	0.0%	0.0%	0.0%	0.0%	0.0%
Gold	gpt	0.41	-	-	-	-	-	-	-	0.39	0.38	0.41	0.47	0.20	-	-	-	-	-	-	-
Copper	%	0.06	-	-	-	-	-	-	-	0.05	0.06	0.06	0.05	0.01	-	-	-	-	-	-	-
Silver	gpt	1.16	-	-	-	-	-	-	-	1.29	1.20	1.27	0.74	0.32	-	-	-	-	-	-	-
Combined Tail Assay - Weighted																					
Gold			0.036	0.036	0.035	0.032	0.033	0.032	0.034	0.030	0.031	0.030	0.034	0.038	-	-	-	-	-	-	-
Copper			0.005	0.005	0.005	0.005	0.005	0.005	0.005	0.005	0.004	0.003	0.004	0.005	-	-	-	-	-	-	-
Silver			0.119	0.106	0.098	0.072	0.057	0.052	0.061	0.052	0.092	0.113	0.102	0.094	-	-	-	-	-	-	-
Combined Recovery																					
Gold			94.1%	90.1%	92.1%	93.5%	90.4%	90.1%	90.5%	95.0%	93.3%	92.1%	88.2%	80.4%	0.0%	0.0%	0.0%	0.0%	0.0%	0.0%	0.0%
Copper			92.1%	91.5%	90.9%	90.0%	85.6%	88.0%	90.4%	93.6%	93.5%	94.2%	89.5%	86.5%	0.0%	0.0%	0.0%	0.0%	0.0%	0.0%	0.0%
Silver			88.3%	86.7%	89.0%	93.0%	92.4%	93.5%	93.3%	95.9%	92.0%	90.2%	84.2%	84.3%	0.0%	0.0%	0.0%	0.0%	0.0%	0.0%	0.0%
Recovered Metals																					
Gold		New																			
Total Gold Recovered	ounces	5,580,993	335,225	193,120	237,087	272,712	181,240	173,072	187,827	328,946	249,200	203,974	151,195	4,726	-	-	-	-	-	-	-
Gravity Percentage	%	28.3%	34.9%	33.7%	33.8%	33.3%	31.9%	31.8%	31.8%	32.5%	33.5%	34.4%	33.0%	31.9%	0.0%	0.0%	0.0%	0.0%	0.0%	0.0%	0.0%
Gold - Dore	ounces	1,694,574	116,958	65,136	80,217	90,659	57,822	54,960	59,696	106,795	83,575	70,133	49,815	1,506	-	-	-	-	-	-	-
Gold - Concentrate	ounces	3,886,418	218,266	127,984	156,870	182,053	123,418	118,112	128,131	222,152	165,625	133,842	101,380	3,220	-	-	-	-	-	-	-
Copper																					
Copper Recovered	tonnes	201,622	10,491	9,614	8,994	8,146	5,391	6,623	8,518	12,193	10,429	10,266	6,648	297	-	-	-	-	-	-	-
	pounds	444,495,765	23,127,893	21,194,432	19,827,588	17,959,732	11,886,021	14,601,347	18,779,593	26,881,316	22,992,103	22,632,789	14,656,945	655,759	-	-	-	-	-	-	-
Silver																					
Total Silver Recovered	ounces	11,168,597	525,956	405,514	464,954	562,893	410,816	433,868	502,988	714,739	617,416	613,834	319,324	15,310	-	-	-	-	-	-	-
Gravity Percentage	%	3.4%	4.1%	4.0%	4.0%	3.9%	3.8%	3.8%	3.8%	3.9%	4.0%	4.0%	3.9%	3.8%	0.0%	0.0%	0.0%	0.0%	0.0%	0.0%	0.0%
Silver - Dore	ounces	404,355	21,558	16,137	18,576	22,203	15,639	16,459	19,071	27,660	24,485	24,836	12,443	579	-	-	-	-	-	-	-
Silver - Concentrate	ounces	10,764,242	504,398	389,377	446,378	540,690	395,177	417,409	483,917	687,079	592,931	588,998	306,881	14,731	-	-	-	-	-	-	-
Total																					
Gold - Dore	ounces	1,694,574	116,958	65,136	80,217	90,659	57,822	54,960	59,696	106,795	83,575	70,133	49,815	1,506	-	-	-	-	-	-	-
Gold - Flotation	ounces	3,886,418	218,266	127,984	156,870	182,053	123,418	118,112	128,131	222,152	165,625	133,842	101,380	3,220	-	-	-	-	-	-	-
Gold Total	*ounces*	*5,580,993*	*335,225*	*193,120*	*237,087*	*272,712*	*181,240*	*173,072*	*187,827*	*328,946*	*249,200*	*203,974*	*151,195*	*4,726*	-	-	-	-	-	-	-
Copper	pounds	444,495,765	23,127,893	21,194,432	19,827,588	17,959,732	11,886,021	14,601,347	18,779,593	26,881,316	22,992,103	22,632,789	14,656,945	655,759	-	-	-	-	-	-	-
Silver - Dore	ounces	404,355	21,558	16,137	18,576	22,203	15,639	16,459	19,071	27,660	24,485	24,836	12,443	579	-	-	-	-	-	-	-
Silver - Concentrate	ounces	10,764,242	504,398	389,377	446,378	540,690	395,177	417,409	483,917	687,079	592,931	588,998	306,881	14,731	-	-	-	-	-	-	-
Silver Total	*ounces*	*11,168,597*	*525,956*	*405,514*	*464,954*	*562,893*	*410,816*	*433,868*	*502,988*	*714,739*	*617,416*	*613,834*	*319,324*	*15,310*	-	-	-	-	-	-	-
Concentrate Yield		%	0.40	0.40	0.40	0.40	0.40	0.40	0.40	0.40	0.40	0.40	0.40	0.40	-	-	-	-	-	-	-
Cu Concentrate (DMT) - Grades	DMT	1,518,074	73,000	73,000	73,000	73,000	73,000	73,000	73,000	73,000	73,000	73,000	73,000	3,788	-	-	-	-	-	-	-
Gold	g/DMT	79.6	93.0	54.5	66.8	77.6	52.6	50.3	54.6	94.7	70.6	57.0	43.2	26.4	-	-	-	-	-	-	-
Copper	%	13.3%	14.4%	13.2%	12.3%	11.2%	7.4%	9.1%	11.7%	16.7%	14.3%	14.1%	9.1%	7.9%	0.0%	0.0%	0.0%	0.0%	0.0%	0.0%	0.0%
Silver	g/DMT	228.8	214.9	165.9	190.2	230.4	168.4	177.8	206.2	292.7	252.6	251.0	130.8	121.0	-	-	-	-	-	-	-
Cu Concentrate (WMT)	WMT	1,650,080	79,348	79,348	79,348	79,348	79,348	79,348	79,348	79,348	79,348	79,348	79,348	4,117	-	-	-	-	-	-	-
Cu Concentrate Delivered to Smelter (less losses)	DMT	1,510,483	72,635	72,635	72,635	72,635	72,635	72,635	72,635	72,635	72,635	72,635	72,635	3,769	-	-	-	-	-	-	-
Cu Concentrate Payables																					
Copper payables	%		96.6%	96.6%	96.6%	96.6%	96.6%	96.6%	96.6%	96.6%	96.6%	96.6%	96.6%	96.6%	0.0%	0.0%	0.0%	0.0%	0.0%	0.0%	0.0%
Min Deduction	unit		1.4	1.5	1.5	1.5	1.5	1.5	1.5	1.3	1.4	1.4	1.5	1.5	-	-	-	-	-	-	-
Gold	ounces	3,694,463	208,254	120,220	148,386	172,943	115,768	110,594	120,363	212,043	156,923	125,932	94,278	2,902	-	-	-	-	-	-	-
Copper	pounds	381,771,951	20,064,406	18,051,316	16,737,534	14,942,191	9,104,269	11,714,183	15,730,224	23,826,804	19,933,887	19,588,522	11,767,623	509,900	-	-	-	-	-	-	-
Silver	ounces	9,446,983	441,516	330,503	385,518	476,543	336,101	357,558	421,748	617,830	526,963	523,167	250,882	11,866	-	-	-	-	-	-	-
Dore Payables																					
Gold	ounces	1,694,151	116,929	65,120	80,197	90,636	57,807	54,947	59,681	106,768	83,554	70,115	49,803	1,506	-	-	-	-	-	-	-
Silver	ounces	404,355	21,558	16,137	18,576	22,203	15,639	16,459	19,071	27,660	24,485	24,836	12,443	579	-	-	-	-	-	-	-

Tableau -2215 : Flux de trésorerie détaillé – Calculs des coûts et des revenus (année 3 à année 10)

		Total			Year -3	Year -2	Year -1	Year 1	Year 2	Year 3	Year 4	Year 5	Year 6	Year 7	Year 8	Year 9	Year 10
Mine Production					Year -3	Year -2	Year -1	Year 1	Year 2	Year 3	Year 4	Year 5	Year 6	Year 7	Year 8	Year 9	Year 10
Open Pit		379,518,417															
Mil Feed																	
Feed to Mill	tonnes	310,275,879			-	-	714,286	6,936,336	13,946,020	16,323,867	18,169,880	18,250,000	17,539,633	18,250,000	17,714,814	18,250,000	18,250,000
Feed to Stockpile	tonnes	69,242,538			-	628,684	6,155,276	5,820,662	2,845,968	168,402	2,681,424	5,461,920	3,806,666	8,036,707	3,973,895	5,906,577	8,051,738
Stockpile to Mill	tonnes	69,242,538			-	-	-	5,920,806	4,303,976	1,926,133	80,120	-	710,367	-	535,186	-	-
Waste	tonnes	1,170,910,012			-	9,718,464	46,633,594	67,243,006	63,224,526	63,507,731	59,148,696	62,280,993	65,504,914	60,564,506	65,162,503	55,843,423	53,698,262
Total Material	tonnes	1,619,670,967			-	10,347,148	53,503,156	85,920,810	84,320,490	81,926,133	80,080,120	85,992,913	87,561,580	86,851,213	87,386,398	80,000,000	80,000,000
Strip Ratio		3.09			-	-	65.29	5.23	3.46	3.48	3.24	3.41	3.59	3.32	3.57	3.06	2.94
Underground																	
Feed to Mill	tonnes	-													-	-	-
Operating Cost			$/t feed	$/t mined													
Open Pit Mining	dollars	4,394,463,668	11.58	2.96	Prestripping capitalized			211,872,554	232,562,093	232,905,906	238,454,257	228,589,135	230,164,829	235,403,732	232,660,885	214,946,962	206,319,455
Underground Mining	dollars	0	0.00														
Processing	dollars	2,139,398,159	5.64		-	-	3,971,430	71,485,710	102,929,977	102,930,000	102,930,000	102,930,000	102,930,000	102,930,000	102,930,000	102,930,000	102,930,000
G&A	dollars	430,496,997	1.13		Construction Indirects			21,216,713	21,630,332	21,991,630	22,358,135	22,636,443	20,335,182	20,126,656	19,812,528	19,807,890	19,436,941
Concentrate Trucking	dollars	119,630,805	0.32		-	-	225,155	4,052,795	5,752,716	5,752,717	5,752,717	5,752,717	5,752,717	5,752,717	5,752,717	5,752,717	5,752,717
Port Costs	dollars	33,001,601	0.09		-	-	62,112	1,118,012	1,586,956	1,586,957	1,586,957	1,586,957	1,586,957	1,586,957	1,586,957	1,586,957	1,586,957
Shipping to Smelter	dollars	107,255,205	0.28		-	-	201,863	3,633,540	5,157,608	5,157,609	5,157,609	5,157,609	5,157,609	5,157,609	5,157,609	5,157,609	5,157,609
Subtotal Operating	dollars	7,224,246,436			-	-	4,460,561	313,379,324	369,619,681	370,324,819	376,239,674	366,652,860	365,927,293	370,957,671	367,900,696	350,182,135	341,183,678
Capital Cost																	
Open Pit Mining	dollars	357,606,918			0	82,235,404	176,109,478	10,359,817	14,987,640	3,150,771	3,457,636	5,203,887	5,075,445	3,243,111	2,899,821	3,435,756	1,494,305
Underground Mining	dollars	0			0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
Processing	dollars	458,100,024			3,439,438	167,838,147	271,678,323	8,010,154	4,864,141	0	2,269,822	0	0	0	0	0	0
Infrastructure	dollars	128,000,502			9,755,351	25,812,774	64,726,782	9,672,739	3,751,334	741,844	1,792,519	1,247,168	1,253,485	721,101	1,137,932	392,724	538,058
Environment Costs	dollars	78,178,438			0	0	10,745,313	2,149,063	2,149,063	2,149,063	2,149,063	2,149,063	2,149,063	2,149,063	2,149,063	2,149,063	2,149,063
Indirect	dollars	223,422,556			25,049,807	84,936,764	62,982,326	30,915,793	5,356,627	0	684	5,555,556	0	0	0	0	0
Contingency	dollars	105,875,790			3,947,293	35,935,709	49,420,601	5,307,102	2,723,542	82,782	422,153	1,264,440	152,153	78,678	120,769	39,272	59,619
Subtotal Capital	dollars	1,351,184,228			42,191,889	396,758,798	635,662,822	66,414,667	33,832,346	6,124,460	10,091,876	15,420,113	8,630,146	6,191,953	6,307,584	6,016,815	4,241,044
Revenue (after smelting, refining, payables, etc)			$USD/DMT														
Copper Concentrate																	
Gold	dollars	7,278,091,326	$ 4,818		-	-	14,330,280	376,053,384	268,488,500	305,842,987	396,323,936	534,326,031	464,388,185	620,911,877	454,448,685	337,659,623	375,762,756
Copper	dollars	1,400,472,748	$ 927		-	-	2,672,193	32,962,304	41,536,390	50,755,727	67,063,114	100,662,021	77,373,495	120,550,264	97,933,964	75,920,416	71,884,698
Silver	dollars	212,557,107	$ 141		-	-	558,117	7,961,454	8,725,350	9,599,943	11,879,139	13,510,327	11,276,314	13,806,899	10,657,283	8,547,935	10,729,953
Subtotal Copper Concentrate Revenue	dollars	8,891,121,181	$ 5,886		-	-	17,560,590	416,977,142	318,750,240	366,198,657	475,266,189	648,498,378	553,037,994	755,269,039	563,039,932	422,127,973	458,377,407
Dore																	
Gold	dollars	3,344,253,667			-	-	-	-	112,339,227	124,292,422	166,192,944	240,824,389	191,098,118	278,114,101	199,308,072	167,895,161	211,826,171
Silver	dollars	9,037,336			-	-	-	-	354,197	379,258	473,003	562,013	445,298	570,547	439,358	387,759	516,823
Royalties																	
Gold	dollars	106,223,450			-	-	143,303	3,760,534	3,808,277	4,301,354	5,625,169	7,751,504	6,554,863	8,990,260	6,537,568	5,055,548	5,875,889
Copper	dollars	14,004,727			-	-	26,722	329,623	415,364	507,557	670,631	1,006,620	773,735	1,205,503	979,340	759,204	718,847
Silver	dollars	2,215,944			-	-	5,581	79,615	90,795	99,792	123,521	140,723	117,216	143,774	110,966	89,357	112,468
Total Royalties	dollars	122,444,122			-	-	175,606	4,169,771	4,314,437	4,908,703	6,419,321	8,898,848	7,445,814	10,339,537	7,627,874	5,904,109	6,707,204
Total Project Revenue	**dollars**	**$ 12,121,968,062**			-	-	**17,384,984**	**412,807,371**	**427,129,228**	**485,961,635**	**635,512,815**	**880,985,932**	**737,135,595**	**1,023,614,151**	**755,159,488**	**584,506,784**	**664,013,197**
Pre-Tax Cashflow																	
Operating Cost	dollars	7,224,246,436			-	-	4,460,561	313,379,324	369,619,681	370,324,819	376,239,674	366,652,860	365,927,293	370,957,671	367,900,696	350,182,135	341,183,678
Capital Cost	dollars	1,351,184,228			42,191,889	396,758,798	635,662,822	66,414,667	33,832,346	6,124,460	10,091,876	15,420,113	8,630,146	6,191,953	6,307,584	6,016,815	4,241,044
Revenue	dollars	12,121,968,062			-	-	17,384,984	412,807,371	427,129,228	485,961,635	635,512,815	880,985,932	737,135,595	1,023,614,151	755,159,488	584,506,784	664,013,197
Pre-Tax Cashflow	dollars	3,546,537,398			-42,191,889	-396,758,798	-622,738,399	33,013,380	23,677,200	109,512,356	249,181,265	498,912,960	362,578,156	646,464,527	380,951,208	228,307,834	318,588,475
Pre-Tax Cumulative Cashflow	dollars				-42,191,889	-438,950,687	-1,061,689,086	-1,028,675,706	-1,004,998,507	-895,486,151	-646,304,886	-147,391,927	215,186,229	861,650,757	1,242,601,965	1,470,909,798	1,789,498,273
Post-Tax Cashflow																	
Quebec Taxes	dollars	909,721,086			-	-	17,561	416,977	431,444	490,870	5,475,635	32,750,602	75,804,585	171,933,343	91,512,415	49,573,340	75,289,134
Federal Taxes	dollars	432,258,881			-	-	-	-	-	-	-	-	30,035,614	74,210,137	44,487,684	26,877,644	38,449,429
Total Tax	dollars	1,341,979,967	**37.8%**		-	-	17,561	416,977	431,444	490,870	5,475,635	32,750,602	105,840,200	246,143,480	136,000,098	76,450,984	113,738,563
Post-Tax Cashflow	dollars	2,204,557,431			-42,191,889	-396,758,798	-622,755,960	32,596,402	23,245,756	109,021,485	243,705,630	466,162,358	256,737,957	400,321,047	244,951,110	151,856,850	204,849,911
Post-Tax Cumulative Cashflow	dollars				-42,191,889	-438,950,687	-1,061,706,647	-1,029,110,244	-1,005,864,488	-896,843,003	-653,137,373	-186,975,015	69,762,942	470,083,989	715,035,098	866,891,948	1,071,741,860

		Pre-Tax	Post Tax
NPV (millions) @	**5%**	$1,564	$885
Payback Period	**years**	5.4	5.7
Mine Life	**years**	21.1	
IRR	**%**	18.1%	14.0%

Tableau -2216 : Flux de trésorerie détaillé – Calculs des coûts et des revenus (année 11 – année 29)

		Total		Year 11	Year 12	Year 13	Year 14	Year 15	Year 16	Year 17	Year 18	Year 19	Year 20	Year 21	Year 22	Year 23	Year 24	Year 25	Year 26	Year 27	Year 28	Year 29
Mine Production				Year 11	Year 12	Year 13	Year 14	Year 15	Year 16	Year 17	Year 18	Year 19	Year 20	Year 21	Year 22	Year 23	Year 24	Year 25	Year 26	Year 27	Year 28	Year 29
Open Pit		379,518,417																				
Mill Feed																						
Feed to Mill	tonnes	310,275,879		18,250,000	9,739,537	14,449,578	18,238,400	11,195,169	11,603,437	8,877,968	17,353,495	14,522,777	15,189,230	6,511,453	-	-	-	-	-	-	-	-
Feed to Stockpile	tonnes	69,242,538		7,888,656	3,230,642	3,474,875	1,053,338	37,833	9,068	3,584	2,389	1,667	2,566	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Stockpile to Mill	tonnes	69,242,538		-	8,510,463	3,800,422	11,600	7,054,831	6,646,563	9,372,032	896,505	3,727,223	3,060,770	11,738,547	946,993	-	-	-	-	-	-	-
Waste	tonnes	1,170,910,012		52,875,037	62,029,822	60,228,137	56,061,746	50,904,580	49,185,784	36,570,132	51,460,491	45,889,201	24,809,130	8,365,337	-	-	-	-	-	-	-	-
Total Material	tonnes	1,619,670,967		79,013,693	83,510,463	81,953,011	75,365,085	69,192,413	67,444,852	54,823,715	69,712,880	64,140,868	43,061,697	26,615,337	946,993	-	-	-	-	-	-	-
Strip Ratio		3.09		2.90	3.40	3.30	3.07	2.79	2.70	2.00	2.82	2.51	1.36	0.46	-	-	-	-	-	-	-	-
Underground																						
Feed to Mill	tonnes	-		-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Operating Cost			$/t feed																			
Open Pit Mining	dollars	4,394,463,668	11.58	209,124,412	198,085,987	239,968,728	236,603,438	228,552,693	257,700,025	214,164,267	210,719,041	156,937,455	116,880,001	58,269,304	3,578,511	0	0	0	0	0	0	0
Underground Mining	dollars	0	0.00																			
Processing	dollars	2,139,398,159	5.64	102,930,000	102,930,000	102,930,000	102,930,000	102,930,000	102,930,000	102,930,000	102,930,000	102,930,000	102,930,000	102,930,000	5,341,042	-	-	-	-	-	-	-
G&A	dollars	430,496,997	1.13	19,923,921	19,583,459	19,882,650	19,904,681	18,796,615	19,328,835	18,713,131	19,138,759	18,201,429	17,499,215	15,926,032	14,245,820	0	0	0	0	0	0	0
Concentrate Trucking	dollars	119,630,805	0.32	5,752,717	5,752,717	5,752,717	5,752,717	5,752,717	5,752,717	5,752,717	5,752,717	5,752,717	5,752,717	5,752,717	298,509	-	-	-	-	-	-	-
Port Costs	dollars	33,001,601	0.09	1,586,957	1,586,957	1,586,957	1,586,957	1,586,957	1,586,957	1,586,957	1,586,957	1,586,957	1,586,957	1,586,957	82,347	-	-	-	-	-	-	-
Shipping to Smelter	dollars	107,255,205	0.28	5,157,609	5,157,609	5,157,609	5,157,609	5,157,609	5,157,609	5,157,609	5,157,609	5,157,609	5,157,609	5,157,609	267,629	-	-	-	-	-	-	-
Subtotal Operating	dollars	7,224,246,436		344,475,616	333,096,729	375,278,660	371,935,401	362,776,591	392,456,143	348,304,681	345,285,082	290,566,167	249,806,498	189,622,618	23,813,858	-	-	-	-	-	-	-
Capital Cost																						
Open Pit Mining	dollars	357,606,918		5,138,573	9,224,482	11,764,221	6,505,587	3,534,544	1,289,576	5,388,159	1,804,776	897,661	406,267	0	0	0	0	0	0	0	0	0
Underground Mining	dollars	0		0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
Processing	dollars	458,100,024		0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
Infrastructure	dollars	128,000,502		538,058	538,058	538,058	538,058	538,058	538,058	538,058	538,058	538,058	538,058	538,058	538,058	0	0	0	0	0	0	0
Environment Costs	dollars	78,178,438		2,149,063	2,149,063	2,149,063	2,149,063	2,149,063	2,149,063	2,149,063	2,149,063	2,149,063	2,149,063	2,149,063	2,149,063	-1,408,750	2,875,000	2,875,000	2,875,000	2,875,000	2,875,000	7,187,500
Indirect	dollars	223,422,556		0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	2,156,250	862,500	862,500	862,500	862,500	862,500	2,156,250
Contingency	dollars	105,875,790		59,619	59,619	59,619	59,619	59,619	59,619	59,619	59,619	59,619	59,619	59,619	59,619	1,401,563	560,625	560,625	560,625	560,625	560,625	1,401,563
Subtotal Capital	dollars	1,351,184,228		7,885,312	11,971,221	14,510,960	9,252,326	6,281,283	4,036,315	8,134,898	4,551,515	3,644,400	3,153,007	2,746,739	2,746,739	2,149,063	4,298,125	4,298,125	4,298,125	4,298,125	4,298,125	10,745,313
Revenue (after smelting, refining, payables, etc)			$USD/DMT																			
Copper Concentrate																						
Gold	dollars	7,278,091,326	$ 4,818	410,261,218	236,833,273	292,321,097	340,696,951	228,062,030	217,869,680	237,115,772	417,724,502	309,139,162	248,085,867	185,727,749	5,717,781	-	-	-	-	-	-	-
Copper	dollars	1,400,472,748	$ 927	74,122,989	66,124,985	60,905,328	53,772,429	30,578,366	40,947,555	56,903,284	89,070,996	73,604,438	72,232,304	41,159,870	1,735,617	-	-	-	-	-	-	-
Silver	dollars	212,557,107	$ 141	9,934,102	7,436,325	8,674,153	10,722,213	7,562,266	8,045,052	9,489,333	13,901,169	11,856,673	11,771,269	5,644,848	266,993	-	-	-	-	-	-	-
Subtotal Copper Concentrate Revenue	dollars	8,891,121,181	$ 5,886	494,318,309	310,394,583	361,900,579	405,191,593	266,202,662	266,862,287	303,508,390	520,696,668	394,600,272	332,089,439	232,532,467	7,720,391	-	-	-	-	-	-	-
Dore																						
Gold	dollars	3,344,253,667		230,818,018	128,546,743	158,309,748	178,915,694	114,111,898	108,464,542	117,810,389	210,759,747	164,936,015	138,407,296	98,310,195	2,972,775	-	-	-	-	-	-	-
Silver	dollars	9,037,336		481,815	360,660	415,168	496,238	349,527	367,866	426,229	618,210	547,229	555,088	278,102	12,950	-	-	-	-	-	-	-
Royalties																						
Gold	dollars	106,223,450		6,410,792	3,653,800	4,506,308	5,196,126	3,421,739	3,263,342	3,549,262	6,284,842	4,740,752	3,864,932	2,840,379	86,906	-	-	-	-	-	-	-
Copper	dollars	14,004,727		741,230	661,250	609,053	537,724	305,784	409,476	569,033	890,710	736,044	722,323	411,599	17,356	-	-	-	-	-	-	-
Silver	dollars	2,215,944		104,159	77,970	90,893	112,185	79,118	84,129	99,156	145,194	124,039	123,264	59,230	2,799	-	-	-	-	-	-	-
Total Royalties	dollars	122,444,122		7,256,181	4,393,020	5,206,255	5,846,035	3,806,641	3,756,947	4,217,450	7,320,746	5,600,835	4,710,518	3,311,208	107,061	-	-	-	-	-	-	-
Total Project Revenue	**dollars**	**$ 12,121,968,062**		**718,361,961**	**434,908,965**	**515,419,240**	**578,757,490**	**376,857,446**	**371,937,747**	**417,527,557**	**724,753,879**	**554,482,681**	**466,341,305**	**327,809,557**	**10,599,055**	-	-	-	-	-	-	-
Pre-Tax Cashflow																						
Operating Cost	dollars	7,224,246,436		344,475,616	333,096,729	375,278,660	371,935,401	362,776,591	392,456,143	348,304,681	345,285,082	290,566,167	249,806,498	189,622,618	23,813,858	-	-	-	-	-	-	-
Capital Cost	dollars	1,351,184,228		7,885,312	11,971,221	14,510,960	9,252,326	6,281,283	4,036,315	8,134,898	4,551,515	3,644,400	3,153,007	2,746,739	2,746,739	2,149,063	4,298,125	4,298,125	4,298,125	4,298,125	4,298,125	10,745,313
Revenue	dollars	12,121,968,062		718,361,961	434,908,965	515,419,240	578,757,490	376,857,446	371,937,747	417,527,557	724,753,879	554,482,681	466,341,305	327,809,557	10,599,055	-	-	-	-	-	-	-
Pre-Tax Cashflow	dollars	3,546,537,398		366,001,033	89,841,015	125,629,619	197,569,763	7,799,572	-24,554,711	61,087,979	374,917,282	260,272,114	213,381,800	135,440,200	-15,961,542	-2,149,063	-4,298,125	-4,298,125	-4,298,125	-4,298,125	-4,298,125	-10,745,313
Pre-Tax Cumulative Cashflow	dollars			2,155,499,306	2,245,340,321	2,370,969,941	2,568,539,704	2,576,339,276	2,551,784,565	2,612,872,544	2,987,789,826	3,248,061,940	3,461,443,740	3,596,883,940	3,580,922,398	3,578,773,335	3,574,475,210	3,570,177,085	3,565,878,960	3,561,580,835	3,557,282,710	3,546,537,398
Post-Tax Cashflow																						
Quebec Taxes	dollars	909,721,086		90,673,090	16,791,765	26,589,415	40,384,951	593,321	375,695	5,290,002	93,337,409	60,796,025	47,926,708	23,256,092	10,706	-	-	-	-	-	-	-
Federal Taxes	dollars	432,258,881		45,141,910	11,862,860	16,787,342	20,622,153	209,535	-	3,939,830	47,042,717	33,164,491	27,487,668	11,939,867	-	-	-	-	-	-	-	-
Total Tax	dollars	1,341,979,967	37.8%	135,815,000	28,654,626	43,376,757	61,007,105	802,856	375,695	9,229,832	140,380,126	93,960,516	75,414,375	35,195,959	10,706	-	-	-	-	-	-	-
Post-Tax Cashflow	dollars	2,204,557,431		230,186,033	61,186,390	82,252,862	136,562,658	6,996,716	-24,930,405	51,858,147	234,537,156	166,311,598	137,967,425	100,244,240	-15,972,249	-2,149,063	-4,298,125	-4,298,125	-4,298,125	-4,298,125	-4,298,125	-10,745,313
Post-Tax Cumulative Cashflow	dollars			1,301,927,892	1,363,114,282	1,445,367,144	1,581,929,803	1,588,926,518	1,563,996,113	1,615,854,260	1,850,391,416	2,016,703,014	2,154,670,439	2,254,914,680	2,238,942,431	2,236,793,368	2,232,495,243	2,228,197,118	2,223,898,993	2,219,600,868	2,215,302,743	2,204,557,431

		Pre-Tax	Post Tax
NPV (millions) @	**5%**	$1,564	$885
Payback Period	**years**	5.4	5.7
Mine Life	**years**	21.1	
IRR	**%**	18.1%	14.0%

23 PROPRIÉTÉS ADJACENTES

Il n'y a pas de propriétés adjacentes importantes au projet aurifère Troilus.

24 AUTRES DONNÉES ET INFORMATIONS PERTINENTES

24.1 Évaluation des risques et des opportunités

Une session de travail sur les risques s'est tenue les 21 et 22 novembre 2023 dans les bureaux de Lycopodium Minerals. Y ont participé la direction de Troilus, des consultants d'AGP Mining, de WSP et de Lycopodium. L'objectif était de mettre à jour le registre des risques et opportunités existants.

24.2 Définition des objectifs

Les objectifs du projet sont définis ci-dessous :

- Santé et sécurité : atteindre ou dépasser les objectifs de sécurité. Zéro incident avec « temps perdu » pendant la construction. Concevoir un environnement d'exploitation sûr.
- Environnement : être respectueux de l'environnement et socialement responsable. Aucun incident environnemental grave, respecter toutes les exigences des permis.
- Communauté : maintenir de bonnes relations avec la communauté. Maximiser l'utilisation des ressources locales disponibles et la participation de la communauté locale. Laisser un héritage positif.
- Coût d'investissement : viser à obtenir le coût le plus bas possible sans compromettre la qualité et le calendrier. Réaliser le projet dans les limites du budget prévu.
- Qualité : Concevoir le projet de manière à ce qu'il soit adapté à son usage, facile à entretenir, convivial et sûr.
- Calendrier : respecter les dates clés.

24.3 Identification des risques

Les risques précédemment identifiés ont été examinés et évalués, et le registre des risques a été mis à jour en conséquence. Tout nouveau risque identifié a été ajouté au registre.

De plus amples détails sur les risques identifiés, leurs causes et leurs effets sont présentés dans le registre des risques figurant à l'annexe A.

24.4 Évaluation et planification des risques

Tous les risques ont été examinés et de nouveaux risques ont été identifiés. Chaque risque a été évalué selon la méthode décrite ci-dessous.

24.4.1 Évaluation

Les risques classés comme menaces ou opportunités lors de la phase d'identification sont ensuite classés de manière qualitative en fonction de la probabilité de leur survenue et de l'impact de leurs conséquences.

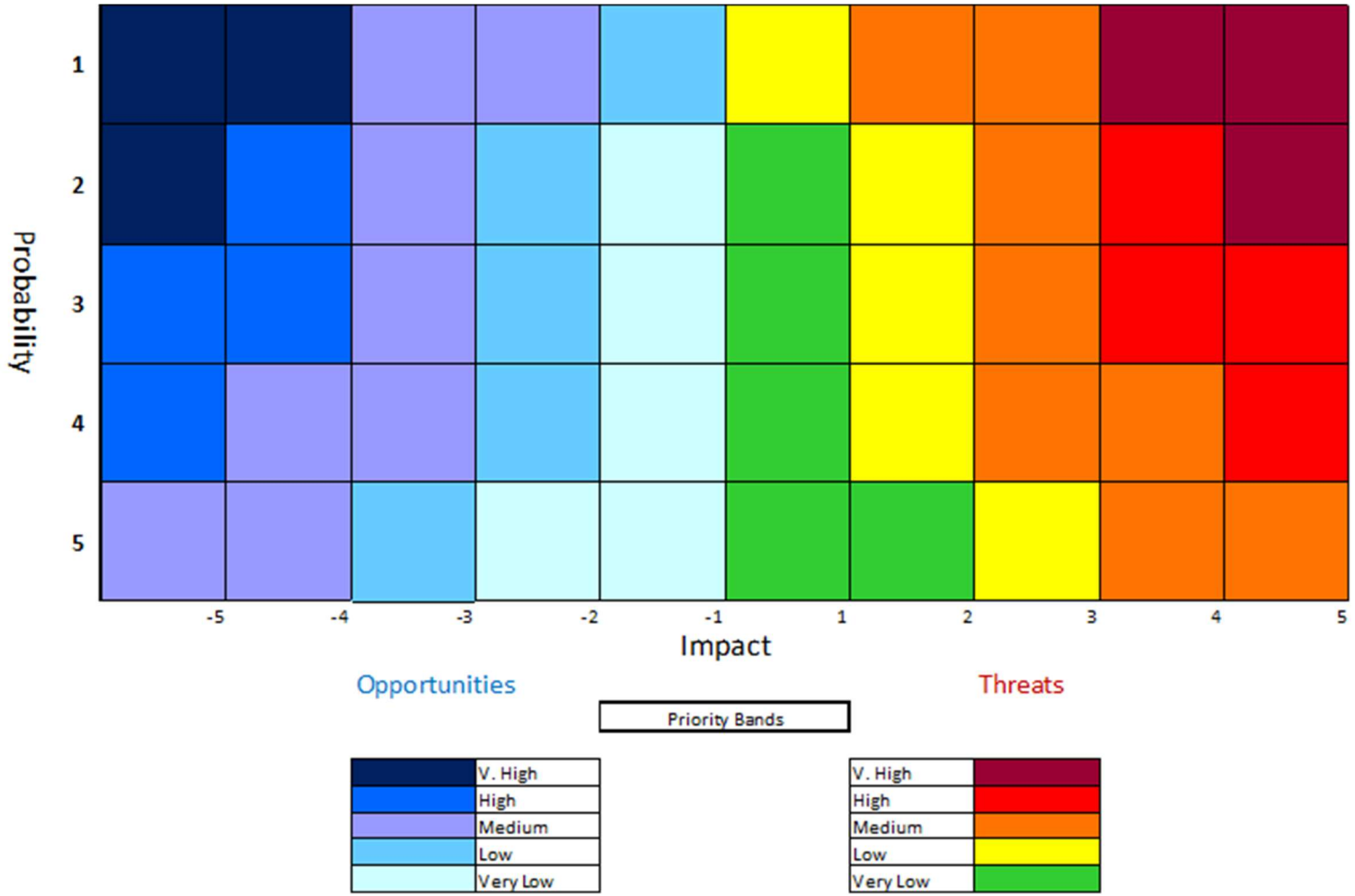
Une matrice 5 x 10 a été utilisée pour cette classification, attribuant des valeurs de 1 à 5 pour la probabilité de survenue et des valeurs de -5 à +5 pour l'impact (les nombres négatifs pour les opportunités, les nombres positifs pour les menac). Le tableau 24-1, la figure 24-1 et la figure 24-2 fournissent les orientations utilisées dans le projet pour la classification des risques.

Tableau -241 : Échelles de probabilité et d'impact

Probabilité			Impact							
			Opportunité		Coût	Temps	Menace		Coût	Coût	Définition
1	Improbable	<10	-1	Mineur			1	Insignifiant	<2 000 000	<1 mois	Incident mineur ou inefficacité sans conséquence ou presque. HSE : aucune blessure ni conséquence sur la santé – accident évité de justesse ou accident non enregistrable.
2	Pourrait se produire	10	-	Significatif			2	Marginal	2 000 000 $ - 5 000 000	1 à 3 mois	Incident mineur ou inefficacité pouvant nécessiter un examen technique et pouvant être corrigé facilement et de manière prévisible. Blessure mineure liée à la santé, la sécurité et l'environnement, sans conséquence sur la santé – cas à enregistrer, incident environnemental à signaler ou retard dans l'obtention d'un permis (1 semaine).
3	Aussi probable que non	30 – 50	-	Important			3	Grave	5 000 000 $ - 15 000 000	3 à 6 mois	Événement modéré ou inefficacité pouvant nécessiter une intervention physique, et certainement un examen technique. Blessures mineures liées à la santé, à la sécurité et à l'environnement, effets réversibles sur la santé – accident avec arrêt de travail ou maladie professionnelle, incident environnemental à signaler ayant des effets à long terme ou entraînant des retards dans l'obtention des permis (plusieurs semaines).
4	Probable	5	-	Très important			4	Critique	15 000 000 $ - $ 50 000 000	6 à 12 mois	Événement important ou inefficacité pouvant être corrigé, mais au prix d'efforts considérables. HSE : blessures modérées ou effets sur la santé – blessures graves ou maladie professionnelle, incident environnemental significatif devant être signalé et ne pouvant être facilement corrigé, retard dans l'obtention d'un permis (plusieurs mois), atteinte potentielle à l'image de l'entreprise.
5	Très probable	>70	-	Exceptionnel			5	Catastrophique	> 50 000 000	> 12 mois	Événement majeur incontrôlé ou inefficacité dont la remédiation est incertaine et peut-être

Probabilité			Impact								
			Opportunité		Coût	Temps	Menace		Coût	Coût	Définition
											prohibitive. Accident mortel ou effets graves sur la santé liés à la santé, la sécurité et l'environnement, incident environnemental extrême ne pouvant être complètement réparé, permis refusé ou retardé (plus d'un an), atteinte à l'image de l'entreprise et à la valeur des actions.

Figure -241 : Matrice des risques



Lycopodium (2023)

24 de la figure -2 : Profil de risque (fréquence)



Lycopodium (2023)

Les 10 principaux risques identifiés sont résumés dans le tableau 24-2.

24.4.2 Plan

Une stratégie d'intervention et un plan d'action ont été élaborés pour bon nombre des risques identifiés. Le tableau 24-3 présente ces stratégies et plans d'action pour les 10 principaux risques.

24.5 Prochaines

Les risques et les opportunités doivent être gérés par les responsables identifiés dans les tableaux 24-2 et 24-3. Des examens périodiques du registre des risques doivent être effectués entre le responsable du risque, le gestionnaire des risques et la direction de Troilus.

Tableau24 -2 : dix principaux risques

ID du risque	Type de risque	Description du risque	Cause(s)	Effet(s)	RO	RR	Priorité - Actuelle
	Géologie	Le retard pris dans les forages de condamnation réduit la confiance dans l'implantation des infrastructures du site	Aucun forage de condamnation n'a été effectué à ce jour.	Un forage de condamnation tardif pourrait nécessiter des modifications importantes du plan et du calendrier du projet en raison des travaux de réfection.	JR/KF	25	**TRÈS ÉLEVÉ**
3	Environnement et permis	Obtention des permis - Retard dans l'octroi des permis par le gouvernement fédéral en raison d'un nouveau processus.	Retards du gouvernement fédéral dans le processus d'obtention des permis.	Retard dans le projet.	JL	2	**TRÈS ÉLEVÉ**
4	Construction – Développement de projet	Accidents de la circulation routière pendant la phase de construction.	Augmentation du volume de trafic pendant la phase de construction.	Blessures graves, pertes humaines, impact environnemental potentiel et attention des médias.	PI	15	**MOYEN**
13	Infrastructure du site	Le ruissellement et l'infiltration sur le site sont de mauvaise qualité pendant et après la fermeture de la mine.	Géochimie défavorable des stériles.	Nécessité d'un traitement à long terme de l'eau après la fermeture	JL	12	**MOYEN**
	Construction – Développement de projets	Main-d'œuvre qualifiée dans le secteur de la construction – pénurie au Québec et syndicats.	Manque de main-d'œuvre qualifiée pendant la phase de construction.	Retard dans le calendrier des travaux.	PI	12	**MOYEN**
44	Construction – Développement de projet	Coût – augmentation et inflation.	Conditions du marché.	Augmentation des dépenses d'investissement	IP	1	**MOYEN**
27	Géologie	Le forage dans la zone Gap détermine que le permis ne permet pas la condamnation, mais les ressources n'améliorent pas la rentabilité du projet.	La zone Gap présente une minéralisation économiquement exploitable.	Retard important dans le calendrier et impact sur l'obtention des permis.	KF	10	**MOYEN**
4	Environnement et permis	Résultats géochimiques défavorables ayant une incidence significative sur le plan de fermeture.	Résultats géochimiques défavorables	Impact sur la garantie de fermeture	JL		**MOYEN**
	Construction – Développement de projets	Catastrophes naturelles	Perturbation et retard des activités sur site	Inondations, incendies, pandémies, tremblements de terre, etc.	JR	10	**MOYEN**
5	Opérations	Collisions de véhicules motorisés pendant la phase d'exploitation	Augmentation du volume de trafic pendant la phase d'exploitation.	Blessures graves, pertes humaines, impact environnemental potentiel et attention des médias.	IP	10	**MOYEN**

Tableau « » (Risques liés aux accidents majeurs) -243 : Top Ten Action Plans (Dix plans d'action prioritaires

Identifiant du risque	Type de risque	Description du risque	Priorité actuelle	Date de révision du risque	Résumé de la stratégie de réponse	Plan d'action	Responsable de l'action	Date de révision de l'action
29	Géologie	Le retard pris dans les forages de condamnation réduit la confiance dans l'emplacement des infrastructures du site.	**TRÈS ÉLEVÉ**	4e trimestre 2023	Lancer les forages de condamnation	Lancer les forages de condamnation	KF/JR	T4
3	Environnement et permis	Obtention des permis - Retard dans l'octroi des permis par le gouvernement fédéral en raison d'un nouveau processus.	**TRÈS ÉLEVÉ**		Mobiliser les parties prenantes afin d'obtenir leur soutien en faveur du projet.	Collaborer avec les parties prenantes. Poursuivre la collaboration avec le gouvernement fédéral.	JL	
48	Construction – Développement du projet	Accidents de la route pendant la phase de construction.	**MOYEN**	2e semestre 2024	Contrôles antidrogue et alcoolémie, suivi GPS, transport, plan logistique et formation.	Contrôles antidrogue et alcoolémie, suivi GPS, plan de transport et logistique, formation.	RH	S2 2024
	Infrastructure du site	Les écoulements et les infiltrations sur le site sont de mauvaise qualité à la fermeture de la mine ou après celle-ci.	**MOYEN**	1	Gestion adaptative de la chimie des déchets et des eaux de contact et développement d'un modèle de prévision géochimique.	Planification et gestion précoces du placement des stériles et développement d'un modèle de prévision géochimique.	JL	En cours
43	Construction – Développement de projets	Main-d'œuvre qualifiée dans le domaine de la construction – pénurie au Québec et syndicats.	**MOYEN**	2e semestre 2024	Engagement précoce des entrepreneurs et du syndicat.	Élaboration d'une convention collective spécifique au chantier avec les entrepreneurs et le syndicat.	IP	S2
	Construction – Développement du projet	Coût – augmentation et inflation.	**MOYEN**	2e semestre 2024	Suivre les conditions du marché.	Suivre les conditions du marché.	PI	S2
27	Géologie	Le forage dans la zone Gap détermine que le permis ne permet pas la condamnation, mais les ressources n'améliorent pas la rentabilité du projet.	**MOYEN**	1	Forer la zone non explorée dès que possible.	Forer la zone non forée dès que possible.	KF	1er semestre 2024
4	Environnement et permis	Résultats géochimiques défavorables ayant une incidence significative sur le plan de fermeture.	**MOYEN**		Planification de la fermeture anticipée et travaux d'essai de caractérisation	Planification de la fermeture anticipée et essais de caractérisation	JL	

4	Construction – Développement de projets	Catastrophes naturelles	**MOYEN**	2e semestre 2024	Planification d'urgence	Planification d'urgence	JR	S2 2024
52	Opérations	Collisions de véhicules à moteur pendant la phase d'exploitation	**MOYEN**	S2 2024	Contrôles de dépistage de drogues et d'alcool, suivi GPS, transport en bus, plan logistique et formation.	Contrôles de dépistage de drogues et d'alcool, suivi GPS, transport par bus, plan logistique et formation.	IP	S2 2024

24.6 Procédé alternatif de broyage, de transport et d'empilage des déchets

Une analyse comparative a été réalisée entre le transport des déchets par camion et le broyage, le transport et l'empilage des déchets. Bien que le transport par camion ait été jugé plus économique, le système de broyage, de transport et d'empilage des déchets est présenté ici à titre de référence.

24.6.1 Alimentation

Une ligne électrique aérienne de 25 kV se trouve près du côté nord-ouest de la fosse J. Cette ligne électrique est supposée être la source d'alimentation du processus de concassage, de transport et d'empilage des déchets.

La ligne électrique sera érigée à l'aide de poteaux en bois jusqu'au concasseur, puis le long du convoyeur terrestre vers le sud-ouest en direction de la décharge ouest au cours des années 2 à 10. Au cours des années 10 à 17, la ligne électrique sera prolongée vers le nord-est en direction de la décharge 87-WD.

L'usine de concassage sera équipée d'un transformateur abaisseur et de deux salles électriques pour alimenter le concasseur en basse tension.

Les convoyeurs eux-mêmes comprendront des transformateurs de 25 kV x 600 V si nécessaire.

Les besoins en énergie pour le processus de concassage, de transport et d'empilage des déchets sont indiqués dans Tableau -244 .

Tableau -244 : Besoins en énergie

		Concassage	Transport et empilage	Total
Puissance installée, kW	Années 2 à 10	1 371	14 585	15 955
	Années 10 à 17	1 371	16 338	17 709
Demande opérationnelle, kW	Années 2 à 10	843	4 487	5 331
	Années 10 à 17	843	4 838	5 681
Demande de pointe, kW	Années 2 à 10	1 097	9 942	11 039
	Années 10 à 17	1 097	9 942	11 039
Consommation électrique, kWh/t	Années 2 à 10	0,18	0,98	1,17
	Années 10 à 17	0,18	1,06	1,24

24.6.2 Traitement des déchets

Les déchets miniers provenant des fosses nord (fosse 87 et fosse J) seront broyés dans un concasseur à minerai, puis transportés à l'aide de convoyeurs terrestres vers une décharge. Les déchets seront empilés sur la décharge à l'aide d'un système mobile composé d'une rampe, d'un convoyeur Grasshopper, d'un convoyeur Index Feed, d'un convoyeur horizontal Index et d'un convoyeur radial.

L'empilement des déchets permettra de réduire la quantité de déchets devant être transportés par camion de la fosse vers la décharge.

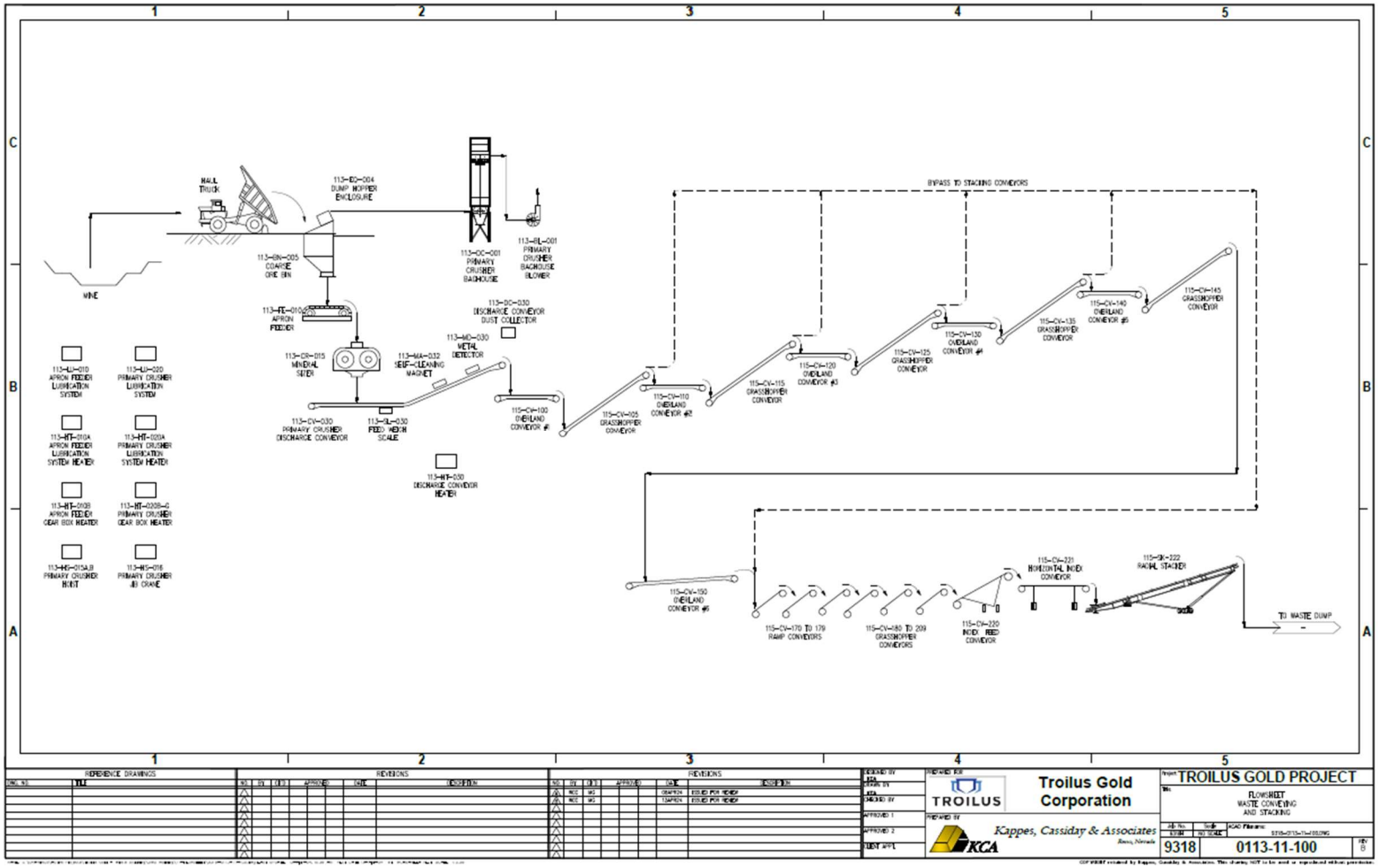
La décharge ouest a une capacité de stockage de 153 millions de ^{m3} de déchets (320 millions de tonnes) et sera empilée à partir de la deuxième année. Cela permettra de stocker 8,4 années de déchets broyés empilés par convoyeur.

La décharge 87-WD, ou décharge nord, au nord-est de la fosse 87, a une capacité de stockage de 196 millions $^{de\ m3}$ (409 millions de tonnes) et sera empilée entre la 10e et la 17e année. On suppose que la décharge sera empilée à l'aide d'une combinaison de camions et de convoyeurs, avec 137 millions de tonnes empilées par camions et 272 millions de tonnes empilées par convoyeurs.

Le concept d'empilement des déchets consistera à empiler d'abord les déchets dans la décharge West Waste Dump à l'aide de convoyeurs, puis à les transférer vers la décharge 87-WD. Les convoyeurs terrestres et d'empilement peuvent être déplacés vers le nord afin de réduire les coûts.

Un schéma de flux pour l'empilement des déchets est présenté ci-dessous (figure 18-6).

Figure -243 : Schéma du flux d'empilement des déchets



24.6.3 Critères de conception

Tableau -245 .

Tableau -245 : Critères de conception

	Description	Valeur et unités	
Broyage et transport des déchets	Années 2 à 17		
Emplacement du convoyeur empilé			
	Années 2 à 10	Décharge des déchets ouest	
	Années 10 à 17	Décharge nord, 87-WD	
Densité apparente ROM	à la mine	2,09	sec $^{mt/m3}$
Densité apparente	après concassage	1,6	sec $^{mt/m3}$
Densité apparente des déchets empilés	à la décharge	2,09	mt $^{sec/m3}$
Taille de l'alimentation brute, F100	Étude de fragmentation	2	
Taille d'alimentation brute, F80	Étude de fragmentation	2	mm
Méthode d'empilement des déchets	Empilement vers l'avant		
Hauteur de levage		20	m
Pente latérale totale	2,5 H : 1 V	22	degrés
Angle de repos		38	degrés
Indice d'abrasion	Ai	0,29	g
Indice de travail de broyage	CWi	22,5	kWh/tonne
Indice de travail du broyeur à barres	RWi	16,5	kWh/tonne
Indice de travail du broyeur à boulets	BWi	13,8	kWh/tonne
SMC	Mih	22	kWh/tonne
SMC	Axb	26	
Disponibilité minière		95	
Disponibilité du concassage primaire, %		87,4	
Disponibilité du convoyage et de l'empilage, %		89,8	
Disponibilité totale		74,6	
Débit de concassage primaire	Nominal	109 589	mtpd sec
	Nominal	4 566	mtph sec
	Conception	6 122	mtph sec
Capacité excédentaire du convoyeur		20	
Couvercles de convoyeur	Oui		
Nominal	Comprend tout ce qui précède	6 122	mtph sec
Conception		7 347	mtph sec

Les valeurs suivantes dans les critères de conception sont prudentes et les exigences de conception pourraient être réduites après une évaluation plus approfondie :

Densité apparente après concassage	**1,6**	**mt $^{sec/m3}$**
Capacité excédentaire du convoyeur	**20**	

24.6.4 Concasseur primaire

Les déchets ROM seront transportés depuis la mine dans des camions d'une capacité de 240 t et déversés directement dans une trémie de 250 ^{m3} (523 t). Le volume total de la trémie peut accueillir 2,2 camions. La trémie comprend une enceinte reliée à un dépoussiéreur pour contrôler la poussière. L'enceinte sera équipée de rideaux pour faciliter le contrôle de la poussière.

Un alimentateur à tablier D10 est un alimentateur à vitesse variable qui dose les déchets dans un calibreur de minéraux MMD 1000 série 4.

Le produit du concasseur primaire est transporté sur un convoyeur de 72 pouces. Le convoyeur comprend un aimant autonettoyant et un détecteur de métaux.

Un dépoussiéreur est installé à la sortie du convoyeur de déchargement du concasseur.

Installations auxiliaires

L'alimentation du concasseur comprend une salle de contrôle, une zone de maintenance pour réparer le calibreur et deux salles électriques situées au rez-de-chaussée.

24.6.5 Convoyage terrestre

Années 2 à 10

Les déchets broyés primaires sont transportés sur le convoyeur terrestre n° 1, un convoyeur de 1 570 m de long et 1 524 mm de large (60 pouces) avec un dénivelé net de -5 m.

Après le convoyeur terrestre n° 1, les déchets sont transférés vers une série de convoyeurs terrestres et de convoyeurs à chenilles alternés. Chaque convoyeur terrestre décharge sur un convoyeur à chenilles qui peut être positionné de manière à alimenter le convoyeur terrestre suivant dans la série ou la cellule d'empilage de déchets active. Il y a au total six convoyeurs terrestres et cinq convoyeurs à chenilles correspondant aux rampes d'accès à l'empilage des déchets.

Les convoyeurs terrestres sont présentés dans le tableau 18-8 :

Tableau24 -6 : Liste des convoyeurs terrestres

Convoyeur		Longueur m	Largeur mm	Puissance installée hp
115-CV-100	Produit broyé sur terre 1	1 570	1 524	2 x 800
115-CV-110	Produit broyé transport terrestre 2	307	1 524	2 x 250
115-CV-120	Produit broyé transport terrestre 3	286	1 524	2 x 250
115-CV-130	Produit broyé transport terrestre 4	250	1 524	2 x 200
115-CV-140	Produit broyé transporté par voie terrestre 5	274	1 524	2 x 250
115-CV-150	Produit broyé transporté par voie terrestre 6	285	1 524	2 x 250

Les convoyeurs Grasshopper sont présentés dans le tableau 18-9 :

Tableau24 -7 : Convoyeurs à chenilles dans un système de convoyage terrestre

Convoyeur		Longueur m	Largeur mm	Puissance installée hp
115-CV-100	Grasshopper	46	1 829	2x125
115-CV-110	Sauterelle	46	1 829	2x125
115-CV-120	Sauterelle	46	1 829	2x125
115-CV-130	Sauterelle	46	1 829	2x125
115-CV-140	Sauterelle	46	1 829	2x125

Années 10 à 17

Les déchets broyés sont transportés sur le convoyeur terrestre n° 1, un convoyeur de 245 m de long et 1 524 mm (60 pouces) de large, avec un dénivelé net de -5 m.

Après le convoyeur terrestre n° 1, les déchets sont transférés vers une série de cinq convoyeurs terrestres supplémentaires (convoyeurs terrestres n° 2 à 6).

Le convoyeur terrestre n° 6 décharge vers une série de convoyeurs terrestres et de convoyeurs à saut alternés. Chaque convoyeur à saut peut être positionné de manière à acheminer les déchets vers le convoyeur terrestre suivant dans la série ou vers la cellule d'empilage des déchets active. Il y a au total dix convoyeurs terrestres et quatre convoyeurs à saut correspondant aux rampes d'accès à l'empilage des déchets.

Les convoyeurs au sol sont présentés dans le tableau 18-10 :

Tableau24 -8 : Liste des convoyeurs à bande

Convoyeur		Longueur m	Largeur mm	Puissance installée hp
115-CV-200	Produit broyé sur terre 1	245	1 524	2 x 250
115-CV-210	Produit broyé transporté par voie terrestre 2	330	1 524	2 x 300
115-CV-220	Produit broyé transport terrestre 3	350	1 524	2 x 300
115-CV-100	Produit broyé transporté par voie terrestre 4	1420	1 524	2 x 800
115-CV-240	Produit broyé transport terrestre 5	440	1 524	2 x 250
115-CV-110	Produit broyé transporté par voie terrestre 6	307	1 524	2 x 450
115-CV-120	Produit broyé transporté par voie terrestre 7	286	1 524	2 x 250
115-CV-130	Produit broyé transport terrestre 8	250	1 524	2 x 250
115-CV-140	Produit broyé transporté par voie terrestre 9	274	1 524	2 x 250
115-CV-150	Produit broyé transport terrestre 10	285	1 524	2 x 250

Les convoyeurs Grasshopper sont présentés dans le tableau 18-11 :

Tableau24 -9 : Convoyeurs à chenilles dans un système de convoyage terrestre

Convoyeur		Longueur m	Largeur mm	Puissance installée hp
115-CV-115	Grasshopper	46	1 829	2x125

115-CV-125	Sauterelle	46	1 829	2x125
115-CV-135	Sauterelle	46	1 829	2x125
115-CV-145	Sauterelle	46	1 829	2x125

24.6.6 Empilement de déchets

Décharge ouest

La décharge de déchets ouest sera empilée par couches de 20 m, du nord-est vers le sud-ouest.

Une rampe et une plate-forme de 20 m de haut seront construites à l'aide d'un camion de transport et d'un bulldozer sur le côté ouest de la cellule n° 1. L'empileur radial sera positionné sur la plate-forme et alimenté par des convoyeurs à rampe. L'empileur radial sera utilisé pour construire la plate-forme jusqu'à ce qu'elle soit suffisamment grande pour accueillir à la fois le convoyeur à index horizontal (HIC) et l'empileur radial. Une fois que le HIC et l'empileur radial seront sur la plate-forme, ils seront poussés vers l'avant à l'aide de convoyeurs Grasshopper, empilant vers l'avant la longueur de la cellule n° 1 vers l'installation de stockage des résidus (TSF) à l'est.

L'empileur radial sera tourné vers le sud lorsque la cellule n° 1 sera remplie et une plate-forme sera construite du côté TSF de la cellule n° 2. Une fois qu'il y aura une plate-forme suffisamment grande pour le HIC et l'empileur radial, la cellule n° 2 sera empilée vers l'ouest. Les convoyeurs Grasshopper seront retirés de la cellule n° 1 à mesure que la face empilée avancera vers l'ouest.

À l'extrémité ouest de la cellule n° 2, l'empileur radial sera tourné vers le sud afin de construire une rampe et une plate-forme dans la cellule n° 3. Les convoyeurs d'empilage seront alimentés par le convoyeur à tapis roulant situé à l'extrémité du convoyeur terrestre n° 2.

Tous les convoyeurs seront équipés d'un système de ventilation motorisé au niveau des goulottes de déchargement afin de réduire la poussière.

Le processus ci-dessus sera répété à mesure que le tas s'agrandit vers le sud.

Le processus d'empilement est documenté dans Tableau -2410 et tableau 18-13 ci-dessous, ainsi que dans le Figure -244 etFigure -245 .

Tableau -2410 : West Waste Dump Lifts

	Volume des déchets m³	Volume des déchets t	Volume de déchets ans
élévation 1	40,7 M	85,1 M	2,1
augmentation 2	31,9 M	66,6 M	1,7
hausse 3	28,3 M	59,1 M	1,5
hausse 4	22,6 M	47,2 M	1,2
hausse 5	17,4 M	36,3 M	0,9
hausse 6	12,5 M	26,0 M	0,7
Total	153,3 M	320,3 M	8,0

24 s du tableau -11 : Décharge West Waste Dump - Tonnes annuelles empilées

	Décharge West Waste Tonnes empilées	
	Annuelles	Cumul

Année	40,0 M	40,0 M
Année	40,0	80,0 M
Année 4	40,0 M	120,0 M
Année 5	37,8	157,8
Année 6	27,8 M	185,5 M
Année 7	37,0	222,5 M
Année 8	40,0	262,5 M
Année 9	40,0	302,5 M
Année 10	17,8	320,3 M

Figure -244 Plan d'empilement des déchets de la décharge ouest

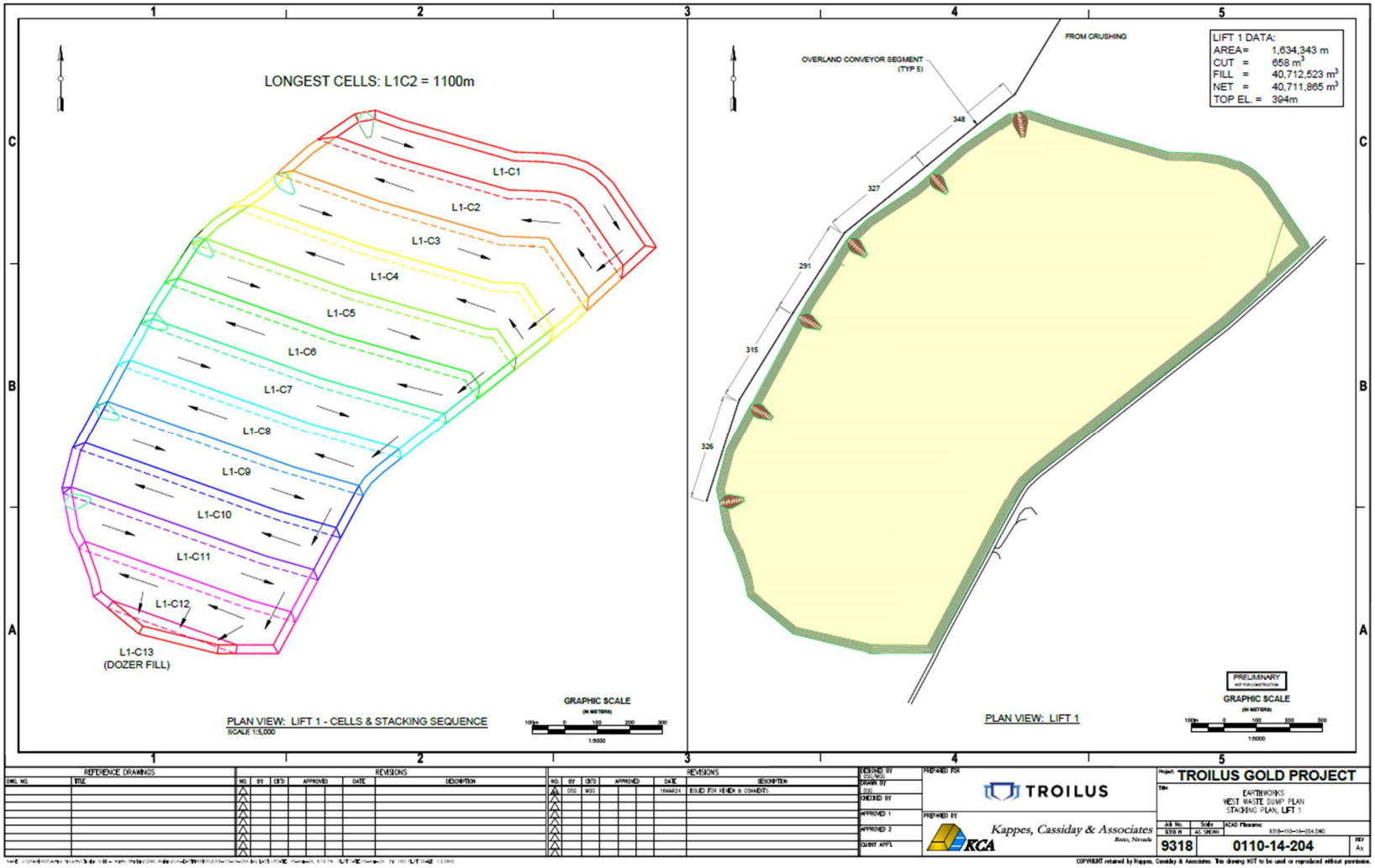
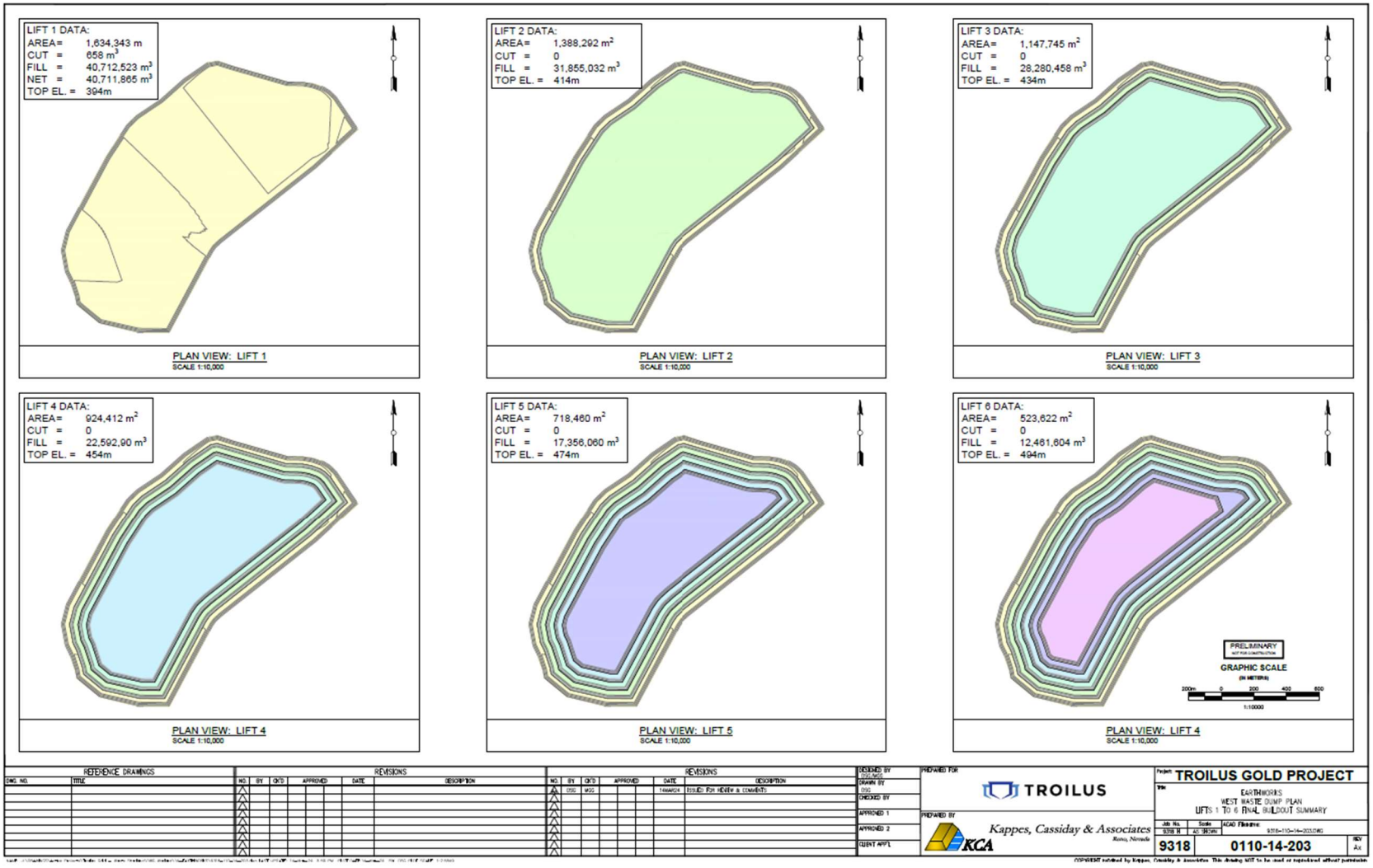


Figure -245 Plan d'empilement des déchets de la décharge ouest par ascenseur



Décharge 87-WD

La décharge nord sera empilée par couches de 20 m. Le côté est de la décharge sera empilé par camions avec 272,2 millions de tonnes (130,2 millions $^{de\ m3}$) de déchets. Le côté ouest de la décharge sera empilé par convoyeur avec 408,7 millions de tonnes (195,6 millions $^{de\ m3}$) contre les déchets déversés par camions.

Les convoyeurs d'empilement fonctionneront comme décrit à la section0 .

L'empilement progressera depuis le centre de la zone 87-WD vers le nord-ouest de la décharge.

Les déchets empilés par année sont indiqués dans le tableau 18-14 ci-dessous.

Tableau24 - Décharge nord de12 Matériaux empilés annuellement

	Tonnes de déchets			Volume de déchets, ^{m3}		
	Camions déchargés	**Transportés**	**Total**	**Camions vidés**	**Transporté**	**Total**
Année 10	31,5 M	22,2 M	53,7 M	15,1 M	10,6	25,7 M
Année 11	12,9 M	40,0	52,9	6,2	19,1 M	25,3 M
Année 12	10,5 M	40,0	50,5	5,0 M	19,1 M	24,1 M
Année 13	19,0	40,0 M	59,0 M	9,1	19,1 M	28,2 M
Année 14	16,1 M	40,0	56,1 M	7,7	19,1 M	26,8 M
Année 15	10,9 M	40,0	50,9 M	5,2	19,1	24,4 M
Année 16	9,2	40,0 M	49,2 millions	4,4 M	19,1 M	23,5 M
Année 17	26,6 M	10,0 M	36,6 M	12,7	4,8	17,5 M
Total	**136,5 M**	**272,2 M**	**408,7 M**	**65,3 M**	**130,2 M**	**195,6 M**

24.7 Évaluation du potentiel d'exploitation par abattage souterrain

Une évaluation de haut niveau de la planification minière a été réalisée afin d'évaluer le potentiel de l'abattage par sous-niveaux ou par blocs pour remplacer la phase 3 de l'exploitation à ciel ouvert du gisement 87, en tenant compte uniquement des ressources minérales mesurées et indiquées. Les travaux réalisés étaient de portée limitée et ne doivent pas être considérés comme une évaluation exhaustive des possibilités potentielles.

Bien que les résultats de cette étude ne doivent pas être considérés comme définitifs, ils doivent être considérés comme modérément optimistes, car les optimisations ont utilisé des empreintes sans contraintes et les résultats/qualités des stocks devraient se dégrader modérément lorsque des limites d'exploitation pratiques seront appliquées aux zones optimisées.

Les évaluations techniques réalisées pour évaluer le gisement 87 dans cette étude ont utilisé les logiciels Geovia Footprint Finder et Hexagon MinePlan.

MinePlan a été utilisé pour manipuler le modèle de blocs de ressources et exporter des fichiers de forme vers Footprint Finder. Footprint Finder a été utilisé pour évaluer à la fois un modèle de mélange SLC pour l'exploitation souterraine et une option de blocs cavés. Le cadre de planification de Footprint Finder utilise les valeurs calculées des blocs et en soustrait le coût de l'exploitation souterraine (estimé à 22,5 $/ pour le SLC et à 12,5 $/t pour les blocs cavés).

Les résultats de l'optimisation de l'exploitation par blocs en cavités ne suggèrent pas que l'extraction de la zone 87 soit viable avec une exploitation par blocs en cavités conventionnelle en raison de la faible superficie et de la faible valeur des réserves.

Les résultats de l'exploitation par abattage en sous-niveaux sont légèrement plus positifs, bien que les premières analyses aient montré une cible minière très marginale aux prix des métaux envisagés. Il est entendu que les résultats étaient inférieurs à la valeur générée par les options d'exploitation à ciel ouvert et qu'il n'a donc pas été recommandé d'envisager le remplacement de la phase 3 par une mine à abattage en sous-niveaux.

Un avantage potentiel qui pourrait modifier ce résultat à l'avenir est le succès des forages intercalaires en profondeur. Il existe actuellement des poches de matériaux présumés qui fragmentent les formes minières SLC, mais celles-ci pourraient être converties afin d'améliorer la continuité et la valeur des stocks SLC, ce qui pourrait justifier une étude plus approfondie du potentiel de remplacement de la mine à ciel ouvert par une mine SLC plus grande. Une amélioration supplémentaire visant à envisager un rétrécissement par sous-niveaux avec remblayage des déchets à ciel ouvert, similaire à la méthode utilisée à la mine Lac des Ilses, pourrait permettre de préserver les rampes de la fosse, réduisant ainsi les dépenses d'investissement liées au développement.

25 INTERPRÉTATION ET CONCLUSIONS

25.1 Géologie

Le projet aurifère Troilus comprend quatre zones minéralisées principales : la zone Z87, la zone J, la zone X22 et la zone SW. Les zones Z87 et J ont fait l'objet d'opérations d'exploitation à ciel ouvert entre 1996 et 2010. Il a été établi qu'il existe encore d'importantes ressources minérales à ciel ouvert et souterraines dans ces zones et dans les zones adjacentes. La zone X22 a été récemment découverte et mise en valeur en 2023. Elle est située au sud-ouest de la zone Z87. La zone SW, située à environ 2,5 km au sud-ouest de la zone Z87, a fait l'objet de plusieurs campagnes de forage depuis 2019 et a été confirmée comme un gisement important pour le projet. Les teneurs en or dans les domaines minéralisés interprétés sont continues et pourraient encore s'étendre le long de l'axe et en profondeur.

Les zones minéralisées de la propriété se trouvent en bordure du diorite Troilus et comprennent les zones Z87, J et X22. La zone SW s'étend le long de l'axe et au sud-ouest de la zone Z87. D'autres minéralisations importantes découvertes à ce jour sur la propriété comprennent : la continuité nord de la zone J, dans les cibles Allongé et Carcajou ; la continuité nord-ouest de la zone SW, vers la zone Z87, la zone Gap ; et au sud-ouest de la zone SW, dans les cibles Beyan et Cressida. De plus, Troilus a également étudié plusieurs cibles d'exploration régionales sur la propriété, notamment : la cible Testard, la cible Freegold-Bullseye et la cible Pallador.

Le projet est principalement un gisement d'or et de cuivre, mais il contient des quantités mineures d'Ag, de Zn et de Pb, ainsi que des traces de Bi, de Te et de Mo. La minéralisation en or et en cuivre du gisement Troilus comprend deux types distincts, disséminée et filonienne. La minéralisation en or est spatialement corrélée à la présence de sulfures, même si la teneur en sulfures n'est pas directement corrélée à la teneur en or et en cuivre. La matrice de la brèche dioritique, la diorite et les dykes felsiques constituent les principales roches hôtes des intervalles minéralisés.

Entre 2018 et août 2023, Troilus a réalisé plusieurs programmes de forage au diamant qui confirment les ressources minérales le long du prolongement et en profondeur dans la zone Z87, la zone J : zone X22 et la zone SW. AGP estime que les programmes de forage réalisés par Troilus sur le projet sont conformes aux normes et standards de l'industrie et que le traitement, la préparation et l'analyse des échantillons sont appropriés pour ce type de gisement.

Les ressources minérales du projet aurifère Troilus, susceptibles d'être extraites à ciel ouvert, à une teneur de coupure de 0,3 g/t AuEQ, sont les suivantes : Ressources indiquées de 506,2 Mt à 0,57 g/t Au, 0,07 % Cu, 1,09 g/t Ag et 0,68 g/t AuEQ ; et des ressources présumées de 76,5 Mt à 0,53 g/t Au, 0,06 % Cu, 1,12 g/t Ag et 0,65 g/t AuEQ.

Les ressources minérales du projet aurifère Troilus, exploitables par extraction souterraine, à une teneur de coupure de 0,9 g/t AuEQ, sont les suivantes : une ressource indiquée de 2,1 Mt à 1,35 g/t Au, 0,09 % Cu, 1,90 g/t Ag et 1,51 g/t AuEQ ; et des ressources présumées de 4,0 Mt à 1,36 g/t Au, 0,08 % Cu, 8,21 g/t Ag et 1,58 g/t AuEQ. La date d'entrée en vigueur des ressources minérales du projet aurifère Troilus est le 2 octobre 2023.

La quantité et la teneur des ressources présumées indiquées ci-dessus sont de nature conceptuelle et sont estimées sur la base de preuves géologiques et d'échantillonnages limités. Les preuves géologiques sont suffisantes pour suggérer, mais non pour vérifier, la continuité géologique et la continuité de la teneur ou de la qualité. Pour ces raisons, une ressource minérale présumée présente un niveau de confiance inférieur à celui d'une ressource minérale indiquée et il est raisonnablement de s'attendre à ce que la majorité des ressources minérales présumées puissent être reclassées en ressources minérales indiquées grâce à la poursuite de l'exploration. Les ressources minérales qui ne sont pas des réserves minérales n'ont pas démontré leur viabilité économique. AGP n'a connaissance d'aucun facteur environnemental, réglementaire, juridique, fiscal, socio-économique, commercial, politique ou autre facteur pertinent susceptible d'avoir une incidence importante sur l'estimation des ressources minérales.

AGP conclut que la poursuite du développement des zones minéralisées est justifiée et recommandée.

25.2 Géotechnique

Les recommandations géotechniques relatives à la pente des fosses présentées dans le présent rapport sont fondées sur un examen de la géométrie et du comportement des pentes des fosses d'Inmet, ainsi que sur des études géotechniques et hydrogéologiques ciblées, des essais de résistance en laboratoire, la cartographie des parois, la diagraphie orientée et des levés optiques et acoustiques à l'aide d'un télévisateur de fond.

Les analyses de stabilité indiquent que la masse rocheuse est favorable au développement de pentes interrampes abruptes dans toutes les zones des fosses, à l'exception des parois est à ciel ouvert, où l'angle de la face du banc est limité par une rupture plane impliquant une foliation modérément inclinée. Les angles interrampes recommandés pour les parois est de la mine à ciel ouvert varient entre 45 et 50 degrés, sauf dans la fosse X22, où la foliation est moins profonde et où l'angle interrampes recommandé est de 38 degrés. Pour les autres orientations de parois, les angles interrampes recommandés varient entre 50 et 57 degrés.

En s'appuyant sur les précédents et l'expérience acquise par Inmet lors de l'exploitation des anciennes fosses 87 et J4, les plans de pente des fosses ont été optimisés en supposant que des soutènements seront utilisés pour obtenir des géométries de bancs sûres. La mise en œuvre des plans de pente nécessitera une équipe dédiée, des procédures et des systèmes solides, ainsi qu'une grande capacité d'adaptation. Elle exigera un haut niveau de compétence de la part de l'équipe minière en matière de dynamitage périphérique, de dégagement, de soutènement, de dépressurisation et de surveillance des mouvements de pente.

Des coupes de déchargement pourraient être nécessaires pour les parois ouest des puits J4 et 87 afin de gérer les risques potentiels liés à l'approfondissement des puits. Cette mesure pourra être réévaluée et gérée au fur et à mesure de l'avancement de l'exploitation minière. Le danger réside dans le risque potentiel accru de défaillance d'un ou de plusieurs bancs associé à l'effondrement contrôlé de la relaxation des pentes profondes en réponse à l'approfondissement de la fosse en profondeur. Ce mécanisme de déformation devrait être principalement dû à la présence de structures majeures défavorables et à une pression d'eau élevée dans la paroi. Des recommandations ont été formulées concernant les combinaisons maximales de hauteur et d'angle de pente à examiner lors de la conception détaillée, en fonction des performances des pentes.

25.3 Exploitation

Le plan de vie de la mine est basé sur des réserves minérales probables de 380 Mt avec des teneurs de 0,49 gpt d'or, 0,058 % de cuivre et 1,00 gpt d'argent. Les stériles à déplacer s'élèvent à 1 171 Mt pour un rapport de décapage global de 3,1:1 (stériles/minerai).

Le projet Troilus Gold Copper devrait être exploité à ciel ouvert à l'aide d'équipements miniers conventionnels. Les plans des fosses ont été élaborés pour les zones J, 87, X22 et SW. Le plan de la fosse J comprend deux phases successives de recul autour de tout le périmètre de la fosse. Le plan de la fosse 87 comprend une phase initiale 0 à l'extrémité sud pour faciliter la gestion de l'eau sur le site, suivie des phases 1 à 3 dans la partie principale de la fosse. La conception de la fosse X22 comprend deux phases, avec des teneurs légèrement plus élevées dans la phase 1 au sud. La conception de la fosse SW comprend deux phases qui peuvent être programmées comme phases d' satellite à partir des fosses nord. Les coques d'optimisation des fosses utilisées pour guider les fosses finales ont également été utilisées pour délimiter les zones à plus forte valeur ajoutée en vue d'une précoce et d'un développement par phases. Toutes les fosses ont été développées avec des hauteurs de bancs de 10 mètres.

Le taux d'extraction maximal de 87 Mtpa a été sélectionné sur la base de scénarios de planification stratégique démontrant que la capacité visée de l'usine de traitement de 50 ktpd (18,25 Mtpa) serait atteinte. La mine sera en production pendant 21 ans. Une capacité maximale de stockage de 48 Mt a été atteinte vers la fin de la 11e année. Les matériaux stockés sont récupérés après l'achèvement de l'exploitation minière et jusqu'au début de la 22e année.

Le parc de machines d'exploitation comprendra jusqu'à trois foreuses de fond de 165 mm, huit foreuses de fond de 203 mm, quatre pelles frontales ^{de} 34 ^{m3} et deux chargeuses frontales de 23 ^{m3}. Le parc de camions comprendra au total 41 camions de 227 tonnes, ainsi que l'assortiment habituel de bulldozers, niveleuses et autres équipements de soutien.

En outre, une petite flotte sera utilisée pour construire le fossé de dérivation et certaines parties de l'installation de pré-décapage et de gestion des résidus. Les coûts correspondants sont inclus dans les dépenses d'investissement en infrastructure.

25.4 Traitement des minéraux et essais métallurgiques

Les résultats des essais métallurgiques effectués sur des échantillons récents provenant des zones J, SW, 87 et X22 sont les suivants :

- Les résultats des essais de dureté ont classé le minerai de Troilus comme compétent avec une valeur A x b de 26,0 au ^{15e} centile et de 29,8 au ^{50e} centile.
- L'indice d'abrasion de liaison, compris entre 0,2 et 0,4, indique que le minerai est modérément abrasif.
- L'indice de travail de concassage, calculé à partir des données A x b, est de 22,5 kWh/t.
- L'indice de travail du broyage à boulets est de 13,8 kWh/t au ^{85e} percentile et de 12,1 kWh/t au ^{50e} percentile.

- Les essais PILOTWAL HPGR en cycle fermé ont donné une valeur moyenne de m· s de 270 t· s⁄m3· h à une force de pression nette de 3,33 $^{N/mm2}$.
- La récupération moyenne de l'or par gravité (future) devrait être d'environ 32 %.
- La taille optimale de broyage pour la flottation était de $_{P80}$ 75 µm pour le broyage primaire et $_{de\ P80}$ 20 µm pour le rebroyage.
- Un traitement supplémentaire (lixiviation) des résidus de flottation n'est pas nécessaire ni justifiable sur le plan économique en raison de la faible teneur des résidus de flottation.
- Sur la base d'une teneur en tête de 0,49 g Au/t, 1,00 g Ag/t et 0,06 % Cu, les récupérations suivantes sont attendues :
  - 91,6 % Cu, 91,9 % Au et 86,6 % Ag pour la zone J
  - 89,9 % Cu, 87,4 % Au et 82,7 % Ag pour la zone SW
  - 91,8 % Cu, 94,7 % Au et 97,6 % Ag pour la zone 87
  - 94,5 % Cu, 93,1 % Au et 89,9 % Ag pour la zone X22
- La consommation totale de réactifs de flottation pour toutes les zones combinées est d'environ 56 g/t de KAX, 32 g/t de SPRI 206, 29 g/t d'agent moussant et entre 100 et 400 g/t $_{de\ Na2SO3}$ comme dépresseur.

25.5 Infrastructure et aménagement du site

25.5.1 Infrastructure du site

L'ensemble des installations et des infrastructures principales couvrent le site minier, l'usine de traitement de minerai, l'usine de traitement de concentrés, le campement, la route d'accès principale, les routes de transport minier, les bâtiments du site, l'usine de traitement des eaux usées, l'usine de traitement de l'eau potable, l'entrepôt d'explosifs et les systèmes de gestion de l'eau sur l'ensemble du site.

Au démarrage, le camp de construction/exploitation pourra accueillir 530 personnes au plus fort des travaux. Toutes les installations du camp et les services de restauration seront loués et facturés à la journée pendant les cinq premières années. Les installations comprendront tous les hébergements, la restauration, des salons et un centre de remise en forme.

Le TSF a été conçu pour stocker de manière permanente les résidus, les stériles PAG et les stériles NAG susceptibles de contenir des métaux générés pendant l'exploitation minière. Deux bassins de retenue sont prévus, le TSF C et le TSF D. La concession minière dispose d'une superficie suffisante pour accueillir le TSF et les stériles PAG prévus dans le plan LOM.

Le projet est actuellement desservi par une ligne électrique existante de 161 kV, détenue et exploitée par Hydro Québec, d'une capacité de 75 MVA. La demande maximale à pleine charge (MD) de l'usine est de 84,66 MVA. La ligne sera mise à niveau pour supporter la charge supplémentaire. Des générateurs de secours alimenteront l'usine de traitement et les équipements électriques auxiliaires en cas de panne du réseau électrique.

25.5.2 Gestion de l'eau sur l'ensemble du site

La gestion de l'eau est un élément essentiel de la construction, de l'exploitation et de la fermeture d'un projet minier. Un plan de gestion de l'eau, comprenant une étude de faisabilité technique et un modèle de bilan hydrique à l'échelle du site, a été élaboré en vue de la reprise des activités minières sur le site Troilus. Ce plan vise à faciliter l'efficacité des opérations minières et à réduire les effets sur les plans d'eau en aval.

Le plan de gestion de l'eau proposé comprend des structures de gestion de l'eau à construire sur la durée de vie de la mine :

- Quatre canaux de dérivation de cours d'eau d'une longueur totale de 15,6 km, dont un canal de 9,7 km représentant la principale structure de dérivation ; et
- Vingt-cinq fossés de collecte d'une longueur totale de 18,9 km, huit puisards de collecte d'un volume total de stockage actif d'environ 261 000 ^{m3} et quatre bassins de sédimentation d'un volume total de stockage actif d'environ 358 000 ^{m3} ; les volumes indiqués ne tiennent pas compte du stockage mort ou du franc-bord. L'un des bassins de sédimentation utilisera l'extrémité sud de la fosse 87 et aura une capacité effective largement supérieure au minimum requis ; les trois autres bassins seront construits par excavation dans le sol naturel.
- Tous les puisards de collecte et les bassins de sédimentation sont équipés de systèmes de pompage permettant la gestion de l'eau sur le site, y compris le transfert entre les puisards et les bassins, le rejet des bassins de sédimentation vers l'environnement ou le retour de l'eau collectée vers l'usine de traitement du minerai :
  - Les systèmes de pompage des puisards comprennent des emplacements équipés de pompes submersibles, à l'exception d'un seul qui sera auto-amorçant.
  - Les systèmes de pompage des bassins de sédimentation sont équipés de pompes à turbine verticale ou à faible hauteur de refoulement installées sur des barges ou des puits de pompage fixes et des canalisations. L'eau collectée dans les bassins de sédimentation de l' , est pompée vers l'environnement si sa qualité répond aux directives de rejet. En cas d'arrêt de la pompe en raison d'une TSS élevée, un délai prédéfini précède le redémarrage automatique de la séquence de pompage, ce qui laisse le temps aux particules de se déposer.

Les critères de conception comprenaient les exigences applicables de la directive provinciale 019 pour l'industrie minière et des bulletins techniques de l'Association canadienne des barrages. En général, l'événement d'inondation sur 100 ans, tenant compte du changement climatique, a été utilisé pour la conception des structures de gestion de l'eau. À titre d'exception, la directive 019 « projet d'inondation » et l'inondation maximale probable (IMP) ont été utilisées pour la conception de l'installation de gestion des résidus.

L'alignement et l'empreinte au sol de toutes les structures de gestion de l'eau ont été choisis en tenant compte du développement prévu du site, de la topographie du terrain et des conditions connues du sol en surface. Dans la mesure du possible, la conception a évité le recours à des bermes de rétention en surface et a sélectionné des profils limitant les volumes d'excavation requis. Toutes les canalisations sont situées au-dessus du sol et leur profil permet un drainage complet lorsque le pompage est arrêté.

Le canal de dérivation principal a été conçu pour permettre le passage des poissons entre le lac Amont, en amont du site, et le lac A, en aval du site.

La construction de ces structures est prévue de manière échelonnée au cours des premières années de prétraitement et d'exploitation afin de limiter les coûts d'investissement initiaux. L'utilisation des infrastructures et des équipements de gestion de l'eau disponibles a été prise en compte. Le calendrier de construction a été établi en fonction du calendrier de développement de la mine. Un plan conceptuel (qualitatif) de gestion de l'eau a été proposé pour la période de fermeture.

L'excédent d'eau de contact sera traité afin de limiter la concentration de solides en suspension avant son rejet dans l'environnement. Le traitement sera soit passif dans des bassins de sédimentation, soit actif à l'aide d'une installation de floculation/sédimentation pour l'eau du bassin TSF. Sur la base des études géochimiques en cours, Troilus a indiqué que les solides en suspension sont le seul paramètre de qualité de l'eau de contact qui devrait nécessiter un traitement.

Le modèle de bilan hydrique a indiqué que le système de gestion de l'eau de contact pourrait fournir l'approvisionnement en eau de procédé requis, même en tenant compte des effets saisonniers et des conditions climatiques variables. L'analyse du bilan hydrique a pris en compte une grande variété de conditions climatiques, tant historiques que projections de changement climatique.

25.5.3 Installation de stockage des résidus

Afin de prendre en charge les résidus générés pendant la durée de vie de la mine (LoM), le TSF existant sera surélevé de son altitude actuelle d'environ 399 à 401 m au-dessus du niveau de la mer (hauteur de la digue d'environ 30 m) pour atteindre une altitude finale de 435 m au-dessus du niveau de la mer (hauteur totale de la digue d'environ 64 m). Le rehaussement de l'installation de stockage des résidus miniers permettra d'augmenter la capacité de stockage de 169 millions de tonnes (Mt). L'objectif de la conception de l'installation de stockage des résidus miniers dans l'étude de faisabilité est de rehausser l'installation existante tout en limitant l'empreinte supplémentaire requise sur le site.

Le concept de conception de l'étude de faisabilité pour le rehaussement de la digue principale et la nouvelle digue est est destiné à la construction en aval. La conception prévoit le rehaussement de la digue existante jusqu'à une altitude finale de 435 m au-dessus du niveau de la mer et la construction d'une nouvelle digue en selle le long du point bas de la pente de la montagne sur le côté est de la TSF, également à 435 m au-dessus du niveau de la mer.

Pour la digue principale en particulier, des mesures ont été intégrées à la conception afin de passer de la structure actuelle en amont à une construction en aval, ce qui améliore la stabilité géotechnique. La méthode de construction en aval offre une capacité de stockage supplémentaire et un risque de défaillance moindre que la construction en amont et en centre adoptée pour le TSF existant.

Le remblai du TSF comprendra un remblai de stériles minés zoné avec des filtres en sable et gravier en amont, sous-tendu par une couche de géotextile. Il y aura un excédent de stériles produits tout au long de l'exploitation de la mine (c'est-à-dire plus que ce qui est nécessaire pour la construction du remblai), ce qui signifie qu'il n'y aura pas de problème d'équilibre des matériaux pour l'approvisionnement en remblai. Les filtres seront produits sur place par concassage et probablement par criblage de matériaux provenant de sources locales.

La modélisation des dépôts a été réalisée à intervalles annuels ou plus fréquents. Le taux d'élévation de l'installation est d'environ 4 m/an pendant toute la durée de vie de l'installation, sur la base d'un tonnage annuel de 18,18 Mt.

La conception de faisabilité a été élaborée à partir de conditions de charge extrêmes conformément à la norme mondiale pour la gestion des résidus miniers (GISTM) (GTR, 2020) et aux critères de la directive 019, qui définit les contrôles applicables à la conception, à la construction et à l'exploitation des TSF au Québec. Les lignes directrices de la Canadian Dam Association (CDA) en matière de sécurité des barrages sont largement utilisées et reposent sur une classification fondée sur les risques. La classification des conséquences est déterminée pour un TSF en fonction des pertes supplémentaires qu'une défaillance du TSF pourrait causer aux zones en aval ou en amont. Étant donné que les critères relatifs aux séismes et aux inondations seront conformes à la GISTM, qui présume des conséquences extrêmes telles que définies par la CDA, les exigences de la CDA et la classification des conséquences n'ont pas été définies pour cette étude.

Les conceptions des remblais FS satisfont aux exigences de stabilité géotechnique dans des conditions de charge statique et sismique extrême. Une analyse contrainte-déformation et des analyses simplifiées du déplacement dynamique ont été réalisées et les résultats indiquent que les filtres des remblais existants subiront des déformations mineures et devraient fonctionner conformément à leur conception.

Le drainage de la plage de résidus et du versant de la montagne sera collecté par gravité vers le bassin TSF. Le drainage comprend à la fois le ruissellement naturel et l'eau s'exfiltrant des résidus déposés. L'eau du bassin sera pompée pour être recyclée vers l'usine de traitement et, s'il y a un excédent, rejetée dans l'environnement après traitement dans une station d'épuration afin d'éliminer toutes les matières en suspension. Le TSF doit fonctionner avec une plage de résidus en amont d'au moins 250 m de long et un franc-bord d'au moins 1,5 m, deux exigences qui peuvent être satisfaites selon la modélisation géométrique réalisée pour l'étude.

La géométrie du bassin et de la plage permettra de contenir les « crues de projet » environnementales réglementées par la directive 019. Le déversoir d'urgence sera conçu pour gérer la crue maximale probable (PMF).

La TSF atteindra sa pleine capacité au cours de la dixième année et les résidus seront éliminés dans des fosses épuisées jusqu'à la fin de la durée de vie de la mine (22e année). L'élimination des résidus dans les fosses se fera progressivement dans la fosse sud-ouest, la fosse J4, puis la fosse 87. Le plan minier a été élaboré en tenant compte de cette contrainte conceptuelle pour le transfert vers l'élimination dans les fosses au cours des dernières années de l'exploitation minière.

25.5.4 Traitement de l'eau

Afin de soutenir le plan de gestion de l'eau du site, le projet prévoit le remplacement de l'usine de traitement de l'eau (WTP) existante et vieillissante. La WTP est utilisée pour réduire la teneur totale en solides en suspension (TSS) dans l'eau excédentaire de l'installation de stockage des résidus miniers (TSF) qui doit être rejetée dans l'environnement. La capacité de la WTP existante est de 1 200 m3/h, ce qui a été jugé suffisant, sur la base du bilan hydrique de l' , pour répondre aux besoins du projet. La concentration prévue en TSS devrait être similaire à celle enregistrée lors du démarrage des opérations en 1996-1997, qui était de 150 mg/l avec des pics pouvant atteindre 300 mg/l. Bien que l'on s'attende à ce que le broyage soit plus fin, avec un potentiel de décantation plus lent que les résidus historiques, les résidus seront épaissis avant d'être rejetés dans le TSF, ce qui pourrait réduire les TSS dans le TSF.

L'emplacement choisi pour l'usine de traitement de l'eau est au nord-est de la fosse SW, à proximité du point de rejet des eaux traitées. L'emplacement choisi se trouve dans une zone située entre deux tas de stériles et un cours d'eau naturel. Cet emplacement est peu susceptible d'être aménagé ou d'être affecté par une éventuelle expansion de la mine. Il permet également de réduire la longueur des canalisations nécessaires et la légère déclivité entre le TSF et l'usine de traitement de l'eau réduit à la fois les dépenses d'investissement et les frais d'exploitation.

Les technologies sélectionnées pour remplacer l'usine de traitement de l'eau existante restent la technologie de traitement de l'eau à clarificateur à lamelles à floculation ballastée pour l'élimination des TSS.

25.6 Environnement et permis

Troilus Gold est actuellement en train de suivre les processus environnementaux fédéraux et provinciaux. L'étude d'impact doit être déposée conformément aux deux séries de lignes directrices, en respectant la réglementation et les meilleures pratiques. Les consultations se poursuivent et la communication avec les parties prenantes restera ouverte tout au long du processus.

25.7 Coûts d'investissement et d'exploitation

Des estimations détaillées des coûts d'investissement et d'exploitation ont été établies pour l'étude de faisabilité définitive, en tenant compte de tous les coûts directs et indirects associés au projet. Sauf indication contraire, tous les coûts ont été estimés en dollars américains. Les estimations des coûts sont suffisantes pour une étude de niveau 3 de l'AACEI.

Les coûts d'investissement initiaux sont estimés à 1 074,6 millions de dollars, auxquels s'ajoutent 276,6 millions de dollars de coûts de maintien. Le coût total du projet sur la durée de vie de la mine est estimé à 1 351,2 millions de dollars. L'investissement initial comprend 213 millions de dollars de coûts de pré-dégagement capitalisés. Le parc de machines minières est supposé être financé et exploité par le propriétaire.

L'estimation comprend les besoins en capital initial de la mine, du site et des installations de résidus. Le projet bénéficie de l'existence d'une installation de résidus autorisée sur le site. Les besoins en capital de maintien pour les mines à ciel ouvert, l'usine de traitement, les infrastructures et les coûts de remise en état et de fermeture sont également inclus sur la durée de vie de la mine.

Tout l'équipement et le matériel sont supposés neufs. Les coûts de main-d'œuvre sont basés sur les lois en vigueur au moment de l'estimation en matière d'avantages sociaux.

Les coûts d'exploitation du projet ont été estimés à 17,24 $/t de minerai traité sur la durée de vie de la mine, soit 18 ans. Ce montant comprend tous les coûts liés à l'exploitation minière, au traitement, aux frais généraux et administratifs, au transport des concentrés, au port et à l'expédition. Les coûts ont été déterminés sur la base d'un prix du diesel de 1,07 $/l et d'un prix de l'électricité de 0,26 $/MWh.

25.8 Analyse économique

L'analyse économique, y compris la fiscalité, montre que le projet aurifère et cuprifère Troilus présente des avantages économiques et techniques.

Un modèle de flux de trésorerie avant et après impôts a été élaboré dans Excel pour évaluer l'étude de faisabilité du projet aurifère et cuprifère Troilus. Les principaux paramètres suivants ont été utilisés pour établir le modèle de flux de trésorerie et les résultats économiques :

- Prix des métaux :
  - Or = 1 975 $ US/oz
  - Cuivre = 4,05 $ US/lb
  - = $ 23 $ US/oz
- Financement à 100 % par capitaux propres, sans dette
- revenus et coûts exprimés en dollars constants du deuxième semestre 2023, sans indexation

Les résultats indiquent une VAN5 % après impôts de 885 millions de dollars et un TRI de 14,0 % pour la durée de vie de la mine de 21,1 ans. Le coût global moyen par once (AISC) du projet est de 1 109 dollars.

Le total des impôts payés pendant la durée de vie de la mine s'élève à 1 342,0 millions de dollars, soit 37,8 % du flux de trésorerie avant impôts.

26 RECOMMANDATIONS

Les personnes qualifiées recommandent à Troilus Gold de poursuivre l'avancement du projet Troilus Gold and Copper jusqu'à la phase d'ingénierie de base dans le cadre du plan de développement du projet Troilus. Les recommandations et les budgets associés sont fournis par les personnes qualifiées afin de mener à bien ces travaux.

Les coûts estimés par zone sont fournis dans le document « » (Tableau -261).

Tableau -261 : Budget recommandé pour l'ingénierie de base

Domaine d'étude	Coût approximatif (en dollars canadiens)
Géologie	2 200
Géotechnique	357
Exploitation	150 000
Traitement des minéraux et métallurgie	$25
Infrastructure (articles à long délai de livraison)	59 700 000
Environnement	25
TOTAL	**62 682**

26.1 Géologie

Il est recommandé de poursuivre les forages de délimitation d' s sur les quatre zones minéralisées du projet afin de définir les limites de chaque zone le long de l' . Environ 2 000 m de forage sont proposés pour la zone Z87 et la zone X22 ainsi que pour la zone située entre les deux zones ; et environ 2 000 m de forage pour la zone J. Il est également recommandé de réaliser 2 000 m de forage de remplissage dans la zone SW afin de cibler les zones de ressources présumées afin de revaloriser ce matériau.

Il est également recommandé de cibler le jumelage des trous de forage historiques, antérieurs à 2018, à l'aide d'informations de forage plus récentes . Plus précisément, il convient de cibler les trous de forage présentant des intervalles non échantillonnés à faible profondeur et, dans la mesure du possible, de remplacer les trous de forage par des analyses d'argent non analysées. Environ 3 000 mètres de forage sont proposés pour cet exercice.

recommande que l'analyse de la densité apparente et l'analyse des échantillons d'argent soient effectuées pour les premiers forages dans la zone Z87 (environ 4 000 échantillons) . Les forages réalisés au début de 2018 n'incluaient pas ces analyses à l'époque et constitueront un élément nécessaire pour confirmer la minéralisation argentifère en profondeur.

Le budget estimatif des programmes de forage proposés pour la poursuite du développement des ressources minérales est présenté ci-dessous. Le budget estimatif de ces programmes d'exploration proposés s'élèverait à environ 2,2 millions de dollars canadiens.Tableau -262 présente le budget estimatif des travaux d'exploration et de développement proposés.

Tableau -262 : Budget estimé – Géologie

Description	Coût unitaire ($CAD)	Coût estimé ($CAD)
Zone Z87, zone J, zone X22, zone SW		
Forage au diamant (6 000 m), délimitation et remplissage	200 $/m	1 200
Zone Z87, zone J,		
Jumelage des trous de forage antérieurs à 2018 (~3 000 m)	200 $/m	600 000
Réanalyse (analyse Z87 Ag, densité apparente) ; ~ 4 000 échantillons	50 $/échantillon	200 000
	Sous-total	**2 000 000**
	Imprévus	**200 000**
	TOTAL	**2 200 000**

26.2 Géotechnique

Il est recommandé de poursuivre la collecte de données structurelles orientées dans les trous d'exploration. Les données sur la foliation près des parois est seront essentielles pour comprendre le plissement local afin de planifier les ajustements locaux à la conception de la fosse. L'accent devrait être mis sur la partie nord-est et sud de la paroi est J4, où des structures importantes intersectent la paroi et où une foliation à faible inclinaison a été mesurée dans les trous d'exploration. La forte variation de l'orientation de la foliation observée entre les trous d'exploration situés à proximité les uns des autres doit faire l'objet d'une étude.

Les activités ciblées d'investigation géotechnique et de mise à jour de la conception suivantes sont recommandées pour la prochaine étape de l'étude :

- Prévoir deux trous géotechniques de 300 m de profondeur dans les zones où l'incertitude quant à l'orientation des données d'exploration pourrait avoir une incidence sur la conception de la pente, comme dans les parties sud-est et nord-est de la fosse J4.
- Prévoir 150 000 $
- Prévoir deux forages géotechniques de 200 m de long afin d'améliorer la caractérisation de la fosse SW et de distinguer les conditions plus faibles observées dans les unités felsiques et bréchique des unités volcaniques intermédiaires (paroi ouest) et mafiques (paroi est) potentiellement plus résistantes et de meilleure qualité.
- Prévoir 100 000
- Réaliser 10 essais de cisaillement direct supplémentaires et affiner la résistance au cisaillement des ensembles de discontinuités dans la fosse SW et déterminer si des résistances plus faibles doivent être utilisées.
- Prévoir 7 000 $
- Examiner les données structurelles orientées recueillies après 2023 et leurs implications sur la conception des pentes, en particulier pour les parois est des fosses.

- Prévoir 100 000 $ pour l'examen des données, la mise à jour du modèle structurel, la mise à jour de la conception et la discrétisation supplémentaire potentielle des domaines de conception que les nouvelles données permettraient.

Le coût total des travaux géotechniques supplémentaires est estimé à 357 000 dollars pour la conception détaillée. Au cours des premières années d'exploitation de chaque fosse, prévoir l'installation de piézomètres sur les parois ouest où la stabilité des gradins peut être sensible à la pression des eaux souterraines et où l'anisotropie peut affecter le drainage. Des piézomètres devraient également être installés derrière l'emplacement final de la paroi est de chaque fosse. À des fins budgétaires, il est prévu de réaliser douze trous VWP cimentés de 200 à 300 m de profondeur avec trois piézomètres à corde vibrante chacun dans les fosses X22, 87 et J4 et trois dans la fosse SW.

Les recommandations géotechniques supplémentaires pour les futurs travaux géotechniques, y compris le soutènement, la surveillance des pentes, le drainage et les considérations opérationnelles, sont résumées au chapitre 16 et détaillées dans le rapport technique sur la conception géotechnique des pentes des fosses 87, J4 et SW (WSP 2024a) et de la fosse X 22 (WSP 2024b).

26.3 Exploitation

Dans l'étude FS, des études supplémentaires sont nécessaires dans les domaines suivants, en plus des activités normales de planification minière pour une FS :

- Optimisation des tirs - 30 000
  - ajustement des explosifs à l'aide d'informations détaillées sur la roche afin de réduire les coûts des consommables
- Sélection de l'équipement - 100 000
  - révision de la sélection de l'équipement et ajustement de la taille des foreuses, des godets des pelles et des bennes des camions afin de pouvoir manipuler les matériaux abrasifs et maximiser la capacité de transport/réduire les coûts unitaires
- Contrôle de la teneur des godets de pelle - 20 000
  - examen de la technologie des godets de pelle afin de suivre avec précision la teneur depuis le front de taille jusqu'à l'usine.

Le coût total des travaux miniers supplémentaires est estimé à 150 000 $.

26.4 Traitement des minéraux et essais métallurgiques

Des essais supplémentaires sont recommandés afin de renforcer la confiance dans la conception du circuit de relavage. Ceux-ci devraient inclure :

- Essais de sédimentation et de rhéologie sur les concentrés de flottation.
- Essais de broyage de rebroyage afin d'obtenir un diagramme caractéristique pour les concentrés de flottation.

Le coût associé à ces essais supplémentaires est estimé à 25 000 $.

26.5 Infrastructure

26.5.1 Infrastructure du site

Au stade de l'ingénierie de base, il est recommandé de faire progresser l'ingénierie des procédés, mécanique et électrique afin de permettre l'achat d'équipements mécaniques et électriques à long délai de livraison et d'obtenir les données des fournisseurs pour poursuivre la conception des structures en béton et en acier dans les zones critiques. Pour obtenir les données des fournisseurs, des commandes devront être passées et les premiers paiements et la première tranche seront dus. Les coûts de ces paiements sont inclus dans l'estimation des coûts d'investissement.

- Acompte / paiement initial pour l'achat d'ensembles à long délai de livraison – 21,1 millions USD (28,5 millions CAD)
- 1er versement pour l'acquisition d'ensembles à long délai de livraison – 23,1 millions USD (31,2 millions CAD)

26.5.2 Gestion de l'eau sur l'ensemble du site

Les analyses techniques de l'étude de faisabilité concernant les structures de gestion de l'eau doivent être mises à jour et affinées au cours de la prochaine phase d'ingénierie. Il est recommandé de poursuivre l'intégration entre les plans de gestion de l'eau et les plans de gestion des mines, des déchets et des résidus pour les phases de construction, d'exploitation et de fermeture. Les activités d'optimisation recommandées pour la prochaine phase d'ingénierie comprennent :

- Révision des alignements, des profils et des empreintes des canaux, des fossés, des puisards et des bassins afin d'améliorer les performances hydrauliques et de limiter les coûts de construction.
- Pour les systèmes de pompage, il est recommandé d'étudier les possibilités d'optimisation des capacités de pompage. Cela pourrait impliquer de réduire au minimum le nombre de puisards à pomper en mettant en place une canalisation partiellement enterrée, permettant l'écoulement par gravité vers d'autres bassins de collecte. Un compromis devra être trouvé afin de prendre en compte tous les aspects de ces modifications, tels que les coûts d'excavation et l'accessibilité de ces systèmes pendant la durée de vie de la mine. La redondance du système devrait être évaluée plus en détail dans le but de réduire les coûts. Un compromis pourrait être trouvé pour évaluer la redondance acceptable du système et les économies réalisables.

En préparation de la prochaine phase d'ingénierie des structures de gestion de l'eau, WSP recommande de réaliser les études suivantes :

- Étendre et améliorer la caractérisation géotechnique le long de l'empreinte des structures de gestion de l'eau.
- Étendre et améliorer la caractérisation géochimique disponible des différents cours d'eau qui seront gérés par les futures activités minières de Troilus. Ces cours d'eau comprennent les eaux de ruissellement et d'infiltration des stériles et des résidus miniers, les infiltrations d'eau souterraine dans les fosses et les bassins, ainsi que le ruissellement naturel. L'amélioration de la caractérisation est nécessaire pour vérifier les principales hypothèses en matière de gestion de l'eau.

- Affiner davantage les études hydrologiques et aquatiques de base afin de confirmer et d'optimiser l'approche relative au passage et à l'habitat des poissons pour le canal de dérivation principal.
- Élaborer des plans progressifs de remise en état et de fermeture de la mine.
- En fonction du calendrier de la prochaine phase d'ingénierie, une mise à jour de l'analyse de référence du climat afin de tenir compte des dernières projections en matière de changement climatique pourrait être recommandée.

26.5.3 Installation de stockage des résidus

Les recommandations relatives aux prochaines étapes de l'installation de gestion des résidus miniers sont les suivantes :

- Identifier une capacité alternative de stockage des résidus afin de couvrir un déficit d'environ 15 mois (22 Mt) qui devrait survenir vers l'année 17, sur la base de la production de résidus, du plan minier et de la capacité de stockage prévue.
- Réaliser une étude de sécurité des barrages et une analyse des ruptures de barrages pour la conception technique détaillée et réexaminer la classification des conséquences des ruptures de barrages.
- Examiner les sources potentielles d'emprunt pour les matériaux de la zone de filtration de l'installation de stockage des résidus et confirmer les quantités disponibles.
- Collecter davantage de données sur le terrain afin de mieux comprendre l'épaisseur et les propriétés des matériaux de fondation du remblai est.
- Effectuer une analyse de sensibilité sur la compressibilité des stériles et des résidus existants, entre autres paramètres, afin d'évaluer la déformation statique.
- Évaluer les risques sismiques spécifiques au site afin de déterminer l'accélération maximale du sol lors d'un séisme et l'historique des mouvements du sol à l'échelle, et réexaminer l'évaluation de la liquéfaction et les analyses dynamiques de contrainte-déformation à l'aide de ces paramètres actualisés.
- Confirmer la géochimie des résidus et des stériles. Des modifications de conception pourraient être nécessaires si les résidus ou les stériles sont reclassés comme présentant un risque élevé selon la classification de la directive 019.

26.5.4 Traitement de l'eau

Il est recommandé de confirmer les hypothèses de conception du traitement de l'eau au cours des prochaines étapes de la conception afin de vérifier que les exigences en matière de traitement de l'eau restent celles de l'usine de traitement existante. Par exemple, il convient d'étudier la possibilité de réduire la capacité de traitement de l'usine. De plus, les concentrations de solides en suspension dans les eaux entrantes doivent être confirmées. Enfin, les études géochimiques les plus récentes disponibles doivent être utilisées pour confirmer que les solides en suspension sont le seul paramètre de qualité de l'eau qui nécessite un traitement.

26.6 Environnement

Il est recommandé de continuer à recueillir des données sur les composants physiques et biologiques actuellement surveillés afin de détecter les tendances et les changements liés à l'évolution du climat. Il est recommandé de maintenir une communication ouverte avec les parties prenantes. Une attention particulière doit être accordée à l'évolution du processus d'évaluation fédéral à la suite de l'arrêt de la Cour suprême d'octobre 2023 concernant le dépôt de l'étude d'impact auprès des deux niveaux de gouvernement. La préparation des permis de construction et d'exploitation devrait commencer après le dépôt de l'étude d'impact.

27 RÉFÉRENCES

Augustin, Jérôme., Rapport des travaux statutaires – Automne 2018. Propreté Trolus. Baie-James, Québec, Canada, S.N.R.C. 32J/15, 32J/16, 32O/01, 32O/02. Coordonnées du centre (UTM N83 Zone 18) : 535 085 E / 5 649 950 N. Rapport. Préparé par Laurentia Exploration Inc. (Compagnie de services géologiques). 205 pages.

Bawden, octobre 2005. « Inmet Mining Corp. 12/7/2005 Étude de faisabilité géomécanique souterraine de la mine Troilus ».

Boily, B., 1995, Le gisement Cu-Au du lac Troilus, dans Évolution métallogénique et géologie de la région de Chibougamau – du porphyre Cu-Au-Mo au gisement aurifère mésothermique, Commission géologique du Canada, dossier public 3143, guide d'excursion sur le terrain du Précambrien 1995, pp. 123-130.

Boily, B., 1998, Le Gisement Cu-Au Troilus, dans Géologie et métallogénie du district minier de Chapais-Chibougamau, nouvelle vision du potentiel de découverte, Ministère des Ressources naturelles, Québec, DV 98-03, pp. 137-146

Boily, B., 1998, Minéralisation de type porphyrique dans la ceinture de roches vertes Frotet-Evans – Le gisement Cu-Au Troilus, dans Guide de l'excursion sur le terrain, Excursion sur le terrain après la réunion B3 : Métallogénie du district de Chibougamau : évolution géologique et développement de systèmes minéralisés distincts à travers le temps, pour « Québec 1998 », GAC/MAC/APGGQ, 1998

Boily, M., Dion, C., 2002, Géochimie des roches volcaniques de type boninite dans la ceinture de roches vertes Frotet-Evans, sous-province d'Opatica, Québec : implications pour l'évolution des ceintures de roches vertes archéennes : Precambrian Research, v. 115, p. 349–371.

Brassard, B. 2018, Vieille Mine – Nouvelle Perspective. Conférence lors du congrès Xplor 2018, Montréal, 17 octobre.

Brassard, B., Hylands, B., 2019, Le gisement Troilus : un nouveau modèle structural et une nouvelle perspective. Conférence lors du congrès Gac-Mac-IAH : Où les géosciences convergent – Where Geosciences Converge. Session SY-RE01 - Or : avancées récentes et 20 ans de recherche dans le cadre du programme d'initiatives géoscientifiques ciblées de la CGC sous la direction du Dr Benoît Dubé. 13 mai 2019, Québec.

Brisson, H., Gosselin, C., Fallara, F., Gaulin, R., Dion, D.J., 1998a. Géologie de la région du lac Théodat (SNRC 32K/16). Ministère des Ressources Naturelles du Québec. RG 98-07, 24 pp.

Brisson, H., Gosselin, C., Fallara, F., Gaulin, R, Dion, D.J., 1998b. Géologie de la région du lac Evans (SNRC 32K/ 15). Ministère des Richesses Naturelles du Québec. RG 98-06, 23 pp.

Brisson, H., Gosselin, C., Fallara, F., Gaulin, R, Dion, D.J., 1998c. Géologie de la région du lac Rocher (SNRC 32K/ 09). Ministère des Richesses Naturelles du Québec. RG 98-05, 22 pp.

Carles, P., 2000, Constraint on the Genesis of the Archaean Troilus Gold-Copper Deposit, Quebec, mémoire de maîtrise, Département des sciences de la Terre et des planètes, Université McGill, Montréal, décembre 2000

Carson, D.J.T., 1990, Mineralogy and predictive metallurgy of the Frotet Lake deposit, Noranda Exploration Company Limited, rapport soumis à Minnova Inc., daté du 4 mai 1990.

Centre de Recherche Minérale du Québec, 1991, Étude de la dispersion de la minéralisation de la propriété Frotet-Troilus, par Jean-François Wilhelmy, Centre de Recherche Minérale, projet 90LP107, rapport final, soumis à Minnova Inc., daté du 3 avril 1991.

Centre de Recherches Minérales (CRM), St Foy, Québec (1991) – Essais métallurgiques préliminaires à l'échelle du laboratoire. (Les détails de ces essais n'étaient pas disponibles pour examen au moment de la préparation du présent résumé).

Chryssoulis, S.L., 1990, Rapport technique sur la teneur en or « invisible » des minéraux sulfurés du prospect Frotet Lake, Québec ; Process Mineralogy, Université de Western Ontario, rapport soumis à D. Carson, Noranda Exploration Company Limited, 1990.

COREM, St Foy, Québec (2019) – Essais de roulement en bouteille sur 6 composites à différentes tailles de concassage et de broyage.

COREM, St Foy, Québec (2020) – Essais JK Dropweight sur quatre composites de domaine (Domaine 41, Domaine 42, Domaine 43 et Domaine 54)

Davis, W.J., Machado, N., Gariépy, C., Sawyer, E.W., 1995, Géochronologie U-Pb de la ceinture de tonalite-gneiss d'Opatica et sa relation avec la ceinture de roches vertes d'Abitibi, province du Québec, Canada. J. Earth Sci., v.32, p.113-127.

Diniz, T.B., 2019, An Overview of the Troilus Au-Cu Deposit, Frotet-Evans Greenstone Belt, Opatica Subprovince, Quebec : thèse de maîtrise non publiée, Kingston, Ontario, Canada, Queen's University, 85 p.

Dion, C., Pilote, P., David, J., et Cater, D. 1998. Géologie et âge de la minéralisation Au-Cu à la mine Troilus, ceinture de Frotet Evans, Québec [abs]. Réunion annuelle de l'Association géologique du Canada, Volume 23 des résumés, p. 46.

Fraser, R.J., 1993, The Lac Troilus gold-copper deposit, Northwestern Quebec: A possible Archean porphyry system, Economic Geology, 88: pp 1685-1699.

Genivar, 2009. « Plan de fermeture et de restauration du site Troilus », 482 pages.

Goodman, S., Williams-Jones, A.E., et Carles, P., 2005, Structural controls on the Archean Troilus gold-copper deposit, Quebec, Canada, Economic Geology, 100 : pp. 577-582.

Gosselin, C., 1990, Géologie de la partie NE de la région de Frotet-Troilus, Ministère de l'Énergie et des Ressources du Québec, DV 90-40, pp 65-67.

Gosselin, C., 1996, Synthèse géologique de la région de Frotet-Troilus, Ministère des Ressources naturelles, Québec, ET 96-02.

Gosselin, C., 1998, Synthèse géologique de la région de Frotet-Troilus, Géologie et métallogénie du district minier de Chapais-Chibougamau, nouvelle vision du potentiel de découverte, Ministère des Ressources naturelles, Québec, DV 98-03, pp 63-70.

Hazen Research, Golden, Colorado (2020) – Test de l'indice d'abrasion et de l'indice de travail à la bille de liaison sur trois composites (87UG, 87S et SW).

Itasca Consulting Group (Andrieux), août 2005. « Rapport sur la visite du site les 2 et 3 août 2005 à la mine Troilus ».

Itasca Consulting Group (Andrieux), janvier 2006. « Rapport à Inmet Mining Corporation, Ltd. Division Troilus Évaluation géomécanique avec analyses numériques 3DEC des options d'abattage souterrain à la division Troilus »

Inmet Mining, mars 2006. « Troilus Underground - Rapport technique - Mars 2006 »

Kappes Cassidy & Associates, Reno, Nevada (2020) – Essais de broyage grossier sur deux composites (zone J4 et zone J5), y compris des essais de broyage sur des produits broyés par HPGR (composite de la zone J4 uniquement).

Kappes Cassidy & Associates, Reno, Nevada (2020) – Essais de roulement en bouteille sur des produits grossièrement concassés (HPGR) et broyés sur quatre composites (87OP, 87UG, 87S et SW). De plus, une flottation plus grossière suivie d'une lixiviation des résidus de flottation, puis d'une lixiviation suivie d'une flottation des résidus de lixiviation a été effectuée pour chacun des quatre composites.

Lakefield Research, Lakefield, Ontario (1993) – Essais à l'échelle du laboratoire et à l'usine pilote axés sur la production d'un concentré de cuivre-or par flottation.

Lakefield Research, Lakefield, Ontario (2003) – Essais de concentration par gravité et de flottation à l'échelle du laboratoire sur trois composites provenant de la zone J4.

Lowel, J.D., et Guilbert, J.M., 1970, Altération latérale et verticale – zonation de la minéralisation dans les gisements de porphyre, Economic Geology, 65 : pp 373-408.

McMillan, W.J., et Panteleyev, 1987, A. Porphyry copper deposits, dans Ore deposit models, Geoscience Canada Reprint Series, édité par R.G. Roberts et P.A. Sheahan, vol. 3, pp. 45-58.

Morin, R., 1998a. Géologie de la région du lac Salamandre. Ministère des Richesses Naturelles du Québec. RG 97-14, 16 pp.

Morin, R., 1998b. Géologie de la région du lac Ou âgama. Ministère des Richesses Naturelles du Québec. RG 97-15, 18 pp.

Morin, R., 1998c. Géologie de la région de Chutes aux Iroquois. Ministère des Richesses naturelles du Québec. RG 97-16, 15 pp.

Morin, R., et al., 1999, Potentiel minéral du district minier de Chibougamau, Ministère des Ressources naturelles, Québec, PRO 99-02.Pilote, P., et al., 1997, Géochronologie des minéralisations d'affiliation magmatique de l'Abitibi, secteur Chibougamau et de Troilus-Frotêt : implications géotechniques, Ministère des Ressources naturelles, Québec, DV 95-04, p. 14.

Pitard, F.F., 1999, Étude de l'hétérogénéité de l'or dans le minerai J4 de la mine Troilus, Francis Pitard Sampling Consultants, rapport soumis à Inmet Mining Corp., daté du 5 février 1999.

Piteau Associates, septembre 2006. « Projet Troilus, septembre 2006 – Paramètres de la masse rocheuse pour la modélisation numérique de la mine souterraine proposée », par P.M. Hawley, dossier n° 1495.

Piteau Associates, octobre 2006. « Troilus Pit octobre 2006 Inspection géotechnique – Ébauche », par P.M. Hawley, dossier n° 1495.

RPA Consulting. Juin 2018. « Draft Memo Re: Mining Methods Review Date June 7, 2018 (13:30) »

Riverin, G., 1997, Étude de la granulométrie de l'Or dans les échantillons de Troilus, mémorandum interne, Inmet Mining Corporation, daté du 20 mars 1997.

Simard, A., 1987, Stratigraphie et volcanisme dans la partie orientale de la bande volcano-sédimentaire archéenne Frotet-Evans, ministère de l'Énergie et des Ressources du Québec, MB 87-17.

SRK Consulting Inc. Novembre 2018. « Rapport d'étude structurale du projet Troilus, Québec ».

SRK, 2018, Structural Investigation of the Troilus Project, Québec. Rapport interne préparé pour Troilus Gold Corporation par Caté, A., 28 novembre. 43 pages.

Sutherland Brown, A., 1976, Morphology and classification, Institut canadien des mines et de la métallurgie, volume spécial 15, pp. 44-51.

Troilus Gold Corp. Novembre 2019. « Troilus Évaluation environnementale - Dénoyage des fosses J-4 et 87 »

Rapports techniques

AGP, 2023. Rapport technique et estimation des ressources minérales du projet aurifère et cuprifère Troilus, Québec, Canada. 343 pages. 2 octobre 2023.

AGP, 2020a. Rapport technique et estimation des ressources minérales du projet aurifère et cuprifère Troilus, Québec, Canada. 212 pages. 27 août 2020.

AGP, 2020b. Évaluation économique préliminaire du projet aurifère Troilus. Québec, Canada. 483 pages. 14 octobre 2020

RPA, 2014. Rapport technique sur l'estimation des ressources minérales de la mine d'or-cuivre Troilus, Québec, Canada. 30 juin 2014.

RPA, 2016. Rapport technique sur l'estimation des ressources minérales de la mine d'or et de cuivre Troilus, Québec, Canada. 30 juin 2016.

RPA, 2017. Rapport technique sur l'estimation des ressources minérales de la mine d'or et de cuivre Troilus, Québec, Canada. 20 novembre 2017.

RPA, 2019a. Rapport technique sur l'estimation des ressources minérales de la mine d'or et de cuivre Troilus, Québec, Canada. 1er janvier 2019.

RPA, 2019b. Rapport technique sur l'estimation des ressources minérales de la mine d'or-cuivre Troilus, Québec, Canada. 20 décembre 2019

Sites

Gestim Plus. Site Web du registre en ligne des titres miniers. Ministère de l'Énergie et des Ressources naturelles. https://gestim.mines.gouv.qc.ca/MRN_GestimP_Presentation/ODM02101_login.aspx

(consulté le 2 octobre 2023)

Site Web de Troilus Gold, communiqués de presse :https://www.troilusgold.com/news-and-media/news-releases/

(consulté le 2 octobre 2023)

Communiqué de presse du 24 mai 2018 Zone Z87, intersections de forage

Communiqué de presse du 9 juillet 2018 Zone Z87, intersections de forage

Communiqué de presse du 12 septembre 2018 Zone Z87, intersections de forage

Communiqué de presse du 31 octobre 2018 Zone Z87, intersections de forage

Communiqué de presse du 19 août 2019 Zone Z87, intersections de forage

Communiqué de presse du 17 août 2022 Zone Z87, intersections de forage

Communiqué de presse du 26 mars 2019 Zone J, intersections de forage

Communiqué de presse du 12 mai 2021 Zone J, intersections de forage

Communiqué de presse du 8 juin 2021 Zone J, intersections de forage

Communiqué de presse du 7 juillet 2021 Zone J, intersections de forage

Communiqué de presse du 21 septembre 2021 Zone J, intersections de forage

Communiqué de presse du 7 juillet 2021 Zone X22, intersections de forage

Communiqué de presse du 31 mars 2023 Zone X22, intersections de forage

Communiqué de presse du 12 janvier 2021 Zone SW, intersections de forage

Communiqué de presse du 9 février 2021 Zone SW, intersections de forage
Communiqué de presse du 24 février 2021 Zone SW, intersections de forage
Communiqué de presse du 16 mars 2021 Zone SW, intersections de forage
Communiqué de presse du 17 août 2021 Zone SW, intersections de forage
Communiqué de presse du 20 janvier 2022 Zone SW, intersections de forage
Communiqué de presse du 21 avril 2022 Zone SW, intersections de forage
Communiqué de presse du 4 mai 2022 Zone SW, intersections de forage

Loi sur les mines du Québec. (Anglais)
http://legisquebec.gouv.qc.ca/en/ShowDoc/cs/M-13.1

Site web Worldclimate.com : Mistissini, Québec
http://www.worldclimate.com/cgi-in/grid.pl?gr=N50W073

(consulté le 2 juin 2020)

Site Web Yr.no ; Institut météorologique norvégien et Société norvégienne de radiodiffusion : Mistissini, Mont Wapaskouch, Pic Longview ; Québec
https://www.yr.no/place/Canada/Quebec/Mistissini~6075492

https://www.yr.no/place/Canada/Quebec/Mont_Wapaskouch

https://www.yr.no/place/Canada/Quebec/Pic_Longview/

(consulté le 2 juin 2020)